

Министерство образования и науки, молодежи и спорта Украины
Государственное высшее учебное заведение
«Национальный горный университет»



А.Д. ПОЛУЛЯХ, П.И. ПИЛОВ, А.И. ЕГУРНОВ, Д.А. ПОЛУЛЯХ

ТЕХНОЛОГО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ ИНЖИНИРИНГ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Рекомендовано Министерством образования и науки,
молодежи и спорта Украины как учебное пособие
для студентов высших учебных заведений

ДНЕПРОПЕТРОВСК

НГУ

2012

УДК 622.7:504.06
ББК 33.4
Т 69

Рекомендовано Міністерством освіти і науки, молоді та спорту України як навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів, які навчаються за освітньо-професійною програмою спеціаліста зі спеціальності «Збагачення корисних копалин» (лист № 1/11-6716 від 14.05.12).

Рецензенти:

О.І. Назімко, д-р техн. наук, професор, завідувач кафедри збагачення корисних копалин Державного ВНЗ «Донецький національний технічний університет»;

Т.А. Олійник, д-р техн. наук, професор, завідувач кафедри збагачення корисних копалин Державного ВНЗ «Криворізький технічний університет».

Розглянуто правові основи охорони навколишнього середовища та результати впливу на нього збагачувальних підприємств. Описані прийоми, засоби, технології технологічного інжинірингу при збагаченні корисних копалин на етапах створення, експлуатації та ліквідації збагачувальних виробництв; управління якістю товарної вугільної продукції; складування твердих та рідинних відходів; сушіння, навантаження та транспортування продуктів збагачення. Надано відповідний довідковий матеріал.

Навчальний посібник є першим виданням з дисципліни «Технологічно-екологічний інжиніринг при збагаченні корисних копалин».

Для студентів та фахівців гірничих професій.

Технологічно-екологічний інжиніринг при обогаченні полезных ископаемых
Т 69 [Текст]: учеб. пособие / А.Д. Полулях, П.И. Пилов, А.И. Егурнов, Д.А. Полулях. – Д.: Национальный горный университет, 2012. – 713 с.

ISBN 978 – 966 – 350 – 343 – 1

Рассмотрены правовые основы охраны окружающей среды и результаты воздействия на нее обогатительных предприятий. Описаны приемы, способы, технологии технологического инжиниринга при обогаченні полезных ископаемых на этапах создания, эксплуатации и ликвидации обогатительных производств; управления качеством товарной угольной продукции: складирования твердых и жидких отходов; сушки, погрузки и транспортировки продуктов обогачення. Представлен соответствующий справочный материал.

Учебное пособие является первым изданием по дисциплине «Технологічно-екологічний інжиніринг при обогаченні полезных ископаемых».

Для студентов и специалистов горных профессий.

УДК 622.7:504.06
ББК 33.4

© О.Д. Полулях, П.І. Пілов, О.І. Єгурнов,
Д.О. Полулях, 2012
© Державний ВНЗ «Національний гірничий
університет», 2012

ISBN 978 – 966 – 350 – 343 – 1

ВВЕДЕНИЕ

Добыча и обогащение полезных ископаемых являются составной частью экологии Земли, уровень состояния которой предопределяет необходимость постоянного технологического-экологического инжиниринга с целью минимизации экологического ущерба, наносимого природе предприятиями горной отрасли промышленности. При этом должен сохраняться удовлетворительный уровень их рентабельности.

Одной из составляющих воздействия добычи и обогащения полезных ископаемых на окружающую среду являются промышленные отходы, которые складываются на промплощадках предприятий и становятся элементом ландшафта местности.

В современном мировом производстве используется 5-10% исходных сырьевых продуктов. Остальные 90-95% превращаются в промышленные отходы, большая часть которых попадает в атмосферу гидро- и литосферу, загрязняя их. С каждым годом это соотношение увеличивается в связи с истощением богатых месторождений и вовлечением в разработку более бедных.

Общий объем накопленных в Украине твердых отходов составляет 25-28 млрд т и они занимают площадь около 180 тыс. га и ежегодно к ним добавляется 3-6 тыс. га. К этой площади необходимо добавить площадь илонакопителей и шламовых отстойников для складирования жидких отходов обогащения. Например, в угольной отрасли насчитывается 35 илонакопителей общей площадью 1,8 тыс. га и 161 отстойник общей площадью 0,5 тыс. га, в которых находятся, соответственно, 115,8 и 2.1 млн т углесодержащих материалов.

Первичная переработка (обогащение) полезных ископаемых является замыкающим звеном в общей технологии получения минеральных ресурсов и обеспечивает получение товарной продукции, соответствующей кондициям на сырье для химико-металлургической, топливно-энергетической и других отраслей промышленности. От уровня техники и технологии первичной переработки полезных ископаемых все в большей степени зависит рациональное использование природных ресурсов и охрана окружающей среды.

Технология обогащения полезных ископаемых располагает целым рядом промышленных методов разделения минералов по их физическим, химическим и физико-механическим свойствам: гравитационный, магнитный, электрический, флотационный, радиометрический, химический, бактериологический, по трению, форме, упругости, избирательному разрушению, на жировых поверхностях. Направленное изменение этих свойств дает возможность искусственно повышать контрастность природных свойств минералов, что вместе с совершенствованием технологических процессов значительно расширяет круг полезных ископаемых, вовлекаемых в производство, и факторов, вредно влияющих на окружающую среду.

Техногенные факторы добычи и обогащения полезных ископаемых влияют на структуру и природные комплексы ландшафта, гидросферу, атмосферу, почву, недра, флору и фауну. Уменьшение этого влияния и является задачей технологического-экологического инжиниринга, а знание его основ обязательно для всех специалистов горного профиля.

В настоящем учебном пособии рассмотрены вопросы правовых основ охраны природы; воздействия углеобогащающих предприятий на окружающую среду; технологического-экологического инжиниринга при проектировании, эксплуатации и закрытии производства; управления качеством товарной угольной продукции; складирования отходов углеобогащения в породных отвалах и илонакопителях; сушки, погрузки,

транспортирования и складирования угольной продукции; утилизации отходов добычи и переработки углей.

Настоящее учебное пособие написано в соответствии с учебной программой дисциплины «Технологический инжиниринг при обогащении полезных ископаемых» Государственного образовательного стандарта для высших учебных заведений, осуществляемых подготовку специалистов по направлению «Горное дело» специальности «Обогащение полезных ископаемых». В качестве дополнения к нему авторами в 2011 году издано учебное пособие «Практикум по технологическому инжинирингу при обогащении полезных ископаемых», в котором приведены варианты решения задач по определению сверхнормативных потерь горючей массы с отходами производства, расчета норм показателей качества угольной продукции на обогатительных фабриках, расчета вредных выбросов при обогащении углей.

Авторы выражают глубокую благодарность докторам технических наук, профессорам Назимко Елене Ивановне и Олейник Татьяне Анатольевне, коллективам кафедры обогащения полезных ископаемых ГВУЗ «Национальный горный университет» и научно-исследовательского отдела совершенствования технологий и схем углеобогатительных фабрик ГП «Укрнииуглеобогащение» за критические замечания и конструктивные советы, сделанные при обсуждении структуры и содержания данного издания.

Поскольку учебное пособие по технологическому инжинирингу при обогащении полезных ископаемых написано впервые, авторы просят обо всех замеченных недостатках сообщать на кафедру обогащения полезных ископаемых ГВУЗ «Национальный горный университет» (г. Днепропетровск).

РАЗДЕЛ 1. ПРАВОВЫЕ ОСНОВЫ ОХРАНЫ ПРИРОДЫ

1.1. Общие сведения

В современном мировом производстве используется 5-10% исходных сырьевых ресурсов, остальные 90-95% превращаются в промышленные отходы, большая часть которых попадает в атмосферу, гидро- и мезосферу, загрязняя их.

За последние 20 лет выпуск отходов увеличился в 4 раза, при увеличении объема переработки только в 2 раза, что говорит о снижении содержания ценных компонентов в добываемых полезных ископаемых.

В современных условиях, когда миром правит капитал, основной целью производства является не производство материальных ценностей для удовлетворения потребностей человека, а получение максимальной прибыли практически любой ценой. Этот путь входит в противоречие с жизнедеятельностью человека, наносит ущерб окружающей среде и ее фауне и флоре.

Снижение вредного влияния добычи и переработки полезных ископаемых на окружающую среду с учетом рыночных отношений осуществляется по трем основным направлениям:

- совершенствование техники и технологии обогащения с целью максимального извлечения ценных компонентов в товарную продукцию;
- совершенствование техники и технологии складирования отходов обогащения с целью минимизации их влияния на окружающую среду;
- комплексное использование продуктов обогащения, включая утилизацию отходов с целью получения максимальной прибыли и возвращения в сельхозоборот использованных ранее в промышленном производстве земельных ресурсов.

Первое направление предполагает разработку и освоение технологических схем обогащения, обеспечивающих минимальный выпуск отходов.

Второе направление предполагает разработку и освоение технологических приемов, исключающих или существенно снижающих вредное воздействие складированных отходов, газовых выбросов и сточных вод на окружающую среду.

Третье направление более кардинально, поскольку решает вопросы полной ликвидации отходов, делая их сырьем для производства иной полезной продукции.

Эти все задачи на различных стадиях создания, эксплуатации и закрытия производства решаются с помощью технолого-экологического инжиниринга, который и является на данный момент изучаемой нами дисциплиной.

Как свидетельствуют справочники, инжиниринг (в общем понятии этого слова) – это набор приемов, методов, которые предприятия используют для планирования и ведения своей деятельности.

В традиционном понимании инжиниринг – это инженерно-консультативные услуги, связанные с подготовкой производственного процесса, либо услуги по обеспечению нормального протекания процесса производства и реализации товарной продукции. Инжиниринговые услуги, чаще всего предоставляются специализированными инженерно-консультативными (инжиниринговыми) фирмами.

Так как инжиниринг предполагает большое количество разнообразных услуг, то инжиниринговые фирмы специализируются по направлениям. В международной практике выделяют следующие виды инжиниринговых фирм:

- инженерно-консультативные – предоставляют услуги без поставки оборудования;
- инженерно-строительные – могут предоставлять весь комплекс услуг, которые связаны с созданием промышленных и других объектов на условиях «под ключ»;
- консультативные – предоставляют услуги по управлению производством, компьютерными программами, организации производства, сбыту продукции, финансами;
- инженерно-исследовательские, которые специализируются на разработке технологических процессов, технологий производства новых материалов, оборудования;
- комплексные – применяются при крупномасштабном строительстве и включают все вышеизложенные. Они производят проектирование объекта, разработку планов строительства, контроль при проведении строительных работ, передачу технологий, необходимых для строительства объекта, осуществляют монтаж оборудования и его эксплуатацию, включая передачу опыта, знаний, технологий и патентов, поставку оборудования и его монтаж и наладку.

Применительно к обогащению полезных ископаемых, технологический экологический инжиниринг – это набор приемов, методов, технологий, оборудования, нормативно-правовых актов, которые используются горно-обогатительными предприятиями для планирования и ведения своей деятельности с целью получения максимального технологического эффекта при минимизации затрат на переработку полезного ископаемого и минимизации ущерба окружающей среде.

Решение задач технологического экологического инжиниринга при обогащении полезных ископаемых осуществляется в соответствии с правовыми основами охраны природы.

Правовые основы охраны природы – это предусмотренные законодательством меры, обеспечивающие сохранение природных ресурсов, рациональное их использование и, в ряде случаев, их воспроизводство.

Основные понятия

«Понятие природа» - определяется как совокупность материальных предметов (природных ресурсов) и условий, которые существуют независимо от воли людей и являются материальной основой и средой обитания человеческого общества.

Природная среда – это окружающая человека внешняя природа.

Общество не является элементом природной среды.

«Понятие биосфера» - это часть пространства земного шара, где живые организмы и среда их обитания взаимосвязаны между собой. Это пространство включает в себя часть атмосферы (10-15 км от уровня моря), гидросферу (до 10 км) и верхнюю часть мезосферы (2-3 км). Главная функция биосферы – систематическое воспроизводство биомассы (живое существо), которая является источником удовлетворения различных потребностей человека.

Понятие «окружающая среда» отличается от понятия «биосфера» отсутствием постоянных границ. Ее пределы зависят от уровня научно-технического развития, границы которого обусловлены возможностями человечества использовать природные богатства в рассматриваемое время.

Таким образом, понятие «Окружающая среда» представляет собой систему взаимосвязанных предметов и явлений природы, окружающих человека и взаимодействующих с ним вместе с включенными в эту систему техническими компонентами,

создаваемыми человеком. В отличие от природы, которую нужно охранять, окружающую среду необходимо постоянно улучшать и развивать.

Научно-технический прогресс оказывает двоякое влияние на окружающую природную среду. С одной стороны, рост числа промышленных предприятий влечет за собой увеличение опасности отрицательного воздействия на природу. С другой – научно-технический прогресс таит неограниченные возможности для устранения таких отрицательных результатов.

1.2. Правовые основы охраны окружающей среды

Правовые основы охраны окружающей среды регулируются Законом Украины «Об охране окружающей среды» [1].

Задачами законодательства об охране окружающей среды является регулирование отношений в области охраны, использования и возобновления природных ресурсов, обеспечение экологической безопасности, избежание и ликвидация отрицательного влияния хозяйственной и другой деятельности на окружающую среду, сохранение природных ресурсов, генетического фонда, живой природы, ландшафтов и других природных комплексов, уникальных территорий и природных объектов, связанных с историко-культурным наследием.

Основными принципами охраны окружающей среды являются:

- приоритетность требований экологической безопасности, обязательность соблюдения экологических стандартов, нормативов и лимитов использования природных ресурсов при ведении хозяйственной, управленческой и другой деятельности;
- гарантия экологически безопасной среды для жизни и здоровья людей;
- предупредительный характер мероприятий, относящихся к охране окружающей среды;
- экологизация материального производства на основе комплексных решений в вопросах охраны окружающей среды, использования и возобновления природных ресурсов, широкого внедрения новейших технологий;
- сохранение пространственного видового многообразия и целостности природных объектов и комплексов;
- научное обоснование согласованных экологических, экономических и социальных интересов междисциплинарных знаний экологических, социальных, естественных и технических наук и прогнозирования состояния окружающей природной среды;
- обязательность экологических экспертиз;
- гласность и демократия при принятии решений, реализация которых влияет на состояние окружающей среды, формирование у населения экологического мировоззрения;
- научное обоснование нормирования влияния хозяйственной и другой деятельности на окружающую природную среду;
- бесплатность общего и платность специального использования природных ресурсов для хозяйственной деятельности;
- взимание сбора за загрязнение окружающей природной среды и ухудшения качества природных ресурсов, компенсация ущерба, понесенного в результате нарушения законодательства об охране окружающей среды;

- решение вопросов охраны окружающей среды и использования природных ресурсов с учетом степени антропогенного изменения территории, совокупности воздействия факторов, которые негативно влияют на экологическую обстановку;
- объединение мероприятий по стимулированию и ответственности в делах охраны окружающей среды;
- решение проблем охраны окружающей среды на основе широкого межгосударственного сотрудничества.

Использование Закона Украины «Об охране окружающей среды» Осуществляется непосредственно и через соответствующие законодательные акты по отдельным видам природных ресурсов, а именно:

- Земельного Кодекса Украины;
- Кодекса Украины о недрах;
- Водного Кодекса Украины;
- Закона Украины об охране атмосферного воздуха;
- Лесного Кодекса Украины.

1.3. Правовые основы охраны земельных угодий

Правовые основы охраны земельных угодий регулируются Земельным Кодексом Украины [2]. Земля является основным национальным богатством, которое находится под охраной государства.

Земли Украины по их целевому назначению разделяются на следующие категории:

- сельскохозяйственного назначения;
- жилищной и общественной застройки;
- природно-заповедного и другого природоохранного назначения;
- оздоровительного назначения;
- рекреационного назначения;
- историко-культурного назначения;
- лесохозяйственного назначения;
- водного фонда;
- промышленности, транспорта, связи, энергетики, обороны и другого назначения.

Отнесение земли к той или иной категории осуществляется на основании решения органов государственной власти и органов местного самоуправления в соответствии с их полномочиями. Эти же органы могут осуществлять смену целевого назначения земли в соответствии с порядком, установленным Кабинетом Министров Украины.

Земля в Украине может находиться в частной, коммунальной или государственной собственности.

Земля и отведенные участки должны использоваться по назначению.

Охрана земель включает систему правовых, организационных, экономических и других мероприятий, направленных на рациональное использование, предотвращение необоснованного изъятия земель из сельскохозяйственного и лесохозяйственного оборота, защиту от вредных антропогенных воздействий, а также на воспроизводство и повышение плодородия почв, повышения продуктивности земель лесного фонда, обеспечения специального режима использования земель природоохранного, оздоровительного, рекреационного и историко-культурного назначения.

Земля предоставляется предприятиям, организациям, гражданам в постоянное или временное пользование в порядке отвода.

Задачей охраны земель является обеспечение сохранения и воспроизводства земельных ресурсов, экологической ценности природных и приобретенных качеств земли.

Охрана земли включает:

- обоснование и обеспечение рационального землепользования;
- защиту сельскохозяйственных угодий, лесного фонда, кустарников от необоснованного их извлечения для других потребностей;
- защиту земель от эрозии, селей, подтопления, заболачивания, вторичного засоления, пересушивания, уплотнения, загрязнения отходами производства, химическими и радиоактивными веществами и от других неприятных природных и техногенных процессов;
- сохранение природных водно-болотных угодий;
- предупреждение ухудшения эстетического состояния и экологической роли антропогенных ландшафтов;
- консервацию деградирования и малопродуктивных сельскохозяйственных угодий, путем прекращения их хозяйственного использования на определенное время и их выщелачивание и олесение.

Хозяйственная деятельность предприятий, которая обуславливает загрязнение земель и почв сверх установленных предельно допустимых концентраций опасных веществ, запрещается.

Контроль за выполнением требований земельного законодательства осуществляет землеустроительная служба. Она проверяет выполнение мероприятий по рекультивации, предотвращению эрозии почв, засолению, заболачиванию земель, загрязнению их отходами предприятий, сточными водами и иной порчи земли. В функции землеустроительной службы входят также рассмотрение материалов по изъятию земель, отвод предоставленных в пользование земельных участков, ведение количественного и качественного учета земель и регистрация землепользователей.

Для обеспечения необходимой информации органов государственной власти, других организаций и граждан с целью регулирования земельных отношений, рационального использования и охраны земли, определения платы за землю и ценности земли в составе природных ресурсов, контроля за использованием и охраной земли, экономического и экологического обоснования бизнес-планов и проектов землеустройства, служит земельный кадастр.

Государственный земельный кадастр – это единая государственная система земельно-кадастровых работ, которая устанавливает процедуру определения факта выполнения или предоставления права собственности и права пользования земельными участками и включает совокупность ведомостей и документов о месте размещения и правовом режиме этих участков, их оценку, классификацию земли, количественную и качественную характеристику, распределение между собственниками земли и землепользователями.

Нарушение Земельного Кодекса Украины карается штрафами, уголовной ответственностью, возмещением ущерба с учетом вынужденных расходов по восстановлению плодородия испорченных земель.

1.4. Правовые основы охраны недр

Правовые основы охраны недр регулируются Кодексом Украины о недрах.

Недра – это часть земной коры, которая размещена под поверхностью суши и дном водоемов и простирается до глубин, доступных для геологического изучения и освоения.

Задачей Кодекса Украины о недрах является регулирование горных отношений с целью обеспечения рационального, комплексного использования недр, гарантирования при использовании недр безопасности людей, имущества и окружающей среды, а также охраны прав и законных интересов предприятий, организаций и граждан. Недра являются исключительно собственностью народа Украины и передаются только в пользование с оплатой в установленном порядке.

Месторождение полезных ископаемых – это нагромождение минеральных веществ в недрах, на поверхности земли, в источниках вод и газов, на дне водоемов, которые за количеством, качеством и условиями залегания являются пригодными для промышленного использования.

Техногенные месторождения полезных ископаемых – это места, где накопились отходы добычи, обогащения и переработки минерального сырья, запасы которых оценены и имеют промышленное значение. Эти месторождения могут возникнуть также вследствие потерь при хранении, транспортировке и использовании продуктов переработки минерального сырья.

Все месторождения полезных ископаемых, в том числе и техногенные, являются запасами, оцененными как промышленные, составляют Государственный фонд месторождений полезных ископаемых, а все предварительно оцененные месторождения полезных ископаемых – резерв этого фонда.

Основными требованиями в области охраны недр являются:

- обеспечение полного и комплексного геологического изучения недр;
- соблюдение установленного законодательством порядка передачи недр в пользование и недопущение самовольного использования недр;
- рациональное извлечение и использование запасов полезных ископаемых и имеющихся в них компонентов;
- недопущение вредного влияния работ, связанных с использованием недр, на сохранение запасов полезных ископаемых, горных выработок и скважин, которые эксплуатируются или законсервированы, а также подземных сооружений;
- охрана месторождений полезных ископаемых от затопления, обводнения, пожаров и других факторов, которые влияют на качество полезных ископаемых и промышленную ценность месторождений либо усложняют их разработку;
- избежание необоснованной и самовольной застройки площадей залегания полезных ископаемых и соблюдение установленного законодательством порядка использования этих площадей для других целей;
- избежание загрязнения недр при подземном хранении нефти, газа и других вещей и материалов, захоронении опасных веществ и отходов производства, сброса сточных вод.

Использование недр осуществляется в соответствии с горным отводом.

Горный отвод – это часть недр, который дан пользователям для промышленной разработки месторождений полезных ископаемых и целей, не связанных с добычей полезных ископаемых.

Месторождения, в том числе техногенные запасы и проявления полезных ископаемых, подлежат учету в государственном кадастре месторождений и проявлений полезных ископаемых и государственном балансе запасов полезных ископаемых.

Государственный кадастр месторождений и проявлений полезных ископаемых содержит сведения о каждом месторождении, включенном в Государственный фонд месторождений полезных ископаемых, количество и качество запасов полезных ископаемых и имеющихся в них компонентов, горнотехнические, гидрогеологические и другие условия разработки месторождений, их геолого-экономическую оценку, а также сведения о каждом проявлении полезных ископаемых.

Государственный баланс запасов полезных ископаемых содержит сведения о количестве, качестве и степени изученности запасов полезных ископаемых месторождений, имеющих промышленное значение, их размещение, уровень промышленного освоения, а также сведения о добыче, потерях и обеспечения общественного производства разведанными запасами полезных ископаемых.

При разработке месторождений полезных ископаемых необходимо обеспечить следующие требования:

- использование рациональных экологически безопасных технологий добычи и переработки полезных ископаемых и извлечение выявленных у них компонентов, которые имеют промышленное значение; недопущение сверхнормативных потерь и ухудшение качества полезных ископаемых, а также избирательной разработки богатых участков месторождения, что приводит к потерям запасов полезных ископаемых;
- осуществление доразведки месторождений полезных ископаемых, а также других геологических и маркшейдерских работ, ведение технической документации;
- учет состояния и движения запасов, потерь и ухудшения качества полезных ископаемых;
- складирование, сохранение и учет полезных ископаемых, которые вмещают ценные компоненты и временно не используются;
- рациональное использование вскрышных пород и отходов производства;
- безопасное для людей, имущества и окружающей среды ведение горных работ.

При переработке минерального сырья необходимо обеспечить:

- сохранение технологических схем переработки полезных ископаемых, которые обеспечивают рациональное и комплексное извлечение полезных компонентов;
- учет и контроль за распределением полезных компонентов на разных стадиях переработки и степени их извлечения из минерального сырья;
- изучение технологических свойств и состава минерального сырья, проведение исследовательско-технологических испытаний с целью усовершенствования технологии переработки минерального сырья;
- рациональное использование отходов переработки (шлама, пыли, сточных вод и др.);
- складирование, учет и сохранение отходов производства, которые содержат полезные компоненты и временно не используются;
- соблюдение требований, предусмотренных законодательством об охране окружающей среды.

1.5. Правовые основы охраны вод

Правовые основы охраны вод регулируются Водным Кодексом Украины. Все водные ресурсы, как поверхностные, так и подземные являются общенародным достоянием и предоставляются только в пользование.

Правовая охрана вод представляет собой систему государственных и общественных мероприятий, закрепленных законодательством и направленных на предотвращение загрязнения и истощения водных источников, рациональное использование водных ресурсов для общественного производства, обеспечение нужд населения.

Задачей водного законодательства является регулирование правовых отношений с целью обеспечения сохранения, научно обоснованного и рационального использования вод возобновления водных ресурсов, охраны вод от загрязнения, засорения и истощения, противодействие вредным действиям вод и ликвидации их последствий, улучшению состояния водных объектов, а также охраны прав предприятий, организаций и граждан при водопользовании.

Водные ресурсы должны проходить государственный учет и входить в государственный водный кадастр.

Государственный учет водопользования осуществляется с целью систематизации данных о заборе и использовании вод, сброса оборотных вод и загрязняющих веществ, наличие систем оборотного водоснабжения и их мощности, а также действующих систем очистки сточных вод и эффективности их работы. Данные этого учета являются составной частью Государственного водного кадастра.

Для оценки экологического благополучия водных объектов и определения комплекса водоохраных мероприятий устанавливается экологический норматив качества воды, который содержит научно обоснованные значения концентраций загрязняющих веществ и показатели качества воды (общезагрязняющие, биологические, химические, радиационные).

Показатели питьевой воды не должны превышать значений, помещенных в табл. 1.1-1.4.

Основными загрязняющими веществами сточных вод обогатительных фабрик являются грубодисперсные примеси, растворимые соли, флотационные реагенты в виде эмульсий и продукты взаимодействия реагентов между собой и с минералами.

Сточные воды могут содержать:

- кислоты, применяемые в технологических процессах флотации и, например, выщелачивания;
- ионы тяжелых металлов (железа, меди, никеля, цинка, свинца, алюминия, кобальта, кадмия, сурьмы, ртути и др.), которые попадают в сточные воды вследствие растворения минералов и их соединений;
- цианиды, применяемые в качестве флотационных реагентов и растворителей при переработке золотосодержащих руд;
- фториды, образующиеся в сточных водах обогатительных фабрик, применяющих в качестве флотационных реагентов плавиковую кислоту, кремнефтористый натрий;
- нефтепродукты (керосин), используемые в качестве наиболее распространенных флотационных реагентов при обогащении углей, медно-молибденовых и медно-вольфрамовых руд;
- фенолы, крезолы, ксантогенаты и дитиофосфаты и другие органические соединения, применяемые в качестве флотационных реагентов;

- сернистый натрий, который, попадая в цианосодержащие сточные воды и, взаимодействуя с цианидами, образует роданиды (сильно токсичные вещества).

Таблица 1.1

Микробиологические показатели питьевой воды

Наименование показателя	Норматив
Число микроорганизмов в 1 см ³ воды, не более	100
Число бактерий группы кишечных палочек в 1 дм ³ воды (коли-индекс), не более	3

Таблица 1.2

Концентрация химических веществ в питьевой воде

Наименование показателя	Норматив
Алюминий остаточный (Al), мг/дм ³ , не более	0,5
Бериллий (Be), мг/дм ³ , не более	0,0002
Молибден (Mo), мг/дм ³ , не более	0,25
Мышьяк (As), мг/дм ³ , не более	0,05
Нитраты (NO ₃), мг/дм ³ , не более	45,0
Полиакриламид остаточный, мг/дм ³ , не более	2,0
Свинец (Pb), мг/дм ³ , не более	0,03
Селен (Se), мг/дм ³ , не более	0,001
Стронций (Sr), мг/дм ³ , не более	7,0
Фтор (F), мг/дм ³ , не более для климатических районов:	
I и II	1,5
III	1,2
IV	0,7

Таблица 1.3

Органолептические свойства питьевой воды

Наименование показателя	Норматив
Запах при 20°C и при нагревании до 60°C, баллы, не более	2
Вкус и привкус при 20°C, баллы, не более	2
Цветность, градусы, не более	20
Мутность по стандартной шкале, мг/дм ³ , не более	1,5

Концентрация химических веществ, влияющих на органолептические свойства питьевой воды

Наименование показателя	Норматив
Водородный показатель, рН	6,0-9,0
Железо (Fe), мг/дм ³ , не более	0,3
Жесткость общая, мг·эquiv/дм ³ , не более	7,0
Марганец (Mn), мг/дм ³ , не более	0,1
Медь (Cu ²⁺), мг/дм ³ , не более	1,0
Полифосфаты остаточные (PO ₄ ³⁻), мг/дм ³ , не более	3,5
Сульфаты (SO ₄ – –), мг/дм ³ , не более	500
Сухой остаток, мг/дм ³ , не более	1000
Хлориды (Cl–), мг/дм ³ , не более	350
Цинк (Zn ²⁺), мг/дм ³ , не более	5,0

Примечания:

1. Для водопроводов, подающих воду без специальной обработки по согласованию с органами санитарно-эпидемиологической службы, допускается: сухой остаток до 1500 мг/дм³; общая жесткость до 10 мг·эquiv/дм³; железо до 1 мг/дм³; марганец до 0,5 мг/дм³.

2. Сумма концентраций хлоридов и сульфатов, выраженных в долях предельно допустимых концентраций каждого из этих веществ в отдельности, не должна быть более 1.

Сброс неочищенных сточных вод обогатительных фабрик в водоемы может привести к значительному их загрязнению.

Таким образом, производственные сточные воды должны обязательно подвергаться очистке, чтобы при сбросе их в водоемы не превышалась предельно допустимая концентрация (ПДК) загрязняющих веществ в воде (табл. 1.5).

Водопользователи обязаны осуществлять мероприятия по уменьшению сброса сточных вод или его ликвидации, если они:

- могут быть использованы в системах оборотного, повторного и последующего водоснабжения;
- содержат ценные отходы, которые могут быть извлечены;
- содержат промышленное сырье, реагенты, полупродукты и конечные продукты предприятий в количестве, которое превышает установленные нормативы технологических отходов;
- содержат вещества, относительно которых не установлено ПДК;
- превышают предельно допустимые сбросы токсичных веществ и содержат возбудителей инфекционных заболеваний;
- за объемом сброса загрязняющих веществ превышают предельно допустимые нормативы;
- приводят к повышению температуры водного объекта больше чем на 3 градуса за Цельсием в сравнении с природной температурой в летний период времени;
- являются кубовыми остатками, шламами, которые образуются в результате их очистки и обезвреживания.

**Предельно допустимая концентрация (мг/л) вредных веществ
в воде водоемов санитарно-бытового водопользования**

Наименование показателя	Норматив
Грубодисперсные примеси	Содержание взвешенных веществ не должно увеличиваться более чем на 0,25 мг/л
Кислота	рН воды водоемов должен находиться в пределах 6,5-8,5
Цианиды	0,1
Фториды	1,5
Нефть	0,5
Керосин, бензин	0,1
Фенол, крезол	0,001
Ксантогенаты, дитиофосфаты	0,001
Сернистый натрий	Отсутствует
Алюминий	Нет сведений
Вольфрам	0,1
Железо	0,5
Кадмий	0,01
Кобальт	1,0
Марганец	Нет сведений
Медь	0,1
Молибден	0,5
Никель	0,1
Ртуть	0,005
Свинец	0,1
Стронций	2,5
Сурьма	0,05
Титан	0,1
Цинк	1,0

Предприятия и организации, которые имеют накопители промышленных загрязненных сточных, шахтных, или карьерных вод обязаны внедрять эффективные технологии для их обезвреживания и утилизации и осуществлять рекультивацию земель, занятых этими накопителями.

Сброс этих вод в поверхностные водные объекты осуществляется в соответствии с индивидуальным технологическим регламентом, согласованным с государственными органами охраны окружающей среды.

Контроль за использованием и охраной вод осуществляют бассейновые (территориальные) управления (инспекции, их лаборатории и участки). Эти же органы дают разрешение на пользование водными объектами для сброса отходов или отбора воды.

Разрешение на водопользование согласовывается с органами Государственного надзора, рыбохраны, геологии, горного надзора и органами по регулированию использования и охране вод.

1.6. Правовые основы охраны атмосферного воздуха

Правовые основы охраны атмосферного воздуха регулируются Законом Украины «Об охране атмосферного воздуха» [5].

Атмосферный воздух – один из основных жизненно важных элементов окружающей природной среды.

Правовые меры охраны атмосферного воздуха от загрязнений вредными веществами предусмотрены в основах законодательства о здравоохранении и законах об охране природы. Ими запрещено министерствам, производственным объединениям, фирмам и т.д. вводить в действие новые предприятия, отдельные цеха, агрегаты без обеспечения мер по очистке промышленных газовых отходов, а также проводить реконструкцию промышленных предприятий, оказывающих вредное воздействие на окружающую среду, при отсутствии соответствующих сооружений по очистке газовых отходов.

Государственный контроль за работой всех предприятий, имеющих газоочистные и пылеулавливающие установки, возложен на Государственную инспекцию по контролю за работой газоочистных пылеулавливающих установок. Кроме того, имеется санитарно-эпидемиологическая служба Минздрава, которая осуществляет санитарный контроль за проведением санитарно-гигиенических и санитарно-противоэпидемиологических мероприятий, направленных на ликвидацию и предупреждение загрязнения внешней среды, в том числе воздуха.

Оздоровление окружающего атмосферного воздуха осуществляется путем установления нормативов предельно допустимых концентраций загрязняющих веществ (ПДК), предельно допустимых выбросов загрязняющих веществ (ПДВ), а также уровней вредных физических воздействий на атмосферный воздух (например, шума).

Список ПДК для атмосферного воздуха населенных пунктов включает более 200 вредных веществ, приведен в табл. 1.6.

Требования к воздуху рабочей зоны регламентируются ГОСТ 12.1.005-88 «Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны».

Качество воздуха рабочей зоны определяется по его микроклимату и содержанию вредных веществ.

К показателям, характеризующим микроклимат рабочей зоны, относятся: температура, относительная влажность и скорость движения воздуха, а также интенсивность теплового излучения.

Оптимальные показатели микроклимата распространяются на всю рабочую зону, допустимые показатели устанавливаются дифференцировано для постоянных и непостоянных рабочих мест. Оптимальные и допустимые показатели температуры, относительной влажности и скорости движения воздуха в рабочей зоне производственных помещений должны соответствовать значениям, указанным в табл. 1.7.

Таблица 1.6

Предельно допустимые концентрации вредных веществ в атмосферном воздухе населенных пунктов

Вещества	Предельно допустимые концентрации в мг/м ³	
	максимальная разовая	среднесуточная
1. Азота двуокись	0,085	0,085
2. Азотная кислота:		
по молекуле HNO ₃	0,4	0,4
по водородному иону	0,006	0,006
3. Акролеин	0,03	0,03
4. Альфаметилстирол	0,04	0,04
5. Альфанафтохинон	0,005	0,005
6. Амилацетат	0,1	0,1
7. Амилон	1,5	1,5
8. Аммиак	0,2	0,2
9. Анилин	0,05	0,03
10. Ацетальдегид	0,01	0,01
11. Ацетон	0,35	0,35
12. Ацетофенон	0,003	0,03
13. Бензол	1,5	0,8
14. Бензин (нефтяной, малосернистый в пересчете на С)	5	1,5
15. Бензин сланцевый (в пересчете на С)	0,05	0,05
16. Бутан	200	-
17. Бутилацетат	0,1	0,1
18. Бутилен	3	3
19. Бутиловый спирт	0,1	-
20. Бутифос	0,01	0,01
21. Валериановая кислота	0,03	0,01
22. Ванадия пятиокись	-	0,002
23. Винилацетат	0,15	0,15
24. Гексаметилендиамин	0,001	0,001
25. Гексахлорциклогексан	0,03	0,03
26. Дивинил	3	1
27. Дикетен	0,007	-
28. Диметиланилин	0,0055	0,0055
29. Диметилсульфид	0,08	-

Вещества	Предельно допустимые концентрации в мг/м ³	
	максимальная разовая	среднесуточная
30. Диметиламин	0,005	0,005
31. Диметилсульфид	0,7	-
32. Диметилформамид	0,03	0,03
33. Динил	0,01	0,01
34. Дихлорэтан	3	1
35. 2,3 дихлор – 1,4 нафтохинон	0,05	0,05
36. Диэтиламин	0,05	0,05
37. Изопропилбензол	0,014	0,014
38. Изооктанол	0,15	-
39. Изопропилбензола гидроперекись	0,007	0,007
40. Изопропиловый спирт	0,6	0,6
41. Капролактамы (пары, аэрозоль)	0,06	0,06
42. Капроновая кислота	0,01	0,005
43. Карбофос	0,015	-
44. Ксилол	0,2	0,2
45. М-81 (гитратион)	0,001	0,001
46. Малеиновый ангидрид (пары, аэрозоль)	0,2	0,05
47. Марганец и его соединения (в пересчете на MnO ₂)	-	0,01
48. Масляная кислота	0,015	0,01
49. Мезидин	0,003	0,003
50. Метанол	1	0,5
51. Метафос	0,008	-
52. Метаклорфенилизоцианат	0,005	0,005
53. Метилакрилат	0,01	0,01
54. Метилацетат	0,07	0,07
55. Метилмеркаптан	9×10 ⁻⁶	-
56. Метилметакрилат	0,1	0,1
57. Монометиланилин	0,04	0,04
58. Моноэтиламин	0,01	0,01
59. Мышьяк (неорганические соединения, кроме мышьяковистого водорода, в пересчете на As)	-	0,003
60. Нафталин	0,003	0,003

Вещества	Предельно допустимые концентрации в мг/м ³	
	максимальная разовая	среднесуточная
61. Нитробензол	0,008	0,008
62. Нитрохлорбензол (пара и орто)	-	0,004
63. Парахлоранилин	0,04	0,01
64. Парахлорфенил изоцианат	0,0015	0,0015
65. Пентан	100	25
66. Ниридин	0,08	0,08
67. Пропилен	3	3
68. Пропиловый спирт	0,3	0,3
69. Пыль нетоксическая	0,5	0,15
70. Ртуть металлическая	-	0,0003
71. Сажа (копоть)	0,15	0,05
72. Свинец и его соединения (кроме тетраэтилсвинца, в пересчете на Рв)	-	0,0007
73. Свинец сернистый	-	0,0017
74. Серная кислота:		
по молекуле H ₂ SO ₄	0,3	0,1
по водородному иону	0,006	0,002
75. Сернистый ангидрид	0,5	0,05
76. Сероводород	0,008	0,008
77. Сероуглерод	0,03	0,005
78. Синильная кислота	-	0,01
79. Соляная кислота:		
по молекуле HCl	0,2	0,2
по водородному иону	0,006	0,006
80. Стирол	0,003	0,003
81. Тетрагидрофуран	0,2	0,2
82. Тиофен	0,6	-
83. Толуилендиизоцианат	0,05	0,02
84. Толуол	0,6	0,6
85. Триэтиламин	0,14	0,14
86. Трихлорэтилен	4	1
87. Углерода окись	3	1

Вещества	Предельно допустимые концентрации в мг/м ³	
	максимальная разовая	среднесуточная
88. Углерод четыреххлористый	4	2
89. Уксусная кислота	0,2	0,06
90. Уксусный ангидрид	0,1	0,03
91. Фенол	0,01	0,01
92. Формальдегид	0,035	0,012
93. Фосфорный ангидрид	0,15	0,05
94. Фталевый ангидрид (пары, аэрозоль)	0,1	0,1
95. Фтористые соединения (в пересчете на F)		
Газообразные соединения (HF, SiF ₄)	0,02	0,005
Хорошо растворимые неорганические фториды (NaF, Na ₂ SiF ₆)	0,03	0,01
Плохо растворимые неорганические фториды (AlF ₃ , Na ₃ AlF ₆ , CaF ₂)	0,2	0,03
При совместном присутствии газообразного фтора и фторсолей	0,03	0,01
96. Фурфурол	0,05	0,05
97. Хлор	0,1	0,03
98. Хлорбензол	0,1	0,1
99. Хлоропрен	0,1	0,1
100. Хлоранилин (мета)	-	0,01
101. Хлорофос	0,04	0,02
102. Хлортетрациклин (кормовой)	0,05	0,05
103. Хром шестивалентный (в пересчете на CrO ₃)	0,0015	0,0015
104. Циклогексан	1,4	1,4
105. Циклогексанол	0,06	0,06
106. Циклогексанон	0,04	-
107. Циклогексаноноксим	0,1	-
108. Эпихлоргидрин	0,2	0,2
109. Этанол	5	5
110. Этилацетат	0,1	0,1
111. Этилбензол	0,02	0,02
112. Этилен	3	3
113. Этилена окись	0,3	0,03
114. Этиленимин	0,001	0,001

Таблица 1.7

Оптимальные и допустимые нормы температуры, относительной влажности и скорости движения воздуха в рабочей зоне производственных помещений

Период года	Категория работ	Температура, °С				Относительная влажность, %		Скорость движения, м/с		
		оптимальная	допустимая				оптимальная	допустимая на рабочих местах постоянных и непостоянных, не более	оптимальная, не более	допустимая на рабочих местах постоянных и непостоянных*
			верхняя граница		нижняя граница					
			на рабочих местах							
постоянных	непостоянных	постоянных	непостоянных							
Холодный	Легкая – Ia	22-24	25	26	21	18	40-60	75	0,1	Не более 0,1
	Легкая – Ib	21-23	24	25	20	17	40-60	75	0,1	Не более 0,2
	Средней тяжести - Па	18-20	23	24	17	15	40-60	75	0,2	Не более 0,3
	Средней тяжести - Пб	17-19	21	23	15	13	40-60	75	0,2	Не более 0,4
	Тяжелая - III	16-18	19	20	13	12	40-60	75	0,3	Не более 0,5
Теплый	Легкая – Ia	23-25	28	30	22	20	40-60	55 (при 28°С)	0,1	0,1-0,2
	Легкая – Ib	22-24	28	30	21	19	40-60	60 (при 27°С)	0,2	0,1-0,3
	Средней тяжести - Па	21-23	27	29	18	17	40-60	65 (при 26°С)	0,3	0,2-0,4
	Средней тяжести - Пб	20-22	27	29	16	15	40-60	70 (при 25°С)	0,3	0,2-0,5
	Тяжелая - III	18-20	26	28	15	13	40-60	75 (при 24°С и ниже)	0,4	0,2-0,6

* Большая скорость движения воздуха в теплый период года соответствует максимальной температуре воздуха, меньшая – минимальной температуре воздуха. Для промежуточных величин температуры воздуха скорость его движения допускается определять интерполяцией; при минимальной температуре воздуха скорость его движения может приниматься также ниже 0,1 м/с – при легкой работе и ниже 0,2 м/с – при работе средней тяжести и тяжелой.

Интенсивность теплового облучения работающих от нагретых поверхностей технологического оборудования, осветительных приборов, инсоляции на постоянных и непостоянных рабочих местах не должна превышать 35 Вт/м² при облучении 50% поверхности тела и более, 70 Вт/м² – при величине облучаемой поверхности от 25 до 50% и 100 Вт/м² – при облучении не более 25% поверхности тела.

Интенсивность теплового облучения работающих от открытых источников (нагретый металл, стекло, «открытое» пламя и др.) не должна превышать 140 Вт/м², при этом облучению не должно подвергаться более 25% поверхности тела и обязательным является использование средств индивидуальной защиты, в том числе средств защиты лица и глаз.

При наличии теплового облучения температура воздуха на постоянных рабочих местах не должна превышать указанные в табл. 1.7 верхние границы оптимальных значений для теплового периода года, на непостоянных рабочих местах – верхние границы допустимых значений для постоянных рабочих мест.

Список предельно допустимых значений концентраций вредных веществ в рабочей зоне содержит 1307 наименований. В табл. 1.8 приведены некоторые из них.

Таблица 1.8

**Предельно допустимые концентрации (ПДК)
вредных веществ в воздухе рабочей зоны**

Наименование вещества	Величина ПДК, мг/м ³	Наименование вещества	Величина ПДК, мг/м ³
Азота диоксид	2	Винилацетилен	20
Азота оксиды (в пересчете на NO ₂)	5	Винилбутиловый эфир	20
Алюминий и его сплавы (в пересчете на алюминий)	2	Водорода бромид	2
Ацетон	200	Водорода хлорид	5
Бария карбонат	0,5	Водорода цианид	0,3
Бария нитрат	0,5	Водород фосфористый (фосфин)	0,1
Бария фосфат двузамещенный	0,5	Водород фтористый (в пересчете на F)	0,5/0,1
Бария фторид	0,1	Вольфрам, вольфрама карбид и силицид	6
Бензин (растворитель, топливный)	100	Гексан	300
Бензоина хлорид	5	Гексафторбензол	5
Бензол	15/5	Гексафторпропилен	5
Бензотрифторид	100	Гексахлорацетон	0,5
Бензотрихлорид	0,2	Гексахлорбензол	0,9
Бокситы	6	Германий	2
Бора карбид	6	Германий четыреххлористый (в пересчете на германий)	1
Бора фторид	1	Дифтортетрахлорацетон	2
Бромбензол	3	Дифторхлорбромметан (фреон 12B ₁)	1000
Бутан	300	Дифторхлорэтан (фреон 142)	3000
Бутила хлорид	0,5	Дихлоретирол	50
Бутилацетат	200	Дихлорэтан	10
Винил хлорид	5/1	Диэтиламинэтилметакрилат	800
Винилацетат	10		

Наименование вещества	Величина ПДК, мг/м ³	Наименование вещества	Величина ПДК, мг/м ³
Диэтилбензол	10	Кислота акриловая	5
Диэтиленгликоль	10	Кислота азотная	2
Диэтиловый эфир	300	Кислота адипиновая	4
Диэтилртуть	0,005	Кислота борная	10
Железный агломерат	4	Кислота валериановая	5
Железорудные окатыши	4	Кислота никотиновая	1
Зола горючих сланцев	4	Кислота серная	1
Известняк	6	Кислота уксусная	5
Изобутилен	100	Кобальт	0,5
Изобутилена хлорид	0,3	Корунд белый	6
Изобутилметакрилат	40	Красители органические активные винилсульфоновые	2
Изобутинилкарбинол	10		
Изопрен	40	Красители органические на основе фталоцианина меди	5
Йод	1		
Калиевая соль 4-амино – 3, 5, 6 – трихлоркопиновой кислоты	5	Крезол	0,5
Калий железистосинеродистый (желтая кровяная соль)	4	Кремния диоксид аморфный в смеси с оксидами марганца в виде аэрозоля конденсации с содержанием каждого из них не более 10%	1
Калий железистосинеродистый (красная кровяная соль)	4		
Калия нитрат	5		
Калия хлорид	5	Кремния диоксид аморфный и стеклообразный в виде аэрозоля дезинтеграции (диатомит, кварцевое стекло, плавленый кварц, трепел)	1
Кальций алюмохромфосфат (в пересчете на С ₂ О ₃)	0,01		
Камфора	3		
Капролактан	10	Кремния диоксид кристаллический (кварц, кристобелит тридинит) при содержании в пыли более 70% (кварцит, динас и др.)	1
Капрон	5		
Карбамид (мочевина)	10		
Керамика	2	Кремния диоксид кристаллический при содержании в пыли от 10 до 70% (гранит, шамот, с йода сырец, углепородная пыль и др.)	2
Керосин (в пересчете на С)	300		

Наименование вещества	Величина ПДК, мг/м ³	Наименование вещества	Величина ПДК, мг/м ³
Кремния диоксид кристаллический при содержании в пыли от 2 до 10% (горючие кукерситные сланцы, медносульфидные руды и др.)	4	Никель, никеля оксиды, сульфиды и смеси соединений никеля (файнштейн, никелевый концентрат и агломерат, оборотная пыль очистных устройств (по Ni)	0,05
Кремния карбид (карборунд)	6	Нитробутан	30
Кремния нитрид	6	Нитрометан	30
Ксилидин	3	Нитропропан	30
Магнезит	10	Озон	0,1
Магния хлорат	5	Полимеры и сополимеры на основе акриловых и метакриловых мономеров	10
Медь	1/0,5	Поликарбонат	10
Меди соли (хлорная, хлористая, сернокислая) по меди	0,5		
Метилена бромид	10	Пыль растительного и животного происхождения:	
Метилена хлорид	50	а) зерновая	4
Метиленмочевина	10	б) мучная, древесная и др. (с примесью диоксида кремния менее 2%)	6
Мочевино-формальдегид-аммофосное удобрение	10	в) лубяная, хлопчатобумажная, шерстяная, пуховая и др. (с примесью диоксида кремния более 10%)	2
Мочевино-формальдегидное удобрение	10	г) с примесью диоксида кремния от 2 до 10%	4
Мышьяка неорганические соединения (по мышьяку):		Полиэтилен	10
а) при содержании мышьяка до 40%	0,04/0,01	Ртуть металлическая	0,01/0,005
б) при содержании мышьяка более 40%	0,04/0,01	Ртуты неорганические соединения (по ртути)	0,2/0,05
Натрия сульфат	10	Свинец и его неорганические соединения (по свинцу)	0,01/0,005
Натрия сульфид	0,2		
Натрия хлорат	5	Сера элементарная	6
Натрия хлорид	5	Сера монохлорид	0,3
Натрия хлорит	1	Серебра неорганические соединения	0,5
Нафталин	20		
Нафталины хлорированные высшие	0,5		
Нефть	10		

Наименование вещества	Величина ПДК, мг/м ³	Наименование вещества	Величина ПДК, мг/м ³
Серебро металлическое	1	Синтетические моющие средства «Лотос», «Ока», «Эра»	5
Сероводород	10	Ситалл марки СТ-30 в смеси с алмазом до 5%	2
Сероуглерод	1	Ситалл марки СТ-30 в смеси с алмазом до 5%	2
Силикатсодержащие пыли, силикаты, алюмосиликаты:		Скипидар (в пересчете на С)	300
а) асбест природный и искусственный, смешанные асбестопородные пыли при содержании в них асбеста более 10%	2	Смолодопомит	2
б) асбестопородные пыли при содержании в них асбеста до 10%	4	Сода кальцинированная	2
в) асбестоцемент неокрашенный и цветной при содержании в нем диоксида марганца не более 5% оксида хрома не более 7%, оксида железа не более 10%	6	Спирт амиловый	10
г) асбестобакелит, асбесторезина	8	Спирт ацетопропиловый	10
д) слюды (флаголит, мусковит), тальк, талькопородные пыли (природные смеси талька с тремолитом, актиколитом, антофиллитом и др. минералами), содержащие до 10% свободного диоксида кремния	4	Стеклокристаллический цемент (по свинцу)	0,01/0,005
е) искусственные минеральные волокна силикатные и алюмосиликатные стеклообразной структуры (стекловолокно, стекловата, вата минеральная и шлаковая, муллитокремнеземистые волокна, не содержащие или содержащие до 5% С ₂ ⁺³ и др.)	2	Стеклопластик на основе полиэфирной смолы	5
ж) цемент, оливин, апатит, форетерит, глина, шамот каолиновый	6	Стирол	30/10
з) силикаты стеклообразные вулканического происхождения (туфы, пемза, перлит)	4	Стиромаль	6
и) цеолиты (природные и искусственные)	2	Стронция нитрат	1
		Стронция оксид и гидроксид	1
		Стронция сульфат, карбонат, фосфат	6
		Табак	3
		Тантал и его оксиды	10
		Тетрахлордифторэтан (фреон 112)	1000
		Титана нитрид, силицид	4
		Титана сульфид и дисульфид	6
		Титан и его диоксид	
		Трихлорбензол	10
		Углерода оксид	20

Наименование вещества	Величина ПДК, мг/м ³	Наименование вещества	Величина ПДК, мг/м ³
Углерода пыли:		Хлора диоксид	0,1
а) коксы каменноугольный, пековый, нефтяной, сланцевый	6	Циклогексан	80
б) антрацит с содержанием свободного диоксида кремния до 5%	6	Циклофос	0,3
в) другие ископаемые угли и углеродные пыли с содержанием свободного диоксида кремния:		Цинка магнит	6
до 5%	10	Цинка оксид	0,5
от 5% до 10%	4	Цинка сульфид	5
г) алмазы природные и искусственные	8	Цинка фосфид	0,1
д) алмаз металлизированный	4	Цирконий и его соединения:	
е) сажи черные промышленные с содержанием бензапирена не более 35 мг на 1 кг	4	а) цирконий металлический	6
ж) углеродные волокнистые материалы на основе гидроцеллюлозных волокон	4/2	б) циркон	6
з) углеродные волокнистые материалы на основе полиакрилонитрильных волокон	4/2	в) диоксид циркония	6
Углерода сероокись	10	г) карбид циркония	6
Углерод четыреххлористый	20	д) нитрид циркония	4
Фенол	0,3	е) фторцирконат	1
Фенолформальдегидные смолы:		Чай	3
а) по фенолу	0,1	Чугун в смеси с электрокорундом	6
б) по формальдегиду	0,05	Шамотнографитовые огнеупоры	2
Формальдегид	0,5	Щелочи едкие (растворы в пересчете на NaOH)	0,5
Формамид	3	Электрокорунд, электрокорунд хромистый	6
Фосген	0,5	Эприн	0,3
Фосфор желтый элементарный	0,03	Этила бромид	5
Фосфор пятихлористый	0,2	Этилакрилат	5
Фосфор тиотреххлористый	0,5	Этила хлорид	50
Фосфор треххлористый	0,2	Этилацетат	200
Фосфора хлорокисл	0,05	Этилбензол	50
Фосфорит	6	Этилен	100
Хлор	1	Этилен оксид	1
		Этиленгликоль	5

В зависимости от содержания в пыли свободного кремнезема установлены предельные нормы запыленности воздуха производственных помещений, приведенный в табл. 1.9.

Таблица 1.9

Предельные нормы запыленности рабочей зоны производственных помещений обогатительных фабрик

Пыль	Содержание свободного кристаллического SiO ₂ , %	ПДК пыли в воздухе, мг/м ³
Породная	более 70	1
	10-70	2
Силикатная (тальк и др.)	более 10	4
Барита, апатита фосфорита и др.	менее 10	6
Искусственных абразивов	не содержит	5
Цементы, глины и др.	не содержит	6
Угольная	более 10	2
	менее 10	4
	не содержит	10

Предприятия, организации и граждане-субъекты предпринимательской деятельности, которые осуществляют выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух и, деятельность которых связана с влиянием физических и биологических факторов на его состояние обязаны:

- осуществлять организационно-хозяйственные, технические и другие мероприятия по обеспечению выполнения требований, предусмотренных стандартами и нормативами экологической безопасности в области охраны атмосферного воздуха, разрешениями на выбросы, загрязняющих веществ;
- внедрять мероприятия по снижению объемов выбросов;
- обеспечивать бесперебойную эффективную работу и поддержание в исправленном состоянии сооружений, оборудования и аппаратуры для очистки выбросов и уменьшения уровня влияния физических и биологических факторов;
- осуществлять контроль за объемом и составом загрязняющих веществ и уровнем физического влияния и вести их постоянный учет;
- заблаговременно разработать специальные мероприятия по охране атмосферного воздуха на случай возникновения чрезвычайных ситуаций техногенного или природного характера и внедрять мероприятия для ликвидации причин и последствий загрязнения атмосферного воздуха;
- обеспечить осуществление инструментально-лабораторных измерений параметров выбросов загрязняющих веществ стационарных и передвижных источников и эффективности работы газоочистных установок.

Нормативы ПДК утверждаются по каждому источнику загрязнения. Значение ПДВ определяется из условий, что при длительной эксплуатации установок выбрасывающих в атмосферу загрязняющие вещества, уровень предельно допустимых

концентраций загрязняющих вредных веществ в атмосферном воздухе не будет превышать установленные нормы.

Разработанные нормы ПДВ для предприятий утверждаются органами по гидрометеорологии и контролю природной среды и Минздрава. Эти же органы устанавливают методы определения нормативов ПДВ, порядок их разработки, согласования и представления на утверждение.

Нарушение законодательства по охране атмосферного воздуха влечет также за собой административную, дисциплинарную, материальную и уголовную ответственность.

1.7. Правовые основы охраны лесов

Правовые основы охраны лесов регулируются Лесным Кодексом Украины [6].

Л е с – это тип природных комплексов, в котором соединены, преимущественно дерево-кустарниковая растительность с соответствующими грунтами, травяной растительностью, животным миром, микроорганизмами и другими природными компонентами, которые взаимосвязаны в своем развитии и влияют один на одного и на окружающую природную среду.

Леса Украины являются ее национальным богатством и по своему назначению и местонахождению выполняют преимущественно водоохраные, защитные, санитарно-гигиенические, оздоровительные, эстетические, воспитательные и другие функции, и являются источником для удовлетворения людей в лесных ресурсах.

Во время размещения, строительства и введения в эксплуатацию новых и реконструированных предприятий, сооружений и других объектов, а также усовершенствования действующих и внедрения новых технологических процессов и оборудования, которые могут вредно влиять на состояние и возобновление лесов, предусматриваются и осуществляются мероприятия по устранению негативных факторов, например, выбросов загрязняющих веществ, отходов производства, подтопления, осушения и других видов негативного влияния предприятия на лес.

Отвод лесов под размещение объектов производственного назначения осуществляется местными государственными администрациями, а проекты этих объектов подлежат экологической экспертизе в случаях и в порядке, который устанавливается законом.

Использование земельных лесных участков для добычи полезных ископаемых, проложения кабельных линий, трубопроводов и других коммуникаций, осуществления буровых, взрывных и других работ, не связанных с ведением лесного хозяйства, осуществляется после передачи этих участков для предназначенных целей в порядке, установленном земельным законодательством, с учетом выводов органов исполнительной власти по вопросам лесного хозяйствования и охраны окружающей среды.

Использование земельных лесных участков для добычи полезных ископаемых местного значения проводится в соответствии с Кодексом Украины «О недрах».

Предназначенные работы должны осуществляться способами и методами, которые не приводят к ухудшению противопожарного и санитарного состояния леса и условий их возобновления.

Лесными ресурсами является древесина, технические, лекарственные и другие продукты леса, которые используются для удовлетворения потребностей населения и производства и возобновляются в процессе формирования лесных природных комплексов.

К лесным ресурсам относятся также полезные свойства лесов (способность снижать негативные последствия природных явлений, защищать почвы от эрозии, противодействовать загрязнению окружающей среды и очищать ее, способствовать регулированию стока воды, оздоровлению населения и его эстетическому воспитанию), которые используются для удовлетворения общественных потребностей.

Лесные ресурсы сведены в Государственный Лесной кадастр, который ведется с целью эффективной организации охраны и защиты лесов, рационального использования лесного фонда Украины, возобновления лесов, осуществления систематического контроля за качественными и количественными показателями лесов.

Организация охраны и защиты лесов предусматривает осуществление комплекса мероприятий, направленных на предохранение лесов от пожаров, незаконных вырубок, вредительства, защиту от вредителей и заболеваний.

Нарушение лесного законодательства влечет за собой дисциплинарную, административную, гражданско-правовую или уголовную ответственность.

1.8. Контрольные вопросы

1. Что такое понятие «природа»?
2. Что такое понятие «биосфера»?
3. Что такое понятие «окружающая среда»?
4. Назовите основные принципы охраны окружающей среды.
5. Назовите виды природных ресурсов Украины.
6. Назовите категории земель Украины по их целевому назначению.
7. Основные требования в области охраны земель?
8. Земельный кадастр?
9. Основные требования в области охраны недр.
10. Кадастр недр.
11. Основные требования в области охраны вод.
12. Кадастр вод.
13. Основные требования в области охраны атмосферного воздуха.
14. Что такое ПДК?
15. Основные требования в области охраны лесов.
16. Кадастр лесов.
17. Ответственность за нарушения законодательства по охране окружающей среды, земли, недр, вод, атмосферного воздуха и лесов.

РАЗДЕЛ 2 . ВОЗДЕЙСТВИЕ УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

2.1. Источники загрязнения окружающей среды

В процессе своей деятельности человек постоянно воздействует на окружающую среду. При добыче полезных ископаемых он проникает в недра Земли, при обогащении – оказывает влияние на природные процессы, проходящие на Земле. Современная техника и технология сделали человека таким могущественным, что природа в большинстве случаев уступает ему в возможностях изменения ландшафта и рельефу поверхности Земли.

Карьеры длиной до 10 км и глубиной до 1000 м, «горы» породных отвалов, терриконы около шахт, илосборники площадью в несколько квадратных километров – все это результат человеческой деятельности. Процессы дробления, измельчения и транспортирования сухого материала, сушки и обжига продуктов обогащения являются источниками выделения пыли и газов в атмосферу.

Вследствие перемещения больших объемов горной массы ухудшается режим грунтовых и подземных вод, меняются поверхностный водосток и структура грунта, интенсифицируется эрозийная работа воды и ветра, что в некоторых случаях способствует изменению климата в районах ведения горных работ и обогащения полезных ископаемых.

Значительная часть водных ресурсов используется для технических нужд. Большие объемы водопотребления делают проблему сохранения качества воды в водоемах и рационального использования водных ресурсов одной из наиболее актуальных. Увеличение водопотребления приводит к росту объема сточных вод и загрязнению водоемов. Неочищенные сточные воды, содержащие временные примеси и реагенты, являются основной причиной нарушения экологической системы со всеми отрицательными последствиями.

В соответствии с [7] причины воздействия на окружающую среду подразделяются на:

- геомеханические;
- гидрогеологические;
- химические;
- физико-механические;
- термические.

К геомеханическим причинам относятся отсыпка, строительство карьеров, деформация поверхности в результате разработки месторождения, хранение отходов шахт и углеобогачительных фабрик. По этим причинам происходит изменение рельефа местности, геологической структуры горного массива, грунтов и почв.

К гидрогеологическим причинам относятся дренирующее воздействие подземных и открытых горных работ на окружающий породный массив и деформация поверхности в связи с дренажем подземных вод, отсыпкой отвалов, строительством карьеров, проведением дренажных горных выработок и др. В результате их воздействия происходит изменение уровня и движения подземных вод, зачастую приводящих к уменьшению запасов подземных вод и другим негативным последствиям.

Химические причины характеризуются эмиссией газов и химически активной пылью, сбросами загрязненных вод, воздействием токсичных компонентов из отва-

лов и илонакопителей. Они вызывают изменение состава и свойств атмосферного воздуха, вод и почвы.

Таблица 2.1

Техногенные нарушения природной среды

Объект воздействия	Техногенный фактор воздействия	Результат воздействия
Ландшафтно-экологические нарушения		
Структура и природные комплексы ландшафта	Создание значительных по размерам выемок (карьеров) и насыпей (отвалов, хвостохранилищ и пр.); осушение месторождения; строительство сооружений и коммуникаций	Образование техногенного ландшафта (вместо природного); сокращение земельных ресурсов; деформация земной поверхности
Гидросфера	Осушение месторождений; водозабор для технических нужд горного предприятия; сброс шахтных и сточных вод; геохимическое рассеивание токсичных веществ и тяжелых металлов из карьеров, отвалов и хвостохранилищ	Нарушение гидрологического и гидрогеологического режимов водного бассейна; истощение запасов подземных и поверхностных вод; загрязнение и ухудшение качества вод
Атмосфера	Совокупность технологических процессов (бурение, взрывание, погрузка горной массы и т.д.) при добыче и переработке полезных ископаемых; обнаженные поверхности карьеров, отвалов и хвостохранилищ	Ухудшение качества воздуха в результате пыления при бурении, погрузочно-транспортных, отвальных и других работах, а также загазирование атмосферы при взрывании пород, переработке полезных ископаемых, горение породных отвалов и др.
Почвы	Создание горных выработок и насыпей (отвалов, хвостохранилищ и пр.); строительство сооружений и коммуникаций; сброс шахтных и сточных вод; геохимическое рассеивание токсичных веществ и тяжелых металлов из карьеров, отвалов и хвостохранилищ	Уничтожение, обеднение, загрязнение и ухудшение качества почв
Флора и фауна	Сброс шахтных и сточных вод в поверхностные водоемы, нарушение гидрологического и гидрогеологического режимов водного бассейна; запыление и загазирование атмосферы; загрязнение почв; деформация земной поверхности, создание выемок и насыпей; производственный шум	Ухудшение условий жизнеобитания растений и животных; сокращение численности диких животных; сокращение площадей сельхозугодий и лесного фонда; снижение урожайности сельскохозяйственных культур и продуктивности лесного хозяйства
Горно-геологические нарушения		
Недра	Проведение горных выработок; искусственное нагружение склонов; осушение месторождения; извлечение полезных ископаемых; захоронение твердых и жидких отходов; принос и аккумуляция естественными водотоками антропогенных грунтов	Изменение природного напряженно-деформированного состояния массива горных пород; затопление и обводнение месторождений; развитие карстовых процессов; сокращение запасов минеральных ресурсов; загрязнение недр; морозное пучение; образование наледей; деградация многолетней мерзлоты; оползни; выдавливания; антропогенные преобразования естественных речных осадков

К физико-механическим причинам относятся сбросы вод, загрязненных реагентами, а также эмиссии пыли и аэрозолей. Эти причины влияют на изменение состава и свойств атмосферного воздуха, вод и почвы.

К термическим причинам относятся загрязнение воздуха горячими газами сушильных установок, сбросы подогретых вод и растворов, их нагнетание в горные массивы, горение породных отвалов и т.п. Эти причины вызывают изменение состава и свойств атмосферного воздуха, а также биологических процессов в воде. В результате термических причин иногда происходит изменение микроклимата.

Все техногенные нарушения природной среды, вызываемые добычей и переработкой полезных ископаемых, подразделяются на два типа:

- 1) ландшафтно-экологические;
- 2) горно-геологические.

Их классификация по объектам, техногенным факторам и результатам воздействия приведена в табл. 2.1.

На рис. 2.1 приведены уровни загрязнения регионов Украины по состоянию на 01.07.2005 г. [8].

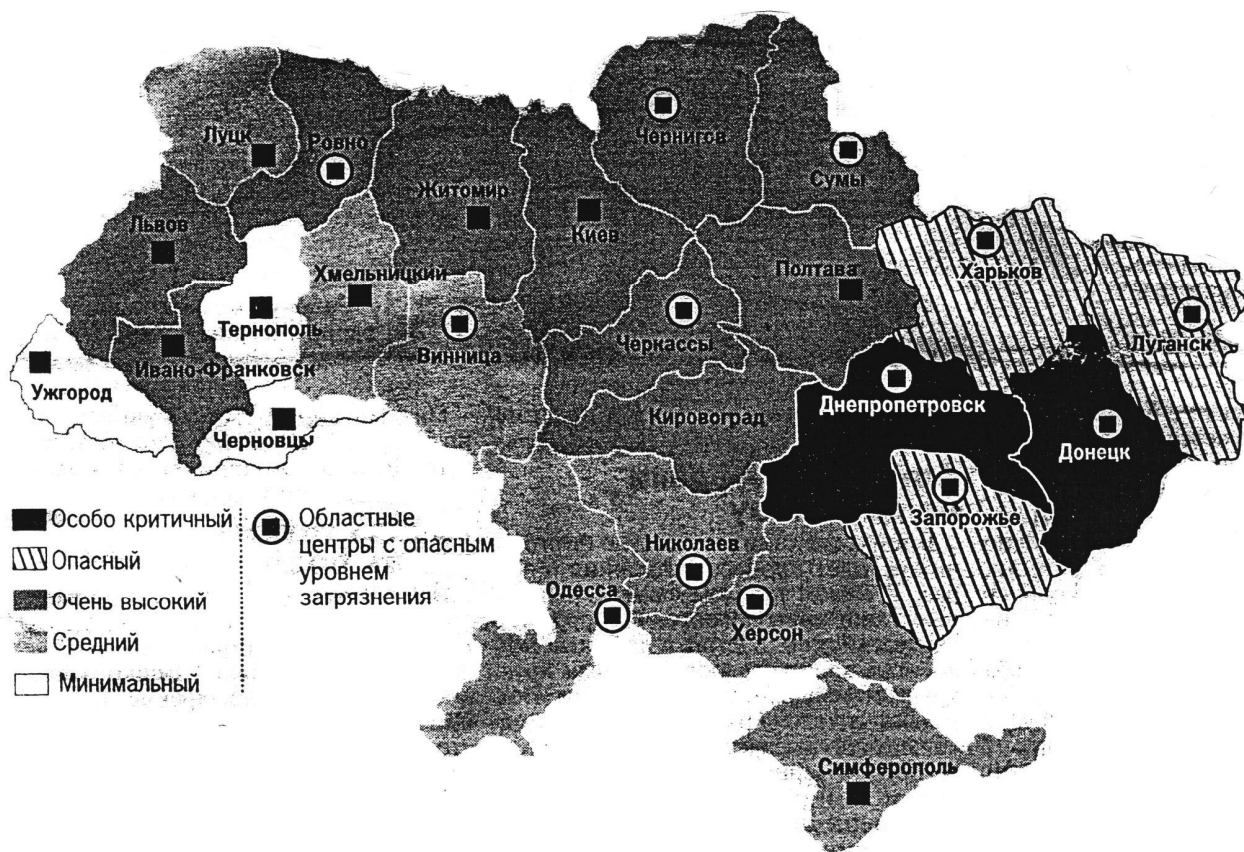


Рис. 2.1. Уровни загрязнения регионов Украины по состоянию на 01.01.2005 г.

Из данных рис. 2.1 следует, что в 2-х областях Украины состояние загрязнения находится на критическом уровне, 3-х – на опасном, 9-ти – на очень высоком, 7-ми – на среднем и только 3 области имеют минимальный уровень загрязнения.

В одночасье природу не вылечишь и экологического благополучия не добьешься – для этого нужны колоссальные средства и время. Даже при наличии достаточных средств – и то понадобится лет 50. Причем по самым оптимистичным прикидкам. Врачи надеются лишь на запас прочности Homo Sapiens. На это слабая надежда, о чем свидетельствует значительное (за последние годы) увеличение онкозаболеваний, болезней органов дыхания, желудочно-кишечного тракта, сердечно-сосудистой системы, психических расстройств у населения нашей страны.

Медико-генетические исследования установили, что от длительного загрязнения окружающей среды в аппарате наследственности человека постепенно идет накопление негативных генетических изменений. Известно, что когда эти изменения достигают 30 процентов, согласно биологическим законам, нация просто начинает исчезать.

Специалисты утверждают, что в Донецко-Приднепровском регионе этот показатель уже достиг уровня 19-24 процентов. Это ли не повод нам задуматься о своем здоровье, а государству – о серьезном подходе к экологическим проблемам населения?

2.2. Шумы и вредные выбросы при обработке угля на обогатительных фабриках

Шумы. Характерная особенность обогатительных фабрик – большая насыщенность оборудованием, работа которого сопровождается шумом и вибрацией. Шум повышенного уровня неблагоприятно воздействует на организм человека. Степень этого воздействия зависит от характеристики шума и индивидуальной особенности человека. Шум воздействует не только на органы слуха, но и на нервную систему, вызывая повышение кровяного давления, ослабление внимания.

Существующими нормативами предусматривается предельно допустимый уровень звука равный 85 дБ. Уровень звукового давления на частотах 63, 125, 250, 500, 1000, 2000, 4000, 8000 Гц не должен превышать, соответственно, 99, 92, 86, 83, 80, 78, 76, 74 дБ.

Нормируется также значение вибрационной скорости. На частотах 16, 32, 63, 250 Гц вибрационная скорость должна соответствовать 0,15; 0,22; 0,27; 0,35 см/с.

При продолжительности воздействия вибрации не более 20% рабочего времени допускается увеличение вибрационной скорости в 1,5 раза.

Газовые и пылевые выбросы. Основные виды загрязняющих веществ, выбрасываемых углеобогатительными фабриками в атмосферу – угольная и породная пыль, сернистый ангидрид, оксиды углерода, азота, сероводорода.

Объекты выброса вредных веществ – аспирационные системы, котельные установки, сушильные агрегаты, отвалы, илонакопители, объекты хозяйственного назначения.

Пыль образуется от добычи полезных ископаемых, их транспортирования, переработки, отгрузки, хранения и доставки потребителю.

Находясь во взвешенном состоянии, пыль оказывает отрицательное влияние на здоровье (селикоз, антропокоз) и при определенных концентрациях может создать взрывоопасные пылевоздушные смеси, кроме того, угольная пыль – это и потери топлива.

Классификация пыли и других вредных веществ по степени воздействия на организм человека

Пыль	Чрезвычайно опасная	Высоко опасная	Умеренно опасная	Мало опасная
Класс опасности	1	2	3	4

Угольная, сланцевая, кварцевая пыли относятся к малоопасной группе.

Содержание пыли в рабочих зонах, т.е. в пространстве высотой 2 м над уровнем пола, где находятся постоянно или временно люди не должно превышать 3 или 4 класс опасности.

Виды пыли в зависимости от крупности частиц

Вид пыли	Крупная	Мелкая	Тонкая	Сверхтонкая
Размер частиц, мкм	100-500	10-100	0,1-10	<0,1

Взрывоопасность пыли. Пылевоздушные смеси при определенных условиях могут быть взрывчатыми. Взрываемость угольных сланцевых пылей зависит от крупности, зольности, содержания летучих веществ, концентрации, наличия в смесях кислорода или другого активного газа, содержание летучей серы, влажности смеси.

Взрываемость увеличивается при увеличении выхода летучих, и снижается при повышении влажности, зольности и крупности.

При зольности угольной пыли >60% она не опасна по взрыву.

Возможность взрыва пыли определяется по ее концентрации.

112-500 г/м³ – опасная концентрация;

>1500 г/м³ и менее 30 г/м³ – угольная пыль не взрывается.

Чем меньше крупность пыли, тем при меньшей концентрации может произойти взрыв;

70-100 мкм – наиболее опасная;

120-150 мкм угольная

170-200 мкм бурогоугольная

} - невзрывоопасная.

Одна из причин взрыва пыли – чрезмерная ее пересушка в процессе термической сушки концентрата.

Степень взрываемости пыли характеризуется коэффициентом взрываемости $K_{\hat{a}}$, %

$$K_{\hat{a}} = 100(V^r + S_t^r) : [(NV)_c^r + W_t^r + A^r], \quad (2.1)$$

где V^r - выход летучих веществ, %; S_t^r - содержание летучей серы в пыли, %; $(NV)_c^r$ - нелетучий остаток рабочей массы твердого, %; W_t^r - гигроскопичная влажность пыли, %; A^r - содержание золы, %.

Классификация пыли по взрываемости приведена в табл. 2.2.

Класс взрываемости пыли

Класс взрываемости	№ группы	K_{st}
Не опасная по взрыву	0	0-10
Маловзрывоопасная	I	10-25
Средневзрывоопасная	II	25-35
Повышенная взрывоопасная	III	35-50
Особо взрывоопасная	IV	50-80

Выбросы вредных веществ, в том числе пыли, бывают организованные и неорганизованные.

Организованные выбросы осуществляются путем отвода их от мест образования системами газоотходов, воздухоотходов, труб и т.д. и осуществляются, чаще всего, через трубы высотой 30-40, иногда 60 м.

Неорганизованные выбросы обусловлены негерметичностью технологического и транспортного оборудования, перегрузочных станций, открытостью складов, отвалов и илонакопителей.

Связь между выбросами вредных веществ и числом заболеваний хроническими бронхитами, эмфиземой легких, астмой и другими заболеваниями установлена.

Кроме человека выбросы вредных веществ отрицательно влияют на лесные массивы, сельскохозяйственные культуры и животный мир.

SO₂ в концентрации 1 мг/м³ понижает фотосинтез у сосны в 2 раза, у лиственных пород листья отмирают уже при концентрации 0,5 мг/м³.

SO₂ и H₂S (сернистый ангидрид и окись серы) – причины ржавчины крыш и оборудования, коррозии. Известно, что 40% мирового выпуска стали идет на покрытие потерь от коррозии.

Нижний предел влажности воздуха, при котором начинается коррозия стальных конструкций 60-75%, алюминиевых – 80%, никелевых и медных – 63-70%.

Диоксид серы наиболее вреден. При концентрации его в воздухе 6 частей на 1 раздражается слизистая поверхность гортани, носа, глаз.

Оксиды азота являются источником образования фотохимического смога.

Диоксид углерода (CO₂) – причина парникового эффекта. За каждые 40-60 лет среднегодовая температура приземного слоя повышается на 1%.

2.3. Нормирование вредных выбросов в атмосферу

Для принятия мер по снижению вредного влияния газовых выбросов в атмосферу введены ПДК 103 газовых загрязняющих веществ в воздухе населенных пунктов и рабочей зоне, утвержденные Минздравом СССР. Некоторые из приведены в табл. 2.3.

Максимально разовая ПДК вредных веществ устанавливается для предупреждения рефлекторных реакций у человека при кратковременном воздействии атмосферных примесей, а среднесуточная ПДК – с целью предупреждения общетоксического, канцерогенного, мутагенного и других влияний на человека. Разовые концен-

трации вредных веществ определяют по пробам воздуха, отобранным в течение 20 мин.

Максимальные концентрации вредных веществ в приземном слое воздуха не должны превышать значений максимальных разовых ПДК вредных веществ в атмосферном воздухе населенных мест. При этом максимальная концентрация i -го вредного вещества в приземном слое воздуха в зоне рассеивания промышленных выбросов (C_i^3 , мг/м³) не должна превышать ПДК i -го вредного вещества в атмосферном воздухе населенных мест.

Таблица 2.3

ПДК (мг/м³) вредных загрязняющих веществ в воздухе

Компонент	В атмосферном воздухе населенных пунктов		В воздухе рабочей зоны
	максимально разовая	среднесуточная	максимально разовая
Пыль нетоксичная	0,5	0,15	-
Сернистый ангидрид SO ₂	0,5	0,05	10
Оксид углерода CO ₂	3,0	1,0	20
Оксиды азота в пересчете на диоксид азота NO ₂	0,085	0,085	5

При одновременном выбросе в атмосферу вредных веществ нескольких типов, обладающих суммацией действия, их концентрация (доли единицы) не должна превышать единицы при расчете по формуле

$$q = C_1 / ПДК_1 + C_2 / ПДК_2 + \dots + C_n / ПДК_n \leq 1, \quad (2.2)$$

где C_1, C_2, \dots, C_n - концентрации вредных веществ в одном месте, мг/м³; $ПДК_1, ПДК_2, \dots, ПДК_n$ - соответствующие максимально допустимые концентрации вредных веществ в атмосферном воздухе, мг/м³.

Приведенное соотношение может быть представлено в виде

$$C_1 + C_2 \times ПДК_1 / ПДК_2 + \dots + C_n ПДК_1 / ПДК_n \leq ПДК_1. \quad (2.3)$$

Это дает возможность значения концентраций n вредных веществ, обладающих суммацией действия, привести к значению концентрации первого из них, т.е. C_1 .

Эффектом суммации обладают вредные вещества в следующих сочетаниях: сернистый ангидрид и фенол; сернистый ангидрид и диоксид азота; озон, диоксид азота и формальдегид; сернистый ангидрид и сероводород и др.

Для каждого источника выбросов рассчитывают предельно допустимые выбросы (ПДВ) загрязняющих веществ в атмосферу, обеспечивающие в своей совокуп-

ности с учетом рассеяния в атмосфере требуемые значения ПДК. В случае нагретых выбросов из близко расположенных труб значение ПДВ рассчитывают по формуле

$$ПДВ = \frac{(ПДК - C_{\phi}) H^2}{AFmn\eta} \times \sqrt[3]{\frac{V \Delta T}{N}}, \quad (2.4)$$

где C_{ϕ} - фоновая концентрация в данном населенном пункте (определяется по данным наблюдений); H - высота труб; A, η - коэффициенты, характеризующие, соответственно, неблагоприятные климатические условия и рельеф местности (для ровной местности $\eta = 1$); F - коэффициент, определяющий влияние осаждения примеси (для газов $F = 1$); m, n - вспомогательные параметры; V - объем дымовых газов, выбрасываемых в единицу времени; ΔT - перегрев газа относительно окружающего воздуха; N - число труб.

2.4. Характеристика выбросов вредных веществ по источникам образования

В табл. 2.4 приведены характеристики выбросов вредных веществ с одного породного отвала, а в табл. 2.5 – вредные выбросы котельных установок.

Таблица 2.4

Характеристика выбросов вредных веществ с одного породного отвала (т/год)

Наименование вещества	Количество выбросов, т/год	Наименование вещества	Количество выбросов, т/год
Сернистый ангидрид (SO ₂)	134	Оксид азота (NO ₂)	13,7
Диоксид углерода (CO ₂)	1370	Сероводород (H ₂ S)	68,5

Таблица 2.5

Вредные выбросы в атмосферу котельными установка (кг/т)

Тип котельных и топлива	SO ₂		CO ₂		NO + NO ₂	
	пределы колебаний	среднее значение	пределы колебаний	среднее значение	пределы колебаний	среднее значение
Промышленные на твердом топливе	3,4-86,7	32,1	3,5-58,2	22,5	0,35-1,52	0,86
Коммунально-бытовые:						
на твердом топливе	3,4-86,7	32,3	3,5-97,6	45,9	-	0,72
на торфе	-	1,8	-	24,0	-	1,2
на мазуте высокосернистом	-	54,9	-	10,0	-	1,8
на мазуте низкосернистом	-	5,9	-	10,0	-	1,8
на природном газе	-	-	-	10,0	-	2,4

Количество пыли в отработанном воздухе сушильных установок возвращаемом в атмосферу, не должно превышать 50 мг/м³.

Количество вредных выбросов (пыли) с илонакопителя (отстойника) в атмосферу принимается в среднем по Украине равным 0,1 т/(га·год) с его пляжной зоны.

Сводные данные по выбросам вредных веществ в атмосферу одной средней по мощности (3 млн. т.год) обогатительной фабрики приведены в табл. 2.6 [13].

Таблица 2.6

Примерная масса (т/год) выбросов в атмосферу вредных веществ одной фабрикой

Наименование объекта	Пыль	Сернистый ангидрид	Оксид углерода	Оксиды азота	Сероводород	Всего
Котельная установка	15,6	96,3	67,5	2,8	-	182,0
Аспирационная система	86,4	-	-	-	-	86,4
Сушильное отделение	800,7	577,8	450,0	17,2	-	1845,7
Породные отвалы	20,7	13,4	137,0	1,4	6,9	179,4
Илонакопитель	10,3	-	-	-	-	10,3
Итого	923,7	687,5	654,5	21,2	6,9	2293,8

2.5. Образование вредных веществ в сточных водах при обогащении углей

Углеобогатительные фабрики при переработке сырья пользуются шахтными водами и имеют свои сточные воды, поверхностные воды и хозяйственно-бытовые сточные воды [9].

2.5.1. Шахтные воды

Состав и свойства шахтных вод зависят от множества факторов. К главным из них можно отнести состав и свойства подземных вод, питающие горные выработки, состав и свойства вмещающих горных пород, свойства угольных пластов, горно-геологические и горно-технические условия, средства механизации выемки угля и проходки подготовительных выработок, к вспомогательным – климат, рельеф местности, растительность и др.

Шахтные воды отличаются большим разнообразием химического состава, непригодны для питья и обладают свойствами, исключающими их использование в технических целях без предварительной обработки.

Шахтная вода обычно не имеет запаха, однако иногда затхлый неприятный запах придает ей растворенный сероводород или разлагающиеся органические вещества. Температура воды в зависимости от географического расположения шахт и глубины разработки колеблется в пределах 6-25°С. Цвет воде придают растворенные и взвешенные вещества. Например, железистые соединения придают воде бурюю окраску, если же твердая фаза преимущественно представлена дисперсными частицами

угля – шахтные воды приобретают черный цвет. При значительном количестве породных включений цвет воды становится серым. Иногда встречаются шахтные воды с желтовато-серым цветом, указывающим на присутствие в основном глинистых частиц.

Привкус шахтной воде придают в основном растворенные минеральные соединения, газы и другие вещества. Распространенный солоноватый привкус объясняется присутствием хлористого натрия. При наличии в воде сульфатов магния и кальция она приобретает горький привкус, ионы железа придают воде неприятный вкус, а органические вещества сладковатый. На верхних горизонтах многих шахт преобладают гидрокарбонатные шахтные воды. Эти воды обладают приятным вкусом, что является результатом присутствия в них гидрокарбонатов, кальция и магния, а также углекислоты.

Загрязнения шахтных вод делятся на минеральные, органические и бактериальные.

Органические загрязнения представлены частицами чистого угля, минеральными маслами, применяемые для смазки машин и механизмов, продуктами жизнедеятельности живых организмов, разложения древесины и другими, основной составной частью которых является углерод (органический). Эти загрязнения находятся в шахтных водах в растворенном и взвешенном состоянии. Более половины шахтных вод загрязнены нефтепродуктами.

Степень загрязнения шахтных вод органическими веществами оценивается по показателям БПК, ХПК и окисляемостью.

Окисляемость является загрязненность шахтной воды органическими веществами и выражается количеством кислорода в миллиграммах, затрачиваемого на окисление этих веществ в 1 л воды в определенных условиях. Величина окисляемости шахтных вод Донецкого бассейна находится в пределах 6,5-40 мг O₂/л.

Другим показателем органического загрязнения шахтных вод является БПК – биохимическая потребность в кислороде, которая определяется количеством кислорода необходимого для окисления органических веществ биологическим путем за определенный промежуток времени.

Обычно определяют БПК₅, БПК₁₀ и БПК₂₀ = БПК_{полное} (пяти и двадцатисуточную). Показатели БПК весьма разнообразны для вод даже в пределах одного бассейна. Так БПК₅ шахтных вод Донецкого бассейна находятся в пределах 0,36-85,9 мг O₂/л(2), по другим данным от 0,2 до 110 мг/л (23).

Третьим показателем загрязнения шахтных вод является ХПК – химическая потребность в кислороде, которая определяется количеством кислорода необходимого для окисления всех загрязняющих веществ в воде с помощью различных химических веществ – окислителей. Показатели ХПК весьма разнообразны для вод даже в пределах одного бассейна от 5 до 250 мг O₂/л.

Содержание нефтепродуктов в шахтных водах изменяется от 0 до 50 мг/л и более. Максимальные концентрации нефтепродуктов наблюдались на комплексно-механизированных шахтах «Павлоградуголь» >50 мг/л. Среднее содержание нефтепродуктов в шахтных водах составляет обычно 0,5-2 мг/л и зависит от степени механизации шахт. Более половины шахтных вод загрязнены нефтепродуктами.

Взвешенные нерастворимые загрязнения в шахтных водах представлены в виде грубодисперсных взвесей с размером частиц 100 мкм, а также суспензий и келлоидных взвесей с размером частиц соответственно от 100 до 0,1 и от 0,1 до 0,01 мкм. Анализ шахтных вод 177 шахт Донбасса показал, что в шахтных водах 87% шахт

среднее содержание взвешенных веществ находятся в пределах 50-600 мг/л, а их количество может быть от 30 до 2500 мг/л и более.

Взвешенные вещества в шахтных водах представлены угольными и породными частицами, вещественный состав которых соответствует составу ископаемого угля и вмещающих пород. Зольность взвеси, полученная в результате анализа осадка, изменялась от 20 до 80%, причем с уменьшением размеров частиц она увеличивалась. Наиболее тонкие взвеси представлены в основном глинистыми частицами (табл. 2.7).

Таблица 2.7

**Дисперсный состав взвешенных веществ в шахтных водах Донбасса, %
(по массе)**

Размер частиц, мкм	Содержание частиц, %
более 50	7-18
10-50	22-77
5-10	15-35
менее 5	17-53

Частицы крупностью более 50 мкм, могут быть в основном уловлены в отстойниках без добавки реагентов; частицы в диапазоне 10-50 мкм – в отстойниках, но с добавкой реагентов; частицы размером 5-10 мкм – в фильтрах без добавки реагентов; частицы менее 5 мкм – в фильтрах с добавкой реагентов.

Кислая шахтная вода содержит взвешенные вещества, представленные главным образом угольнопородными частицами, а также гидроокисью железа в коллоидной форме, в некоторых случаях твердая взвесь, содержащаяся в кислых шахтных водах, может полностью состоят из гидроокисей железа. Кислые шахтные воды, не содержащие угольно-породные частицы, могут быть бесцветные. Однако в большинстве случаев они имеют окраску от желтого до желто-бурого цвета. Интенсивность окраски увеличивается с возрастанием степени загрязнения воды.

Содержание микроэлементов (табл. 2.8) в шахтных водах обусловлено их количеством в подземных водах угленосных отложений и процессами, связанными с миграцией элементов из горных пород в шахтные воды. Так, на шахтах Восточного Донбасса обнаружено около 30 химических элементов, что в основном соответствует количеству микроэлементов подземных вод угленосных отложений [10]. Ряд микроэлементов, таких как Fe, Al, Mn, Cu, Co, Sr в шахтных водах содержится в значительных количествах по сравнению с содержанием их в подземных водах. Из табл. 2.8 видно, что содержание отдельных микроэлементов в шахтных водах превышает предельно-допустимые концентрации (ПДК), что вызывает необходимость проводить оценку возможности отвода стоков в водоемы с учетом их разбавляющей способности или предварительной очистки перед сбросом в водоемы. Так, содержание стронция, никеля, меди, титана, цинка, бария и железа выше допустимых концентраций в шахтных водах Донбасса.

Наличие в воде связанной серной кислотой ускоряет процессы выщелачивания из горных пород солей меди, цинка, алюминия.

Содержание микроэлементов в шахтных водах Донбасса, мг/л

Элементы	Производственное объединение									
	Донецк-уголь		Артемуголь		Шахтерскантрацит		Горезантрацит		Красноармейскуголь	
	от	до	от	до	от	до	от	до	от	до
Медь	0,012	0,073	0,007	0,039	0,019	0,096	0,010	0,720	0,009	0,118
Кобальт	0	0,019	0	0,020	0	0,120	0	0,454	0	0,118
Никель	0	0,024	0,003	0,025	0,005	0,096	0,002	0,720	0	0,120
Цинк	нет		нет		0	2,390	0	4,540	0	0,094
Молибден	0,01	0,004	0	0,004	0,002	0,005	0,001	0,004	0	0,009
Хром	0	0,004	0	0,009	0	0,005	0	0,011	0	0,003
Ванадий	0	0,022	0	0,007	0,005	0,010	0	0,009	0	0,024
Титан	0,029	1,137	0,007	0,065	0,023	0,092	0,023	0,144	0	0,150
Марганец	0,048	0,374	0,025	0,474	0,044	3,590	0,027	8,640	0,010	1,500
Барий	0	4,400	0	0,660	нет		0	0,390	0	0,940
Цирконий	0	0,187	0	0,834	0	0,188	0	0,454	0	1,109
Алюминий	0,350	2,130	0,131	2,788	0,350	9,590	0,288	144,0	0	15,0
Серебро	0	0,011	0	0,003	0,001	0,001	0	0,003	0	0,076
Литий	0	0,140	0	0,090	нет		0	0,116	0	0,052
Стронций	0	12,10	0	4,70	3,6	7,6	3,0	13,30	0	8,0
Кремний	18,4	35,0	15,0	39,8	14,7	29,9	9,6	72,0	12,7	53,6
Железо	0,39	1,87	0,19	1,93	0,46	1,23	0,23	288,0	0	293,0

Тяжелые металлы влияют на здоровье людей, на окружающую среду и самоочищение водоемов и поэтому должны учитываться при очистке и сбросе сточных шахтных вод в водоемы.

Минеральные загрязнения в шахтных водах (табл. 2.9) находятся в растворенном и взвешенном состоянии. Сумма минеральных веществ изменяется весьма значительно даже в пределах одной шахты, однако каждый угольный бассейн можно охарактеризовать определенным интервалом изменения минерализации шахтных вод. В Донбассе встречаются шахтные воды от слабосоленых (1-3 г/л) до соленых (10-25), а отдельные шахты Западного Донбасса характеризуются сильносолеными (25-50 и более, г/л) шахтными водами. Степень минерализации шахтных вод с увеличением глубины разработки возрастает. Это наблюдается практически на всех шахтах с высокоминерализованными водами. Весьма отчетливая зависимость повышения минерализации шахтных вод с увеличением глубины разработки видна на Терновской группе шахт, ПО «Павлоградуголь», где с переходом горных работ на каждый нижележащий горизонт солесодержание увеличивалось на 3-5 г/л. На шахте «Пролетарская» ПО «Стахановуголь» при переходе разработок отметки 500 м на отметку 700 м солесодержание в воде возросло с 9 до 35 г/л.

Минерализация шахтных вод разных угольных бассейнов Украины

Бассейн	Минерализация, мг/л
Донецкий	300-35000
Западный Донбасс	15000-50000 и более
Львовско-Волынский	700-6500

В кислых шахтных (табл. 2.10) водах наряду с увеличением количества сульфат-ионов, наблюдается заметное уменьшение гидрокарбонатов. В целом в шахтных водах, как и в подземных, с увеличением глубины происходит уменьшение содержание ионов кальция, магния, сульфат-ионов и увеличение содержание ионов натрия и хлора.

Таблица 2.10

Качественный состав шахтных вод Украины

Бассейн	<i>pH</i>	Содержание, мг/л взвешен. в-ва	Железо общ.	Хлориды	Сульфаты	Сухой остаток
Донецкий	6,8-9,1	20-13000	0,33	24-4000	130-8000	30-7000
Львовско-Волынский	-	24-1400	-	24-6000	10-500	520-8000

Солоноватые воды перед сбросом в водоемы должны быть опреснены. С точки зрения применения современных методов их опреснения солоноватые воды условно разделяются на подгруппы со следующей минерализацией:

- 1-3 г/л – шахтные воды, для опреснения которых экономически целесообразно применение гидротехнических и химических (в частности с помощью ионообменных смол) методов опреснения;

- 3-5 г/л – шахтные воды, опреснение которых целесообразно из технико-экономических соображений проводить освоенными промышленностью аппаратами с использованием мембранных методов;

- свыше 5 г/л – шахтные воды, для опреснения которых экономически целесообразно применение термических методов опреснения.

Жесткость шахтных вод. Различают жесткость общую, карбонатную (временная) и некарбонатную (постоянная). Общая жесткость характеризуется присутствием в воде солей кальция и магния – $\text{Ca}(\text{HCO}_3)_2$, CaSO_4 , MgSO_4 и MgCl_2 , $\text{Mg}(\text{HCO}_3)_2$.

Некарбонатная жесткость обуславливается присутствием сульфатов и хлоридов кальция и магния.

Согласно ГОСТ 4151-72, жесткость воды выражается в мг·эquiv. жесткости соответствует содержанию 20,04 мг/л Ca^{2+} или 12,16 мг/л Mg^{2+} .

Величина жесткости шахтных вод Донбасса характеризуется жесткостью, изменяющейся в пределах 1,5-30 мг·эquiv/л и более.

Наличие солей жесткости и большой минерализации шахтных вод способствует загрязнению водоемов солями, ухудшает питьевые качества, а порой делает их непригодными для хозяйственно-питьевых и промышленных целей. Использование таких вод в сельском хозяйстве приводит к засаливанию почв и непригодными для выращи-

вания культур. Соли жесткости откладываются на стенках трубопроводов, нарушают теплообменные процессы и могут привести к взрыву котлов. Поэтому ГОСТом регламентируется общая жесткость для вод хозяйственно-питьевого назначения не более 7 мг· экв/л и для паровых котлов не более 0,1 мг· экв/л.

Загрязнения азотной группы (азота аммонийных, нитритных и нитратных ионов) в шахтных водах указывает на то, что это произошло в результате распада продуктов растительного и животного происхождения. Присутствие ионов NH_4^+ и NO_2^- свидетельствует о свежем загрязнении. Присутствие иона NO_3^- показывает, что загрязнение произошло давно, и вода подверглась самоочищению. Наличие нитратов в очищенной шахтной воде указывает на достаточно полную ее очистку от органических загрязнений.

Содержание ионов NO_2^- и NO_3^- в шахтных водах составляет соответственно 0,01-2,1 и 1-15 мг/л, содержание иона NH_4^+ в пределах 0-0,8 до 10 мг/л. Наличие этих ионов может указывать на фекальное загрязнение шахтных вод.

Бактериальное загрязнение шахтных вод обусловлено наличием в них большого количества микроорганизмов, что является следствием попадания в воду продуктов гниения древесины и живых организмов. Это создает благоприятную среду для развития бактерий, среди которых могут быть патогенные – вредные для организма человека, возбуждающие различные желудочно-кишечные заболевания (брюшной тиф, дизентерия и т.д.). Особо следует выделить индикаторные бактерии кишечной палочки (коли), количество которых служит показателем фекального загрязнения воды.

Степень загрязнения шахтных вод оценивается микробиологическими показателями:

- коли-титром – количество воды (в мл.), в котором обнаруживается одна кишечная палочка (определяется по ГОСТ 18963-73);
- коли-индексом – количество кишечных палочек, находящихся в 1 л исследуемой воды;
- микробным числом – общим количеством микробов в 1 мл воды.

По степени бактериальной загрязненности природные воды подразделяются на пять видов (табл. 2.11).

Таблица 2.11

Виды природной воды по степени бактериальной загрязненности

Вода	Коли-индекс	Коли-титр, мл
Сильнозагрязненная	свыше 10000	0,1
Загрязненная	1000	1
Слабозагрязненная	100	10
Удовлетворительная	10	100
Хорошая	менее 3	333

Обычно коли-титр шахтных вод находится в пределах 0,01-0,001 мл и менее и весьма редким случаем в пределах 10-100 мм. Однако шахтные воды бывают редко

инфицированными и поэтому представляют меньшую опасность в эпидемиологическом отношении по сравнению с бытовыми сточными водами.

Коли-титр шахтных вод Донецкого бассейна находится в пределах $0,4 \cdot 10^5$ - 100 см^3 .

Шахтные воды непригодны для питья без предварительной очистки и дезинфекции.

Агрессивность шахтных вод по отношению к бетону и металлу обусловлено их химическим составом.

Шахтным водам в основном свойственны сульфатная и общекислотная агрессивность, а при содержании сульфатов 300-800 мг/л считается слабоагрессивной, а при содержании сульфатов более 800 мг/л заключается в образовании гипса в результате взаимодействия сульфатов с известью цемента. При кристаллизации в порах бетоногипса или сульфато-алюмината кальция объем полученных продуктов увеличивается более чем в 2 раза, что приводит к разрушению бетона.

Хлориды, присутствующие в шахтной воде, взаимодействуют с известью и образуют растворимый хлористый кальций, усиливает тем самым коррозию бетона.

Подземные воды могут содержать и значительное количество свободной углекислоты, часть этой углекислоты находится в равновесии с бикарбонатами и является не агрессивной, а другая часть является активной и вступает в реакции, и потому агрессивна.

Выщелачивающей агрессивностью характеризуется вода с малой временной жесткостью. Это приводит к растворению карбоната кальция и вымывания из бетона гидрата окиси кальция.

Большой сульфатной агрессивностью характеризуются шахтные воды Донецкого бассейна. Следует иметь в виду, что при смешивании различных вод, даже неагрессивных, их агрессивность увеличивается.

Таким образом, шахтные воды способны разрушать ответственные бетонные конструкции – стволы шахт, отстойники, сооружения биологической и физико-химической очистки, и могут нанести вред окружающей среде, а потому конструкции должны быть защищены (использование специальных бетонов, нанесение полимерных покрытий и пр.).

Для многих видов организмов в водоемах высокоагрессивные воды являются неприемлемыми или неблагоприятными для существования.

В табл. 2.12 приведены обобщенная качественная характеристика шахтных вод Украины.

2.5.2. Производственно-технологические сточные воды

Образование производственно-технологических сточных вод связано с производством промышленной продукции. Вод при этом является рабочей средой в технологическом цикле производства или теплохладоносителем, растворителем или используется в процессах обеспыливания, мойки и подготовки поверхностей узлов и деталей.

Сточные воды обогатительных фабрик

Наибольшим потребителем воды в угольной промышленности являются обогатительные фабрики, которые расходуют 4 м^3 воды на тонну рядового угля [9]. В настоящее время около 95% угля обогащают с использованием мокрых способов. Обоганительные фабрики работают, как правило, на обратном цикле водоснабжения.

Таблица 2.12

Качественная характеристика шахтных вод Украины

Показатели	Характеристика и значение показателей загрязненных шахтных вод
Расход сточных (шахтных) вод на 1 т добываемого угля	От 2 до 20 м ²
Объем шахтных вод, м ³ /г	От менее 50 до более 1000
Температура, °С	6-25
Цвет	Черный, бурый, серый, желто-серый
Привкус	Солоноватый, горький, сладковатый, приятный
Запах	Различный
Органические загрязнения:	
окисляем ось, мг/л О ₂	От 6,5 до 200
БПК ₅ , мг/л	0,2-110
ХПК, мг/л	5-250
Загрязнения нефтепродуктами, мг/л	0-50 и более
Загрязнения взвешенными веществами, мг/л	30-2500 и более
Содержание частиц менее 10 мкм во взвешенных веществах, %	От 15 до 53
Зольность взвешенных веществ, %	20-80 Около 30
Загрязнение микроэлементами	Содержание стронция, никеля, меди, титана, цинка, бария и железа выше допустимых концентраций
Минерализация, мг/л	От 300 до 50000 и более
Жесткость, мг экв/л	1,5-30 и более
Загрязнения азотной группы, мг/л	
Ионы: NO ₂ ⁻	0,01-2,1
NO ₃ ⁻	1-15
NO ₄ ⁻	0-10
Бактериальные загрязнения:	
Коли-титр, мл	0,1-333
Коли-индекс	от < 3 до > 10000
<i>pH</i>	От < 6 до > 9
Агрессивность	Слабоагрессивные и агрессивные

В процессе обогащения воды загрязняется взвешенными веществами, минеральными солями, химическими реагентами, используемыми при обогащении, и превращается в суспензию (шламовую воду, шлам, отходы флотации и др.). Минеральный

и гранулометрический составы шламов разных углей, поступающих на очистные сооружения оборотных вод, различны (табл. 2.13 и 2.14).

Таблица 2.13

Минеральный состав шламов

Минералы	Пределы колебания	Среднее содержание
Необогащенный шлам коксующихся углей		
Пирит	4,3-8,7	5,55
Карбонаты	0,9-5,6	2,12
Глинистые вещества	3,7-21,6	15,42
Кварц	0-0,9	0,61
Органическое вещество	64,4-84,5	76,3
Необогащенный антрацитовый шлам		
Пирит	1,1-7,5	3,48
Карбонаты	1,7-8,8	4,21
Глинистые вещества	8-39,5	20,9
Кварц	0,5-3,6	2,33
Органическое вещество	51,9-80,5	69,08
Отходы флотации		
Пирит	1-6	5,42
Карбонаты	1,1-6,2	4,33
Глинистые вещества	61,3-92	75,8
Органическое вещество	8,1-17,4	14,45

Удельные расходы загрязненных сточных вод зависят от способа и глубины обогащения угля и составляют 0,1-0,4 м³ на 1 шт.

Загрязненные сточные воды содержат в основном твердые механические примеси, а сточные воды после флотации содержат еще и флотореагенты. Количество механических примесей находится в пределах 50-250 г/л.

Количество образующегося шлама зависит от марок обогащаемых углей и наименьшего предела обогащения по крупности. Например, при обогащении антрацитов до нуля количество шлама составляет 3,5% от его исходного количества, а при обогащении менее прочных углей (марки ОС, Ж, К) – до 17%. Обогащение газового угля до 13 мм дает 25%, а до нуля – около 8% шлама. В среднем в рядовом (необогащенном) угле содержится около 20% мелких частиц.

В процессе мокрого обогащения происходит растворение минеральных солей, содержащих в частицах угля и породы, выделение газов и труднорастворимых соединений. При этом возможны следующие случаи изменения общей минерализации воды:

- общая минерализация возрастает за счет растворения минералов; общая минерализация может оставаться постоянной, если происходят только обменные реакции;

- общая минерализация может оставаться постоянной, если происходят только обменные реакции. В этом случае изменяется состав раствора;

- содержащиеся в воде вещества выделяются из раствора в виде газов и коллоидов, создавая труднорастворимые соединения. Общая минерализация в этом случае может уменьшаться.

Таблица 2.14

Гранулометрический состав шламов, %

Крупность, мм	Пределы колебания выходов	Средний выход
Необогащенный шлам коксующихся углей		
>1	0-9,35	2,17
0,5-1	2,1-14,2	10,3
0,25-0,5	3,5-34,1	11,94
0,125-0,25	4,0-20	10,43
0,063-0,125	4,1-19,5	11,95
<0,063	31,2-79,5	53,21
Необогащенный антрацитовый шлам		
>3	0-25,8	6,01
1-3	4,0-30,0	18,01
0,5-1	6,5-15,0	10,58
0,25-0,5	7,0-22,0	15,0
0,125-0,25	6,6-19,0	14,09
0,063-0,125	4,0-15,0	7,18
<0,063	6,0-61,7	29,13
Отходы флотации		
>1	0,0-1,5	0,42
0,5-1	0,5-7	2,84
0,25-0,5	1,0-9	4,66
0,125-0,25	1,0-10	5,32
0,063-0,125	2,0-12	6,64
<0,063	67,0-90	80,12

По данным Укрнииуглеобогащение [10], при оборотном водошламовом цикле устанавливается динамическое равновесие солей в пределах 1-6 г/л, которое улучшает осветление вод, загрязненных взвешенными веществами и положительно влияет на процессы флотации.

В табл. 2.15 приведен обобщенный качественный состав сточных и оборотных вод углеобогатительных фабрик Украины.

Таблица 2.15

Качественный состав сточных и оборотных вод углеобогажительных фабрик Украины

Показатели	В гидроотвал	В оборот
Удельные расходы (сброс) загрязненных сточных вод зависит от способа и глубины обогащения угля, м ³ /т угля	0,1-0,4	-
Температура, °С	11-25	11-25
Цвет	Черный, бурый, серый, желто-серый	
Привкус	Солоноватый, горький, сладковатый	
Запах	Различный	
БПК, мг/л	4-10	
ХПК, мг/л	400-9600	
Сухой остаток, мг/л	50-900	400-800
Щелочность, мг экв/л	4-10	3-7
Содержание, мг/л взвешенных веществ	10000-40000 и более	1000-200000
то же, после 2-часового отстаивания		
высших спиртов	800-10000	800-1200
эфирорастворимые вещества	0,1-0,7 5-32	0,25-0,5 5-24
Загрязнение микроэлементами	Около 30	
Минерализация, мг/л	>6000	1000-6000
Жесткость, мг экв/л	1,5-20	1,5-20
Зольность взвешенных веществ, %	30-80	
Бактериальное загрязнение:		
Коли-титр, мл	0,1-333	
pH	от 6 до 9	

Сточные воды предприятий угольного машиностроения

В угольном машиностроении основными источниками загрязнения водной среды являются процессы, связанные с подготовкой и обработкой поверхности химическими и электрохимическими методами: травление и гальвано-технические процессы. Травильные и гальванические отделения образуют до 60% производственно-технических сточных вод. Травление – эффективный способ очистки поверхности металлов от окислов (окалины), сущность которого состоит в химическом растворении окислов в кислотах. Объем сточных вод травильных отделений может изменяться от 0,4 м³/т для проволоки до 30 м³/т для труб – заготовок для гидравлических стоек. Концентрация загрязняющих веществ так же в зависимости от ассортимента заготовок и особенностей технологического процесса изменяется в широких пределах (табл. 2.16).

Характеристика вод травильных и гальванических отделений

Показатели	Травильные отделения		Гальванические отделения
	Отработанные растворы	Промывные воды	
Температура, °С	30-80	15-25	-
<i>pH</i>	1-2	4-5	3-9
Взвешенные вещества, г/л	500-5000	100-300	50-300
Сульфаты, г/л	100-300	0,5-5	50-200
FeSO ₄ , г/л	100-300	0,5-5	-
H ₂ SO ₄ , г/л	30-100	0,5-3	-
Тяжелые металлы, мг/л	100-500	10-30	до 100
Цианиды, мг/л			до 100 и выше

В угольном машиностроении гальванические процессы широко используются для нанесения покрытий на поверхности гидравлических сток и различного оборудования с целью предотвращения коррозии и для других целей. Сточные воды поступают от операций промывки деталей, фильтрации кислот, технологических растворов, кроме того, один раз в две – восемь недель спускают электролит (отработанный раствор) гальванических ванн (табл. 2.16).

На ремонтно-механических заводах или мастерских сильно загрязненные сточные воды образуются после мойки деталей.

Мойку производят в специальных моечных машинах, в которых используется холодная или горячая вода. Сточные воды загрязнены в основном взвешенными веществами до и свыше 20 г/л и нефтепродуктами, концентрация которых может быть до и свыше 10 г/л.

Используемые для охлаждения различных машин и механизмов (компрессоров, теплообменников и др.) воды имеют в основном тепловые загрязнения и в небольших количествах нефтепродукты.

Таким образом, на предприятиях угольного машиностроения образуются различные сточные воды, которые в той или иной степени загрязняют окружающую среду. Особенно опасны сточные воды, содержащие цианиды и тяжелые металлы, а также отработанные технологические растворы. Опасно их попадание не только в водоемы и на почву, но не менее опасны и их испарения, которые отравляют атмосферу.

Поверхностные стоки

Поверхностные стоки образуются из дождевых и талых вод, стекающих с территории промышленных предприятий. Поливочно-моечные воды в образовании поверхностных стоков занимают ничтожную долю, и, как правило, в угольной промышленности не учитываются.

Доля поверхностного стока в общем объеме сбрасываемых сточных вод угольной промышленности составляет 2%. Их количество зависит от объема дождевых и талых вод, а также от величины площадок промышленных предприятий.

Объектами-загрязнителями поверхностного стока на территории промплощадок обогатительных фабрик являются: вагоноопрокидыватели, открытые склады ря-

довых углей и концентратов, породные отвалы, шламо- и хвостохранилища, дробильные отделения, склады горюче-смазочных материалов и флотореагентов, пункты погрузки и разгрузки железнодорожных вагонов, канатные дороги, котельные установки и их золоотвалы, механические мастерские и автогаражи.

На углеобогащительных фабриках (ОФ) в качестве отходов производства, кроме сточных вод, образуется большая масса пустой породы. Она складывается на плоских отвалах, обычно примыкающих к территориям фабрик. На плоских отвалах скапливается также уголь. Порода и уголь в цикле обогащения контактируют с флотореагентами, поэтому ливневые стоки с территории плоских отвалов могут быть загрязнены химическими соединениями.

Очистка поверхностных вод с территории шахт и ОФ не производится, хотя по качественному составу они относятся к сильно загрязненным. При обследовании УОФ Донбасса ливневый сток с их территорий содержал свыше 15000 мг/дм³ взвешенных веществ, концентрация флотореагентов достигала 440 мг/дм³, а нефтепродуктов – 500 мг/дм³ [11]. Так, среднее содержание взвешенных веществ в дождевой воде, стекающей с территории ГОФ «Ворошиловградская», составила 2300 мг/л [12]. Наибольшее загрязнение имели стоки с породного отвала – 15200 мг/л и наименьшее – с крыши главного корпуса – 200 мг/л. Количество растворенных солей в такой воде достигало 5000 мг/л, содержание нефтепродуктов – не более 7,5 мг/л.

Породные отвалы являются основными источниками загрязнения поверхностного стока взвешенными веществами, минеральными солями и ионами тяжелых металлов. Так, количество взвешенных веществ в дождевых водах доходит до 12000 и талых – до 50000 мг/л, общее солесодержание достигает 8000 мг/л [11]. Максимальное количество железа составляет 7550 мг/л; оно обнаруживается в талых водах отвалов почти всех шахт и ОФ Украины. Стоки угольных складов по составу и концентрации загрязняющих веществ мало отличаются от стоков породных отвалов.

Чрезвычайно важным фактором техногенного воздействия на санитарное состояние природных водных объектов является загрязнение водосборных территорий химическими элементами вокруг угольных и горнорудных предприятий, особенно при разработке полиметаллических руд.

В конце зимнего сезона были проанализированы пробы снега на различных расстояниях от углеобогащительных фабрик на содержание химических элементов (табл. 2.17).

Таблица 2.17

Концентрация (мг/дм³) химических элементов в снеге вокруг углеобогащительных фабрик

Химические элементы	Расстояние, км			
	0,5	1	2	3
Молибден	0,004	0,004	0,004	0,004
Железо	1,5	0,7	0,55	1,45
Кадмий	0,0011	0,0003	0,0004	0,0009
Никель	0,011	0,019	0,009	0,009
Хром	-	-	-	-
Натрий	2,3	1,95	1,25	1,3
Калий	1,32	0,44	0,5	0,6
Магний	0,4	0,1	1,25	0,20

Обнаружено, что на значительных территориях вокруг ОФ формируются техногенные микроэлементные провинции, которые представляют опасность для окружающей среды. Поэтому вокруг горных предприятий должны быть санитарно-защитные зоны (табл. 2.18).

Таблица 2.18

Санитарно-защитные зоны предприятия по добыче руд и нерудных месторождений

№ п/п	Санитарно-защитные зоны
	Класс I. А. Санитарно-защитная зона 1500 м
1	Карьер по добыче железных руд открытым способом с использованием взрывных веществ
	Б. Санитарно-защитная зона 1000 м
1	Предприятия по добыче ртути, мышьяка, марганца
2	Предприятия по добыче природного газа
	Класс II. Санитарно-защитная зона 500 м
1	Предприятия по добыче горючих сланцев
2	Предприятия по добыче каменного, бурого и другого угля
3	Предприятия по добыче железных и полимерных руд (за исключением свинцовых, ртути, мышьяка и марганца) и горных пород VIII-XI категорий открытой разработкой без использования взрывных веществ
4	Породные отвалы угольных шахт, которые эксплуатируются; недействующие породные отвалы высотой более 30 м, которые предрасположены к возгоранию; недействующие породные отвалы высотой более 50 м, которые не предрасположены к возгоранию
	Класс III. Санитарно-защитная зона 300 м
1	Предприятия по добыче горных пород VI-VII категорий: доломитов, асбеста, гудронов, асфальта открытой разработкой
2	Производство брикетов с мелкого торфа и угля
3	Гидрошахты и обогатительные фабрики с мокрым процессом обогащения
4	Недействующие породные отвалы угольных шахт (высотой меньше 50 м), которые не предрасположены к возгоранию
	Класс VI. Санитарно-защитная зона 100 м
1	Предприятия по добыче каменной кухонной соли
2	Предприятия по добыче руд металлов и металлоидов шахтным способом, за исключением свинцовых руд, ртути, мышьяка и марганца
	Класс V. Санитарно-защитная зона 50 м
1	Предприятия по добыче камня безвзрывным способом и предприятия по обработке природного камня

2.5.3. Хозяйственно-бытовые сточные воды

Основными источниками образования хозяйственно-бытовых сточных вод являются бытовые комбинаты шахт, разрезов, обогатительных фабрик и других предприятий отрасли. Сточные воды формируются в основном следующими объектами, входящими в состав бытовых комбинатов:

- столовые, образующие сточные воды в основном при мытье посуды, содержащие остатки пищи растительного и животного происхождения, мыло, кальцинированную воду, хлорагенты;
- пункты горячего питания, образующие сточные воды в процессах мытья посуды;
- сатураторные – сточные воды от мытья посуды и приготовления газированных питьевых вод;
- прачечные – сточные воды содержат поверхностно-активные вещества, а также загрязнения, удаляемые с тканей;
- душевые, сточные воды которых содержат мыло, угольную пыль, минеральные и органические вещества;
- пункты мытья обуви – сточная вода содержит угольную и породную пыль;
- ламповые, где производится ежесменное обмывание аккумуляторов от грязи, и еженедельная замена щелочи; сточные воды содержат угольную и породную пыль, щелочь, кадмий, никель; это опасные сточные воды, так как содержат соли тяжелых металлов и нуждаются в специальной очистке;
- санузлы, мытье полов и мокрая уборка помещений, а в ряде случаев регенерационные и продувочные воды котельных установок с повышенной минерализацией, содержащие ионы кальция, магния, натрия, сульфаты и хлориды.

Объем хозяйственно-бытовых сточных вод на шахтах, карьерах и обогатительных фабриках в зависимости от числа работающих колеблется в пределах 50-700 м³/сут.

Сточные воды поступают в канализационный коллектор в течение суток весьма неравномерно.

Величина стока от отдельных объектов изменяется в следующих пределах, %:

санузлы - 15-22;	столовые - 5-12;	котельные - 0,5-25;
душевые - 50-69;	прачечные - 8-20;	пункты мытья обуви - 0,7-5.

Качественный обобщенный состав хозяйственно-бытовых сточных вод приведен в табл. 2.19.

2.6. Влияние вредных веществ на организм человека

Влияние некоторых тяжелых металлов, содержащихся в водах горных предприятий, на организм человека и самоочищение водоемов

Алюминий отмечается незначительным токсичным действием. Наиболее ядовитыми являются его хлориды, нитраты и ацетаты. Соединения алюминия содержатся в сточных водах предприятий горнодобывающей, химической, текстильной и других отраслях промышленности. Растворимые в воде соединения алюминия вызывают воспаления кишок, сильно раздражают слизистую оболочку глаз. По данным ряда исследователей, минимальная вредная концентрация хлоридов и нитратов алюминия составляет 0,1 мг/л. При попадании в питьевую воду, повышенные концентрации

алюминия нарушают функции нервной системы человека, вызывают изменение в тканях головного мозга и ряд других серьезных заболеваний.

Таблица 2.19

Качественный состав хозяйственно-бытовых сточных вод

Показатели	Значение показателей загрязнения сточных вод
<i>pH</i>	7,7-8,7
БПК пол, мг/л	25-207
ХПК, мг/л	247 и более
Содержание, мг/л:	
взвешенных веществ	40-722
растворенного кислорода	3,2-8,6
аммонийного азота	2-30
нитритов	следы
нитратов	0,6-2,5
фосфатов	до 3,8
сульфатов	6,5
хлоридов	28
ПАВ	0,57-1

Бериллий. Соединения бериллия являются очень токсичными. Содержание в воде 0,5-1,0 мг/л бериллия тормозит биохимические процессы самоочищения водоемов. В питьевой воде бериллия не должно быть, а ПДК для бериллия в водоемах 20-4 мг/л.

Ванадий при содержании в питьевой воде в количестве 0,03-0,22 мг/л уменьшает число соматических заболеваний, однако в более высоких концентрациях оказывает токсическое действие. ПДК для ванадия в водоемах 0,1 мг/л. В стоках, поступающих на биологическую очистку, концентрация ванадия не более 5 мг/л.

Кадмий обладает токсичными и кумулятивными (накапливаться в организме) свойствами. При поступлении в организм накапливается в печени, почках и селезенке, а также вызывает анемию, снижает содержание кислорода в крови. ПДК в водоемах равно 0,01 мг/л.

Кобальт отличается токсичными и канцерогенными действиями ПДК в водоемах равно 1 мг/л.

Медь малотоксичная, но обладает кумулятивным действием ПДК в водоемах от 0,01 до 0,1 мг/л, в сточных водах не более 0,05 мг/л.

Мышьяк обладает высокой токсичностью, легко всасывается в организм человека слизистыми оболочками и кровью, разносится во все органы и ткани. ПДК мышьяка в воде 0,05 мг/л.

Никель, имеются противоречивые данные о токсичности этого металла, но ряд авторов считают никель канцерогенным веществом. ПДК для водоемов от 0,01 до 0,1 мг/л. В сточных водах, идущих на биологическую очистку, ПДК никеля не более 1 мг/л.

Ртуть и ее соединения чрезвычайно токсичны для человека и теплокровных животных. Летальная доза ртути для человека 75-300 мг/л. Любые концентрации ртути в питьевой воде недопустимы. ПДК ртути для водоемов составляют 0,005 мг/л.

Хром (IV) весьма токсичный и канцерогенный, накапливается в костной ткани, печени, почках, риск сердечно-сосудистых заболеваний, изменяет окраску воды и придает воде неприятный вкус, тормозит самоочищение водоемов. Токсичность хрома (3-х валентного) выражена в 500 раз слабее по сравнению с хромом (6-ти валентным).

Виды загрязнений и их влияние на здоровье человека

По данным Всемирной Организации Здравоохранения (ВОЗ) 13 тысяч потенциально токсичных элементов содержит вода. 80% заболеваний передается водой. 25 млн. человек ежегодно умирают от них.

В табл. 2.20 приведены заболевания, которые возникают от различного вида загрязнений воды.

Таблица 2.20

Взаимосвязь видов загрязнений с вызываемыми заболеваниями

Виды загрязнений	Вызываемые заболевания
	Тяжелые металлы
1. Свинец	1. Атеросклероз
2. Ртуть	2. Полиневрит
3. Кадмий	3. Гипертония
4. Цинк	4. Поражение органов кроветворения (костный мозг)
5. Никель	5. Потеря остроты зрения
6. Хром	
	Радиоактивные загрязнения
1. Уран	1. Онкологические заболевания
2. Плутоний	2. Генетические изменения
3. Торий	3. Ослабление иммунитета
4. Стронций	4. Врожденные пороки у детей
5. Цезий	5. Ломкость и плохая срастиваемость костей у детей
	Неорганические вещества
1. Азот	1. Вызывают рост в водопроводных коммуникациях и артезианских скважин сине-зеленых водорослей, плохо поддающихся фильтрации и вырабатывающих токсины. Попадая в организм человека, подтачивают его иммунитет
2. Фосфор	
	Канализационные стоки
1. Различные токсичные вещества 2. Болезнетворные микробы	1. Гастроэнтерит
	2. Гепатит
	3. Микро кардит
	4. Менингит
	5. Полиомиелит
	6. Скрытые формы (более 80% кишечных расстройств этиологические не расшифровано)

Виды загрязнений	Вызываемые заболевания
Хлорорганика, неорганические ядовитые вещества	
1. Фтор 2. Хлор (и его соединения) 3. Бром 4. Хлороформ	1. Нефриты 2. Гепатиты 3. Высокая мертворождаемость 4. Токсикозы беременности и врожденные аномалии плода 5. Мутагенные эффекты 6. Образование диоксида 7. Ослабление детородных функций мужчин и женщин 8. Онкологические заболевания внутренних органов
Синтетические удобрения и ядохимикаты	
1. Гербициды 2. Пестициды 3. Нитраты 4. Нитриты	1. Приводит к зарастанию водоемов, уменьшению кислорода в воде, что приводит к массовой гибели рыбы и заражению воды болезнетворной микрофлорой

2.7. Контрольные вопросы

1. Назовите причины воздействия на окружающую среду.
2. Что относится к геомеханическим причинам воздействия добычи и переработки полезных ископаемых на окружающую среду?
3. Что относится к гидрогеологическим причинам воздействия добычи и переработки полезных ископаемых на окружающую среду?
4. Что относится к химическим причинам воздействия добычи и переработки полезных ископаемых на окружающую среду?
5. Что относится к физико-механическим причинам воздействия добычи и переработки полезных ископаемых на окружающую среду?
6. Что относится к термическим причинам воздействия добычи и переработки полезных ископаемых на окружающую среду?
7. Что такое ландшафтно-экологические и горно-геологические нарушения природной среды?
8. Назовите предельно допустимый уровень звук.
9. Поясните причины образования газовых и пылевых выбросов при обогащении полезных ископаемых.
10. Какими параметрами характеризуется взрываемость пыли?
11. Что такое организованные и неорганизованные выбросы пыли?
12. Как осуществляется нормирование вредных выбросов в атмосферу?
13. Классификация сточных вод при обогащении углей.
14. Шахтные воды.
15. Производственно-технические сточные воды.
16. Поверхностные стоки.
17. Хозяйственно-бытовые сточные воды.
18. Санитарно-защитные зоны предприятий.

19. Влияние алюминия на организм человека.
20. Влияние бериллия на организм человека.
21. Влияние ванадия на организм человека.
22. Влияние кадмия на организм человека.
23. Влияние кобальта на организм человека.
24. Влияние меди на организм человека.
25. Влияние мышьяка на организм человека.
26. Влияние никеля на организм человека.
27. Влияние ртути на организм человека.
28. Влияние хрома на организм человека.
29. Взаимосвязь видов загрязнений между токсичными элементами и заболеваниями человека

РАЗДЕЛ 3. ТЕХНОЛОГО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ ИНЖИНИРИНГ ПРИ СОЗДАНИИ УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

3.1. Краткие сведения об углеобогатительных фабриках

Углеобогатительная фабрика представляет собой промышленное предприятие, предназначенное для механической обработки углей с целью выделения из них одного или нескольких товарных продуктов с пониженным содержанием вредных примесей (зола, серы и др.) [14].

Угли в зависимости от их марочного состава, зольности и содержания серы используют для химической переработки, технологических и энергетических целей. При химической переработке угли могут быть использованы для коксования, полукоксования, газификации, гидрирования.

Угли, предназначенные для технологических целей, используют в печах различных типов, например: в плавильных печах (домнах, вагранках, отражательных), в обжиговых, нагревательных и др. Угли, используемые для энергетических целей, сжигают в слое или в пылевидном состоянии.

В зависимости от целевого назначения угля различают следующие углеобогатительные фабрики:

1) для коксующихся углей, обогащающие обычно все классы угля по крупности, в том числе пыль и шлам. Коксующиеся угли с большим выходом и высокой зольностью класса крупностью менее 0,5 мм следует обогащать полностью, в противном случае этот класс нельзя будет использовать для коксования. При незначительном выходе класса крупностью менее 0,5 мм и низкой зольности его можно добавлять в угольную шихту для коксования без предварительного обогащения.

Таким образом, предел обогащения коксующихся углей составляет 0-0,5 мм;

2) для энергетических углей, обогащающие классы угля по крупности 6-25 мм, чаще 6-13 мм. Угли, предназначенные для сжигания в крупных котельных, оборудованных пылеугольными топками, обогащаются до класса меньшей крупности или не обобщаются совсем, если расстояние перевозки их невелико;

3) смешанного типа, обогащающие угли для коксования и энергетические угли.

При обогащении углей для коксования предусматривается получение трех продуктов: концентрата, промпродукта и породы (иногда – концентрата, породы).

При обогащении энергетических углей, как правило, предусматривается выделение двух продуктов: концентрата и породы.

Угли газовые, длиннопламенные, бурые и антрациты обычно подвергаются рассортировке.

В зависимости от территориального расположения различают следующие типы углеобогатительных фабрик:

индивидуальные (ОФ), предназначенные для обогащения углей одной шахты (разреза), на промышленной площадке которой они расположены;

групповые (ГОФ), для обогащения углей группы шахт и расположенные на промышленной площадке одной из шахт, обычно имеющей большую производственную мощность и больший срок службы;

центральные (ЦОФ), для обогащения углей группы шахт, территориально не связанные ни с одной из них и располагаемые обычно на безугольных площадях, в портах отправления или получения грузов.

Индивидуальные фабрики, как правило, включаются в состав шахты. Групповые фабрики выделяют в самостоятельные производственные единицы или включают в состав шахты, рядом с которой они расположены, в зависимости от индивидуальных особенностей фабрик.

Центральные фабрики являются самостоятельными производственными единицами. Фабрики, расположенные при коксохимических и металлургических заводах (комбинатах), входят в состав этих предприятий.

Выбор типа обогатительной фабрики обосновывается технико-экономическими расчетами.

Технологические схемы обогащения углей

Технологический процесс обогащения угля – это комплекс операций по его обработке.

Все операции на обогатительной фабрике подразделяются на основные (собственно обогатительные), подготовительные (грохочение и дробление) и вспомогательные (обеспыливание и обезвоживание).

Принятые в проекте операции технологического процесса, последовательность их выполнения, пути следования продуктов обогащения и вспомогательных материалов (вода, реагенты, воздух и др.) от одних операций к другим, с учетом или без учета качественно-количественных показателей, изображаются графически в виде схем.

Различают следующие схемы:

технологическую;

качественно-количественную или отдельно качественную и количественную;

водно-шламовую;

воздушно-пылевую;

цепи аппаратов и технического контроля операций.

Выбор технологических схем обуславливается целевым назначением угля, его качеством, обогатимостью и технико-экономическими показателями.

Существуют два основных метода обогащения – мокрый и сухой. Наиболее распространен мокрый метод, который включает обогащение в отсадочных машинах, разделение в тяжелых средах, обогащение на винтовых сепараторах, на концентрационных столах, флотацией.

М о к р о е о б о г а щ е н и е производится в водной среде. В качестве тяжелых сред используют обычно водные суспензии. Тяжелые жидкости не нашли применения в промышленности вследствие высокой стоимости, но используются в лабораториях для фракционных анализов мелких классов угля.

С у х о й м е т о д о б о г а щ е н и я охватывает ручную выборку породы пневматическое обогащение и обогащение с применением аэросуспензий. Преимущество сухого метода обогащения перед мокрым заключается в том, что уголь не нужно сушить перед отправкой, т.е. исключаются операции по обезвоживанию, сгущению шламов, осветлению шламовых вод и сушке продуктов обогащения.

Опыт обогащения одних и тех же углей показал, что сухое обогащение менее эффективно, чем мокрое.

Выбор метода и предел обогащения определяются назначением угля, требованиями к его качеству, обогатимостью и ситовой характеристикой угля, составом породы и др.

Инженерно-геологические изыскания

Главной задачей инженерных изысканий для строительства является комплексное изучение природных и местных условий для получения исходных данных, обеспечивающих осуществление технически оправданных и экономически целесообразных решений по всем вопросам проектирования и строительства.

Инженерные изыскания осуществляют в соответствии с техническим заданием заказчика (генеральная проектная организация), в котором определяются основной состав и порядок проведения изысканий.

Программы на инженерные изыскания должны содержать: краткую физико-географическую характеристику района изысканий; состав, объем и содержание работ, подлежащих выполнению; способы производства и сроки выполнения работ; организационные вопросы; методику проведения отдельных видов исследований, отличающихся от общепринятых, а также данные, необходимые для определения стоимости намечаемых работ, и особые условия их выполнения.

Инженерно-геологические изыскания должны обеспечить изучение инженерно-геологических условий района (участка) строительства и включать:

1) оценку пригодности площадки с учетом возможных изменений условий устойчивости грунтов оснований после застройки (изменения гидрогеологических условий, изменения температурного режима грунтов в районах вечной мерзлоты и т.д.);

2) установление вида и объема инженерных мероприятий по освоению площадки под строительство (устройство ограждающих дамб, осушение площадки путем дренирования и др.);

3) выбор типа основания, глубины заложения фундаментов, расчетное сопротивление грунтов основания, данные для определения возможных осадок (компрессионные свойства грунтов), а для просадочных грунтов установления типа просадочности;

4) фактическую глубину промерзания грунта при отсутствии снегового покрова;

5) методы борьбы с водой в случае заложения сооружения ниже уровня грунтовых вод (глубинный водоотлив, замораживание, силикатизация, битумизация); химический анализ грунтовых вод и их воздействие на бетон;

6) определение целесообразности применения методов улучшения строительных свойств грунтов оснований с целью уменьшения величины осадка фундаментов и повышения прочности и устойчивости сооружения глубокого заложения (приемные ямы вагоноопрокидывателей и др.).

Выбор площадки и технико-экономическая оценка места строительства углеобогатительных фабрик

Выбор площадки для размещения объектов фабрики производится только для центральных и групповых обогатительных фабрик, поскольку размещение обогатительных фабрик при шахтах рассматривается при выборе площадок шахт, с которыми они связаны едиными транспортными коммуникациями и общими сетями технологических трубопроводов.

В соответствии с расположением и сроком существования шахт, входящих в сырьевую базу намечаемой к строительству фабрики, расположением железнодорожных путей и станций примыкания шахтных подъездных путей МПС, местоположени-

ем потребителей товарной продукции намечается район строительства фабрики. Площадка должна удовлетворять условиям: водоснабжения, удобства площадки для хранилища отходов, рельефа, грунтовых условий, расселения трудящихся, экономичности.

Обогащение углей мокрым методом требует значительного расхода воды даже при работе по замкнутому циклу. Поэтому условия водоснабжения имеют большое значение при выборе площадки для фабрики. В ряде случаев (особенно это имеет место в районах залегания вечномерзлых грунтов) фабрику выгодно расположить ближе к источникам водоснабжения.

Выход отходов обогащения и шлама на углеобогащительных фабриках особенно при флотации очень велик. Поэтому вопрос удаления отходов обогащения и расположения хранилищ отходов имеет очень важное значение при выборе площадки для строительства.

Особенно это касается крупных фабрик с большим сроком службы. При выборе места хранилища отходов необходимо учитывать недопустимость загрязнения водоемов и рек сбрасываемыми водами. Наиболее целесообразно устройство площадки под хранилище отходов с формой впадины, которая позволяет создать бассейн хранилища при минимальном объеме искусственных ограждений. Желательно размещать хранилища отходов на более низких отметках, чем фабрика.

Уклон местности площадки существенно влияет на величину капитальных затрат и на эксплуатационные расходы. Наличие наклонного рельефа площадки позволяет снизить эксплуатационные расходы за счет использования самотечного транспорта, однако при этом увеличиваются капитальные затраты, особенно при блокировке корпусов.

При строительстве фабрик на наклонных площадках необходимо выбрать участки, по возможности, с прямолинейными горизонталями для того, чтобы вдоль их расположить основные корпуса фабрик. В этом случае подъездные пути и погрузочные бункера будут располагаться также вдоль горизонталей, что будет способствовать сокращению объемов земляных работ.

Стоимость и продолжительность строительства зданий и сооружений фабрики зависит от грунтовых условий. Особенно это существенно сказывается в районах вечной мерзлоты. Так, например, Печорская ЦОФ в районе станции Предшахтная, где залегают коренные породы на глубине 2,5-3,0 м, стоит почти в 1.5 раза дешевле, чем такая же фабрика в районе станции Мульда Промышленная, где основанием фундаментов служат грунты, обладающие незначительной несущей способностью, требующие проведения предварительного оттаивания и устройства специальных искусственных оснований.

Наличие слабых грунтов повышает трудоемкость строительных работ. В то же время при устройстве фундаментов наличие на доступных глубинах грунтов, обладающих большой несущей способностью, даже если они залегают на глубине до 10 м, позволяет существенно уменьшить трудоемкость строительства за счет применения свайного основания. Так, например, обогатительная фабрика шахты № 9 комбината Интауголь располагается на участке, где грунты основания на глубине 3-4 м обладают небольшой несущей способностью (2-2,5 кгс/см²). В то же время ниже, на глубине 8-9 м от поверхности, залегают коренные породы. Принятые в проекте основания в виде свай-стоек вместо ленточных фундаментов существенно снизили трудоемкость строительных работ.

При выборе площадки строительства фабрики следует учитывать необходимость расселения трудящихся для проектируемого предприятия. При расположении фабрики вблизи крупных селений стоимость жилищного и культурно-бытового строительства существенно снижается. При этом необходимо учитывать загрязнение атмосферы дымовыми газами, образуемыми при сушке углей, и пылью, образуемой при разгрузке и погрузке углей. Местоположение фабрики должно обеспечить минимальную загрязненность воздуха в населенном пункте.

Выбор площадки для размещения объектов фабрики необходимо осуществлять на основании технико-экономической оценки основных факторов, предопределяющих стоимость предприятия.

Характерной особенностью фабрик по обогащению углей является их грузоемкость. Большое количество поступающего сырья и отправляемой готовой продукции, транспортировка отходов в виде породы, шламов сопряжены с большими расходами средств как в период строительства, так и при эксплуатации. Для грузоемких предприятий экономически существенной является организация железнодорожного хозяйства.

Большие расходы средств связаны с обеспечением фабрики электроэнергией, теплоснабжением, водоснабжением и со строительством очистных сооружений как в период строительства, так и во время эксплуатации.

В известной степени на стоимость зданий и сооружений сказываются и инженерно-геологические условия промышленной площадки. В меньшей степени на стоимости фабрики отражается рельеф.

При наличии нескольких площадок, которые могут быть использованы для строительства фабрик, выбор следует производить на основе сопоставления технико-экономических показателей для каждой площадки. Это сопоставление рекомендуется производить дифференцированно по каждому виду затрат. Стоимость каждого вида затрат можно принять на основании укрупненных сметных норм для данного района.

3.2. Принципы проектирования генеральных планов углеобогатительных фабрик

Углеобогатительная фабрика включает значительное число различных комплексов, вспомогательных цехов и служб.

К основным комплексам относятся: комплекс приемки углей, включая дозирочные и аккумулирующие бункеры; комплекс обогащения и обезвоживания; сушильно-топочный комплекс; комплекс погрузки; погрузочно-складской комплекс; комплекс водно-шламового хозяйства; породный комплекс.

Вспомогательными цехами являются: сооружения водопровода и канализации, включая и очистные сооружения; котельные; электроподстанции и распределительные пункты; отделения хранения и приготовления магнетита; мастерские по ремонту оборудования; склады для хранения материалов, оборудования и запасных частей; административно-бытовые помещения; химическая лаборатория и проборазделочные.

В ряде случаев отдельные комплексы, цеха и службы могут на фабрике отсутствовать или играть незначительную роль, располагаясь в виде отдельных помещений внутри основного цеха.

Обогатительные фабрики, располагаемые непосредственно на шахте, при электростанции или при металлургическом заводе, имеют общие с ними вспомогательные

службы, такие, как котельные, электроподстанции, водопроводные, канализационные и другие сооружения.

Генеральный план фабрики представляет собой комплексное решение размещения и взаимосвязи всех объектов фабрики в горизонтальной и вертикальной плоскостях, инженерных сетей и транспортных коммуникаций всех зданий и сооружений фабрики, организации охраны предприятий и благоустройства территории.

Горизонтальная планировка выполняется с целью привязки всех объектов фабрики, их взаимного расположения. Она должна обеспечить:

достижение наиболее эффективного размещения отдельных цехов, их рациональную блокировку, позволяющие максимально сократить размеры промплощадки и соответственно уменьшить протяженность всех инженерных сетей;

соответствие с действующими противопожарными и санитарно-техническими нормами строительного проектирования;

движение производственных потоков кратчайшим путем при наиболее рациональном использовании рельефа местности;

расположение железнодорожных путей и длинной оси зданий вдоль горизонталей;

максимальное сокращение длины и числа железнодорожных путей в результате рационального расположения приемных и погрузочных устройств, складов материалов и запасных частей, складов приемки и хранения магнетита и т.п.;

минимальные расстояния источников тепла, электроэнергии, водоснабжения от потребителей;

минимальную протяженность шоссейных дорог при обеспечении удобства транспорта и требуемых пожарных проездов, соблюдении допустимых уклонов и радиусов закруглений;

возможность реконструкции основных и вспомогательных цехов фабрики;

расположение административно-бытового комбината с фасадной стороны площадки;

расположение шламовых отстойников в пониженном месте рельефа, желательно за путями железнодорожной станции;

размещение отходов обогащения и открытых складов угля в пониженных участках с учетом направления господствующих ветров, с тем, чтобы продукты горения и угольная пыль не попадали на площадку или в жилой поселок.

Задачей вертикальной планировки промышленной площадки является подчинение существующего рельефа технологическому процессу и особенностям компоновки генерального плана.

Вертикальная и горизонтальная планировка должны быть между собой увязаны и только после завершения работ по вертикальной планировке может быть завершена горизонтальная планировка.

Генеральные планы проектируют в масштабе 1:1000 и 1:500 на основе плана съемки с горизонталями через 1 м и инженерно-геологических изысканий.

При разработке генеральных планов необходимо предусмотреть возможность выполнения строительных и монтажных работ современными методами с применением мощных строительных машин.

Следует при проектировании генеральных планов стремиться к наиболее компактному размещению зданий и сооружений, избегать строительства большого количества мелких зданий, объединяя их в блоки, когда такое объединение целесообразно

по производственным и объемно-планировочным решениям и допустимо по санитарно-гигиеническим требованиям, правила техники безопасности и пожарным нормам.

Зданий бытовых помещений следует располагать так, чтобы они были приближены к основному потоку рабочих; входы в бытовые помещения не следует располагать со стороны железнодорожных путей, проходящих ближе 7 м от наружной стены здания.

3.3. Исходные данные для проектирования углеобогащительной фабрики

Для проектирования углеобогащительной фабрики необходимо иметь [15]:

- задание на разработку проекта от утверждающего ведомства;
- данные по строительной площадке (топографический план местности); материалы, характеризующие грунт, климатические данные и др.;
- данные по горной части проекта (система ведения горных работ, выемка и доставка угля, характеристика пластов и их участие в добыче, график поступления угля на фабрику, вид транспорта, срок службы шахт).

Для проектирования технологического процесса углеобогащительной фабрики необходимы следующие сведения о сырьевой базе, получаемые в результате исследования углей;

процентное участие шахт и шахтопластов в сырьевой базе и количество поставляемого угля;

марка, влажность, зольность и сернистость поставляемых на фабрику углей по шахтам и шахтопластам;

результаты ситового и фракционного анализов углей шахт и шахтопластов в соответствии с действующими ГОСТами;

результаты ситового и фракционного анализов дробленого крупного класса угля, а также дробленного и мелкого промпродукта;

данные по содержанию серы и спекаемости углей, направляемых на коксование;

результаты лабораторных и полупромышленных испытаний угля при очень трудной обогатимости, а также при применении в проектировании новых процессов и схем обогащения;

данные о флотированности угольных шламов для углей, используемых для коксования и других специальных целей;

результаты лабораторных испытаний по осаждению шламов и осветлению шламовых вод;

данные о потребителях товарной продукции шахт, углеобогащительных фабрик и сортировок.

Во всех случаях целесообразно провести промышленные испытания по обогащению угля на одной из действующих фабрик (особенно углей новых, мало исследованных районов).

Кроме основных сведений, для разработки проекта углеобогащительной фабрики необходимо иметь дополнительные данные; требования и нормы техники безопасности, противопожарные и санитарные нормы, ценники на оборудование, прейскуранты на уголь и другие материалы.

Сортамент и качественная характеристика товарной продукции углеобогащительной фабрики (концентрат, промпродукт, сортовое топливо), отправляемой потре-

бителям, устанавливаются в соответствии с действующими стандартами и требованиями потребителей.

Выбор процесса обогащения

Перед выбором процесса обогащения, машинных классов и схемы обогащения устанавливают глубину обогащения и верхний предел крупности обогащаемого угля.

Г л у б и н о й о б о г а щ е н и я называется степень чистоты продуктов обогащения выбирают в зависимости от назначения угля, его ситового состава, влажности, зольности и обогатимости отдельных классов, требований к качеству продуктов обогащения, технико-экономических показателей.

В е р х н и й п р е д е л к р у п н о с т и обогащаемого угля устанавливают в зависимости от выхода крупного класса >50(75, 80, 100, 125) мм, процесса обогащения и типа обогатительных машин. При применении сепараторов для обогащения в тяжелых суспензиях верхний предел крупности принимают 100(300) мм, суспензионных гидроциклонов – 25(40) мм, отсадочных машин – 100(125) мм и для антрацитов – до 250 мм, пневматических сепараторов и пневматических отсадочных машин – 60(75) мм. После предварительного грохочения крупные классы подвергают дроблению.

Выбор процесса обогащения производят на основании сравнения существующих процессов, их преимуществ и недостатков с учетом технико-экономических показателей.

П р о ц е с с о б о г а щ е н и я в т я ж е л ы х с у с п е н з и я х в сепараторах и гидроциклонах.

Основными преимуществами процесса обогащения в тяжелых суспензиях являются высокая точность разделения, возможность автоматического регулирования, нечувствительность к изменениям производительности и качества исходного угля, верхний предел крупности обогащаемого угля до 300 мм.

Недостатки процесса обогащения в тяжелых суспензиях – сложная схема регенерации суспензии, повышенные потери магнетита при обогащении мелкого угля.

Обогащение угля в тяжелых суспензиях применяют для обогащения коксующихся углей всех категорий обогатимости крупностью >10(13) мм и энергетических углей крупностью >6(13, 25) мм. Для мелкого класса 0,5-10(13, 25) мм и переобогащения промпродукта отсадки применяют обогащение в суспензионных гидроциклонах.

П р о ц е с с о т с а д к и в отсадочных машинах является основным процессом обогащения угля.

Основные преимущества процесса отсадки: относительно высокая точность разделения, возможность обогащения угля повышенной влажности, возможность автоматического регулирования, широкая шкала грохочения, широкие пределы крупности обогащаемого угля 0,5-125 мм (для антрацитов 6-250 мм).

Недостатки процесса отсадки следующие: высокая влажность продуктов обогащения, сложная водно-шламовая схема фабрики.

Процесс отсадки применяют для обогащения коксующихся и энергетических углей всех категорий обогатимости.

П р о ц е с с о б о г а щ е н и я в к р и в о л и н е й н ы х в о д - н ы х п о т о к а х в шнековых сепараторах СШ применяют для обогащения антрацита классов 6-25 и 25-100 мм, а также может быть применен для обогащения

промпродукта отсадочных машин. Преимущества процесса: возможность регулирования плотности разделения в широких пределах и простота процесса.

Процесс концентрации на столах применяют для обогащения антрацитового штыба и мелких классов угля 0-6, 0-3 мм и шлама. Недостатки процесса: низкая точность разделения, относительно низкая производительность и громоздкость концентрационных столов.

Процесс пневматического обогащения в сепараторах и отсадочных машинах. Преимуществами процесса являются: низкая влажность продуктов обогащения, отсутствие водно-шламового хозяйства, меньшая кубатура здания. Недостатки процесса следующие: очень низкая точность разделения, невозможность обогащения угля с внешней влажностью более 4-5%, сложная воздушно-пылевая схема, узкая шкала грохочения, малый верхний предел крупности обогащаемого угля – 60 мм и большой удельный расход электроэнергии.

Процесс пневматического обогащения имеет ограниченную область применения вследствие малой его эффективности. Он может быть применен для обогащения углей, размокаемых в воде, и сухих энергетических углей легкой обогатимости с пониженной зольностью.

Процесс флотации во флотационных машинах применяется для обогащения угольной мелочи (шлама) крупностью 0-0,5 мм коксующихся и энергетических углей. Недостатки процесса: большой удельный расход электроэнергии и повышенная стоимость обогащения.

Процесс обогащения методом мокрой винтовой сепарации применяют для обогащения шламовых продуктов крупностью 0,5-3 мм в основном с целью снижения зольности на 10-15%. Преимуществом процесса является его простота, небольшие эксплуатационные расходы. К недостаткам относятся: отсутствие оперативного регулирования, узкий диапазон крупности машинного класса.

Процесс обогащения в гидросайзерах применяется для обогащения первичных шламов. К преимуществам процесса относится большая производительность получения высокзолных отходов. Недостатки процесса следующие: узкий диапазон крупности машинных классов, необходимость наличия большого количества (до 100 м³/ч) чистой технической воды, сложность эксплуатации, применение для легкой и средней категории обогатимости исходного материала.

Выбор машинных классов

Выбор машинных классов и шкалы грохочения производят в зависимости от качества сырья, принятого процесса обогащения, нагрузки на обогатительные машины, ГОСТа на сортовое топливо и других факторов.

При переработке коксующихся углей рекомендуется принимать технологию обогащения пятью машинными классами [16-18]:

+13 мм – в тяжелосредних сепараторах;

2(3)-13 мм – в тяжелосредних циклонах или в гидравлических отсадочных машинах;

1-2(3) мм – на винтовых сепараторах;

0,3-1 мм – в гидросайзерах;

-0,3 мм – флотацией.

При переработке энергетических углей применяется технология их обогащения тремя машинными классами:

+13 мм – в тяжелосредних сепараторах;

2(3)-13 мм – в тяжелосредних циклонах или гидравлических отсадочных машинах;

1-2(3) мм – на винтовых сепараторах или гидросайзерах.

Класс 0-1 мм выделяется в качестве сухого отсева в узле подготовительного грохочения или улавливается в качестве первичного шлама в гидроциклонах после операции обесшламливания мелкого машинного класса.

3.4. Стадии создания обогатительного предприятия

Создание обогатительного предприятия включает четыре основные стадии [19]:

- разработка ТЭО создания предприятия;
- проектирование;
- строительство;
- ввод в эксплуатацию.

При создании обогатительного предприятия технологично-экологический инжиниринг должен быть направлен на решение следующих вопросов:

- при разработке ТЭО – на определение принципиальной технологической схемы, реализация которой решает или народно-хозяйственную задачу или приносит коммерческий успех, т.е. прибыль; количества технологических, административных и вспомогательных объемов и их расположения на промплощадке, с целью минимизации площади отвода земель; источников электро-, водо-, теплоснабжения; наличия материальных, людских и финансовых ресурсов и инфраструктуры железнодорожного и автомобильного транспорта, условий складирования отходов производства; порядка возврата финансовых ресурсов;

- при проектировании - учет современных достижений науки и техники, передового опыта аналогичных предприятий с целью получения максимального выхода ценного компонента при сохранении требуемых его качественных характеристик; применение стандартных проверенных решений, с целью удешевления строительства обогатительного предприятия. Оригинальные технические и технологические решения закладываются только на основании приемочных испытаний опытных образцов, с целью минимизации коммерческого риска. Необходимо также предусмотреть площади и объемы зданий для возможной замены оборудования на новые образцы, отличающихся по габаритам от предыдущих, особенно для обогатительных предприятий, рассчитываемых на длительный (более 25 лет) период эксплуатации;

- при строительстве - учет возможности использования местных строительных, материальных, энергетических и людских ресурсов с целью удешевления выполняемых работ. Строительство должно использовать модульный или блочный метод возведения объектов, с возможностью их поэтапного ввода в эксплуатацию. При этом оборудование должно быть высокопроизводительным, высокоэффективным, с минимальной энергоемкостью, ремонтно-пригодное, серийное с возможностью сервисного обслуживания. Кроме того, оно должно быть (если надо) взрыво-, пожаробезопасным и соответствовать той категории помещений, где оно будет эксплуатироваться. Монтаж оборудования должен происходить по мере строительства объекта, так как в этом случае резко уменьшается стоимость такелажных работ. При этом разрабатывается план монтажно-строительных работ, где указывается последовательность монтажа

оборудования, транспортных, электрических, паровых, воздушных, водопроводных, обогревательных и других сетей;

- при вводе в эксплуатацию – на отработку режимных параметров оборудования, выводе фабрики на проектные показатели, установлении норм расходных материалов, соответствие качественно-количественных показателей товарной продукции фактическому исходному материалу.

3.5. Технолого-экологический инжиниринг при разработке ТЭО

Технолого-экологический инжиниринг при разработке ТЭО состоит в:

- изучении и анализе рыночной конъюнктуры для данного вида товарной продукции;

- изучении и анализе современных и перспективных технологий обогащения, применяемых для переработке данного полезного ископаемого;

- прогнозирование рынка сбыта и ценовой политики на нем;

- оценке хозяйственной потребности в данном виде продукции как с точки зрения производственной деятельности, так и с точки зрения государственной необходимости;

- оценке источников электро-, водо-, теплоснабжения, наличия материальных, людских ресурсов;

- поиске недорогих инвестиций и установлении оптимального порядка возврата финансовых ресурсов;

- выборе наиболее эффективного и производительного основного технологического и вспомогательного оборудования;

- подборе промплощадки предприятия с целью его рационального размещения между источником минерального сырья и потребителем готовой продукции;

- расчете ТЭО.

3.6. Технолого-экологический инжиниринг при проектировании обогатительной фабрики

Технолого-экологический инжиниринг при проектировании обогатительного предприятия состоит в:

- рациональном и комплексном использовании минеральных ресурсов, включая использование отходов производства;

- обеспечении высокой производительности труда, достигаемой интенсификацией технологических процессов, применением высокопроизводительного оборудования, комплексной механизацией производственных процессов, автоматизацией и компьютеризацией контроля и управления производством;

- использовании типового оборудования и строительных конструкций, типовых проектов отдельных технологических узлов и цехов, а при переработке однотипного сырья – типовых проектов обогатительных фабрик в целом;

- использовании возможностей кооперирования проектируемой фабрики с другими предприятиями района при решении вопросов о снабжении фабрики электроэнергией, водой, устройства жилых поселков, канализацией, транспорта, противопожарной охране и т.д.;

- изыскании наиболее экономичного решения генерального плана проектируемой фабрики путем компактного размещения ее цехов на промышленной площадке, а при возможности – размещении цехов в общих корпусах;
- обеспечении безопасных условий труда на фабрике, включая организацию производства таким образом, чтобы вредные выбросы не превышали установленных для данной отрасли ПДК;
- увязке проекта фабрики с проектами поставщика сырья и потребителя готовой продукции по производительности, качеству сырья и концентратов, графику их поставки и рода применяемого транспорта;
- использовании технологий, обеспечивающих минимальные потери ценного компонента с отходами производства;
- использовании под промплощадку предприятия местности наименее пригодной для жизнедеятельности человека;
- минимизации промплощадки предприятия;
- использовании технологий и оборудования, обеспечивающих наименьшее влияние на окружающую среду;
- замыкании водно-шламовой схемы фабрики;
- выборе рельефа местности с естественными водотоками при возведении породных отвалов и илонакопителей;
- герметизации днища илонакопителей;
- минимизации фильтрации жидкой среды через плотину, дамбы равнинного илонакопителя;
- сооружении аккумулирующего пруда перед илонакопителем для случаев переполнения илонакопителя, паводка, проливных дождей и т.д.;
- применении секционного илонакопителя.

3.7. Технолого-экологический инжиниринг при строительстве обогатительных предприятий

Одной из причин, влияющих на своевременный ввод в эксплуатацию предприятия, является качественный технолого-экологический инжиниринг при строительстве, который состоит [20] в:

- возможности поэтапного ввода в эксплуатацию отдельных объектов до ввода в эксплуатацию всего производственного комплекса;
- разработке комплексного плана строительно-монтажных работ, с указанием последовательности строительства корпусов, монтажа в них оборудования, транспортных, электрических, паровых, воздушных, водо- и обогаревательных сетей;
- разработке рационального плана работы подъемно-транспортных устройств при выполнении такелажных работ;
- безопасном ведении строительно-монтажных работ и согласовании плана этих работ между всеми субподрядчиками по объемам и времени;
- обучении обслуживающего персонала, вводимого в эксплуатацию предприятия, на аналогичном оборудовании на действующих обогатительных фабриках;
- участии обслуживающего персонала в контроле монтажа оборудования, на котором он будет работать;
- соблюдении техники безопасности при пуско-наладочных работах на отдельно взятом оборудовании при холостом ходе и работе под нагрузкой;

- участия работников проектных и научно-исследовательских институтом при монтаже оборудования и пуско-наладочных работах;
- внесении (при необходимости) изменений в любую часть проекта с целью усовершенствования технологических процессов на основе новых достижений науки и техники или изменение качества исходного сырья и конъюнктуры рынка;
- соблюдении инструкций заводов-изготовителей по монтажу и эксплуатации оборудования;
- контроле вредных выбросов и их сопоставление с ПДК. В случае превышения ПДК осуществление разработки и внедрение мероприятий по снижению вредных выбросов вплоть до замены оборудования или технологий.

3.8. Технологическо-экологический инжиниринг при вводе обогатительного предприятия в эксплуатацию

Своевременный ввод в эксплуатацию новых и реконструированных углеобогатительных фабрик и вывод их на проектные технологические показатели предопределяет стабилизацию экономических показателей предприятия уже в начальный период его работы. Кроме того, в этом случае предотвращается срыв договорных обязательств по поставке сырья и отгрузке товарной продукции, который в системе рыночных отношений влечет наложение штрафных санкций за недополученную прибыль смежными по технологической цепочке предприятиями.

К сожалению, в настоящее время отсутствует нормативная документация по процедуре ввода в эксплуатацию подобных предприятий, что предопределяет повторение ранее имеющих место ошибок, и, как следствие, удлинение сроков достижения проектных показателей.

Ввод в эксплуатацию углеобогатительного предприятия состоит, в основном, из следующих обязательных этапов [20]:

1. Контроль монтажа оборудования согласно инструкциям заводов-изготовителей по монтажу и эксплуатации. (При необходимости внесения изменений в любую часть проекта, все отклонения выполняются после письменного разрешения главного инженера строящейся фабрики. На соответствующих рабочих чертежах вносятся изменения, согласование с Генпроектировщиком. На изменение в чертежах ставится подпись главного инженера, дата и печать).

2. Контроль окончания монтажа технологического, транспортного, вспомогательного и другого оборудования согласно проекта с составлением актов приемки-сдачи.

3. Контроль актов на скрытые работы, журналов авторского надзора.

4. Контроль окончания строительно-монтажных работ в полном объеме, согласно проекту, с составлением актов приемки-сдачи от субподрядчиков.

5. Составление акта приемки-сдачи монтажа оборудования с генподрядчиком.

6. Очистка оборудования, транспортных линий, трубопроводов, емкостей и т.п. от строительного мусора и посторонних предметов.

7. Подготовка технологических инструкций по:

- приготовлению магнетитовых суспензий;
- реагентному режиму;
- приготовлению и использованию растворов флокулянтов;
- набору воды в водно-шламовую схему фабрики с приложением схемы всех емкостей с трубопроводами и запорной арматурой;

- отбору и подготовке проб рядового угля и продуктов обогащения с перечнем показателей, которые должны контролироваться.

8. Пуск и обкатка оборудования в местном режиме, согласно инструкциям заводов-изготовителей.

9. Подача воды в требуемом количестве в водно-шламовую схему и устранение негерметичности емкостей и трубопроводов.

10. Прокрутка оборудования с водой с устранением негерметичности трубопроводов.

11. Установление механизмов управления и регулировки технологическим оборудованием в исходное состояние (шибера, задвижки, насадки и т.д.).

12. Регулировка «на воде» систем контроля уровней и технологических процессов, сигнализации автоматике.

13. Подготовка инструкций по эксплуатации и ремонту оборудования для технологических и ремонтных служб.

14. Подготовка инструкции для диспетчера по плановому пуску и аварийным остановкам фабрики.

15. Подготовка инструкций для операторов технологических процессов (тяжелосредние сепараторы, тяжелосредние циклоны, отсадочные машины, винтовые сепараторы, фильтры, флотомашин, центрифуги, пресс-фильтры, сушильные установки и т.д.) для работы в «местном» режиме и дистанционно.

16. Подготовка инструкции по сигнализации для диспетчера и оператора (звуковая, световая, телефонная).

17. Составление плана ликвидации аварий.

18. Прокрутка всей схемы оборудования с водой с дистанционного управления.

19. Пуск фабрики с пониженной нагрузкой для притирки оборудования, транспортных желобов, запорной аппаратуры, насосного хозяйства и трубопроводов.

20. Пуск фабрики с проектной нагрузкой.

21. Опробование и контроль показателей работы оборудования всех технологических узлов и процессов.

22. Определение вредных выбросов и их сопоставление с ПДК.

23. Сравнение фактических качественно-количественных показателей работы фабрики при проектной нагрузке и проектными.

24. В случае соответствия фактических показателей работы фабрики с проектными, составляется Акт о передаче предприятия в эксплуатацию. В случае несоответствия – осуществляется процедура, предусмотренная в контракте на создание углеобогажительного предприятия.

25. Разработка мероприятий по устранению выявленных недостатков, узких мест технологии и включения их в план развития предприятия на следующий планируемый период.

Таким образом, на стадии создания обогатительного производства закладываются те технологические и экологические решения, которые позволяют, помимо удешевления самого строительства, обеспечить решение в будущем как технологических, так и экологических задач.

3.9. Контрольные вопросы

1. Назначения углеобогажительных фабрик.
2. Использование углей.

3. От чего зависит тип углеобогащительной фабрики?
4. Что такое технологическая схема?
5. Что такое качественно-количественная схема?
6. Что такое водно-шламовая схема?
7. Что такое воздушно-пылевая схема?
8. Что такое цепь аппаратов?
9. Что такое технический контроль?
10. Какое обогащение угля (сухое или мокрое) более эффективно?
11. Чем определяется выбор метода и глубина обогащения угля?
12. Для чего производятся инженерно-геологические изыскания?
13. Какие факторы влияют на выбор промплощадки фабрики?
14. Принципы проектирования генеральных планов углеобогащительных фабрик.
15. В каком масштабе проектируются генеральные планы углеобогащительных фабрик?
16. Какую информацию необходимо иметь в качестве исходных данных для проектирования углеобогащительных фабрик?
17. На основании каких материалов осуществляется выбор процессов обогащения?
18. Как осуществляется выбор машинных классов при обогащении угля?
19. Назовите стадии создания обогатительного предприятия.
20. Направления технолого-экологического инжиниринга при разработке ТЭО создания углеобогащительного предприятия.
21. Направления технолого-экологического инжиниринга при проектировании углеобогащительного предприятия.
22. Направления технолого-экологического инжиниринга при строительстве углеобогащительного предприятия.
23. Направления технолого-экологического инжиниринга при вводе в эксплуатацию углеобогащительного предприятия.

РАЗДЕЛ 4. ТЕХНОЛОГО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ ИНЖИНИРИНГ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ОБОГАТИТЕЛЬНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

4.1. Общие сведения

Технологическая деятельность обогатительного предприятия должна осуществляться в соответствии с технологическим регламентом. Так, например, в углеобогачительной отрасли работа фабрик регламентируется технологическими регламентами, разработанными в соответствии с СОУ 10.1.00185755-004:2006 «Типовой технологический регламент углеобогачительного предприятия» [22].

В случае изменения качества сырья, требований заказчика к качеству или ассортименту выпускаемой продукции, ужесточения экологических норм осуществляется изменение технологических схем с целью решения возникающих перед производством задач. Изменение технологических схем осуществляется в порядке, устанавливаемом нормативными документами.

Решение этих задач направлено на снижение потерь горючей массы с отходами производства, уменьшение вредных выбросов в атмосферу, устранение последствий влияния обогатительного предприятия на ландшафтно-экологические и горно-геологические нарушения.

Снижение вредного влияния обогатительных предприятий на окружающую среду при их эксплуатации осуществляется по следующим направлениям:

- выполнение требований по обеспечению предприятия сырьем и технологическими материалами;
- совершенствование техники и технологии обогащения, с целью минимизации отходов;
- совершенствование технологии улавливания вредных выбросов, с целью снижения их влияния на атмосферу, фауну и флору.

Качественные показатели товарной угольной продукции изложены в технических условиях, которые согласовываются с потребителем этой продукции. Фактические качественные показатели отгруженной товарной угольной продукции содержатся в сертификате на эту продукцию.

4.2. Требования к сырью и технологическим материалам

4.2.1. Требования к качеству сырья

Проектирование углеобогачительного предприятия, выбор технологии и оборудования осуществляются под конкретную сырьевую базу.

Реальная сырьевая база предприятия после *n*-лет эксплуатации может существенно отличаться от проектной. Следовательно, текущая сырьевая база фабрики должна подбираться под проектную технологию или, если нельзя подобрать требуемую сырьевую базу, необходимо изменять технологию обогащения.

Например, ЦОФ «Узловская» была спроектирована и введена в эксплуатацию в 1935 году для обогащения двух шахт. Однако в 1961 году на фабрике перерабатывались угли уже 9 шахт, в 1968 году после реконструкции – 22 шахты, в 1988 г. – 20 шахт и в 2008 г. – 35 шахт [23-26]. Из табл. 4.1 следует, что зольность рядового угля возросла в 1,7 раза с 21,9% в 1961 г. до 37,8% в 2008 г. При этом зольность коксового концентрата выросла в 1,37 раза с 7,6% до 10,4% при росте зольности отходов в 1,1

раза с 66,5% до 73,5%. Увеличение зольности рядового угля предопределило не только необходимость реконструкции технологической схемы фабрики в 1968 г., но и последующую ее постоянную модернизацию: замену сухого способа подготовки машинных классов на гидрогрохочение, замену способа обогащения крупного машинного класса с отсадки на тяжелосреднюю сепарацию, внедрение вместо пенной сепарации винтовых сепараторов для обогащения первичного шлама и т.д. Совершенствование технологической схемы фабрики способствовало сохранению качества выпускаемой товарной продукции при приемлемой зольности отходов.

Таблица 4.1

Сырьевая база ЦОФ «Узловская»

Год	Показатели					
	Количество шахт-поставщиков	Переработка, тыс. тонн	Зольность, %			
			рядового угля	концентра-та	промпродукта	отходов
1935 (проект)	2	-	-	-	-	-
1961	9	2713,6	21,9	7,6	36,3	66,5
1968 (реконструкция)	22	2724,9	23,5	7,3	36,4	75,9
1988	20	2961,1	34,4	7,3	34,0	64,7
2008	35	2589,3	37,8	10,4	34,2	73,5

Таким образом, основное требование к сырью – это стабильность его качественно-количественных характеристик.

К задачам усреднения с учетом обогатимости угля относится уменьшение диапазона рассеяния в распределении его крупности и плотности. С точки зрения качества товарных продуктов это означает сужение диапазона рассеяния таких свойств угля, как выход летучих, зольность и содержание серы [21].

Усреднение рядового угля позволяет на новых фабриках сократить мощности, устанавливаемые в отдельных технологических процессах; на действующих фабриках повысить среднюю общую мощность обогащения; уменьшить количество нарушений производственного процесса, т.е. повысить коэффициент использования обогатительной фабрики; увеличить точность и соответственно эффективность разделения в процессах предварительной классификации, обогащения и обезвоживания; облегчить управление производственным процессом, дозировку и усреднение (смешивание продуктов обогащения с получением товарных сортов); в целом повысить эффективность обогащения в результате снижения расходов и увеличения извлечения угля.

Эффективность мероприятий по усреднению качества угля может быть оценена с помощью статических или динамических показателей. Первые описывают лишь разброс характеристик качественного состава на входе и выходе системы усреднения, а вторые, кроме этого, отражают динамику изменения качественного состава.

Повышение однородности качественного состава исходного угля требует выполнения комплекса мероприятий по его усреднению; управление качеством углей в

процессе добычи; усреднение углей в период подготовки к обогащению, в процессе обогащения и перед отгрузкой потребителю. Управление качеством угля в процессе добычи включает выполнение ряда мероприятий, требующих значительных затрат (изменение направления и параметров горных работ, организация оперативного планирования и управления процессом добычи углей в режиме усреднения, селективная выемка пачек угля различного качества, строительство внутришахтных (разрезных) складов на добывающих предприятиях.

Это создает условия, при которых достигается однородность качественного состава рядовых углей.

В то же время создание усреднительных складов непосредственно на шахтах или разрезах требует дополнительных затрат, что повышает себестоимость добываемых углей. Такое строительство экономически оправдано, если имеется мощное добывающее предприятие и относящаяся только к нему обогатительная фабрика; вещественный состав сырья не зависит от гранулометрического состава, изменяющегося в процессе подготовки угля к обогащению.

Для получения однородного сырья при добычных работах необходимо учитывать особенности геологического строения месторождения, которые детализируются по отдельным участкам геологической службой. В соответствии с рекомендациями геолого-маркшейдерской службы составляется план на отработку того или иного участка. При этом должен быть запланирован резерв добычных участков, обеспеченных углями различного качества.

В последнее время наметилась тенденция внедрения в практику усреднения методов, основанных на математическом моделировании горных работ с применением ЭВМ, что позволит обеспечить высокую однородность добываемого сырья, удешевить процесс усреднения, а также прогнозировать уровень усреднения еще не отработанных запасов.

Усреднение в период подготовки углей к обогащению производится непосредственно на обогатительных фабриках разными способами: селективной разгрузкой вагонов; усреднением в дозирочно-аккумулирующих бункерах и в штабелях.

Метод усреднения с помощью селективной разгрузки вагонов широко применяется за рубежом, а также был опробован на Ясиновском коксохимическом заводе. Этот метод заключается в том, что угли с различными качественными показателями усредняются на транспортных трактах, например, селективной разгрузкой одновременно на двух вагоноопрокидывателях углей различных шахт одной шахтогруппы или углей одной шахты, поступающих большими партиями.

Усреднение углей в дозирочно-аккумулирующих бункерах осуществляется по различным схемам.

Бункер со ступенчатой разгрузкой состоит из большого числа вертикальных или наклонных ячеек, заполняемых последовательно таким образом, чтобы уровень угля был ступенчатым. Одновременно с заполнением бункера уголь разгружают равномерно из всех ячеек.

Ячейковый бункер с периодической разгрузкой состоит из ячеек, объединенных в секции. Рядовой уголь подается последовательно в ячейки одной секции и только после заполнения разгружается из них одновременно. В это время заполняется другая секция.

При заполнении углем бункеров возможно разделение его по крупности (сегрегация). Для исключения этого необходимо равномерно распределять уголь по всему сечению бункера.

Следующим способом подготовки угля к обогащению является усреднение его в штабелях. Складируемый материал насыпается тонкими слоями с конвейера, перемещающегося челночно вдоль продольной оси штабеля. После окончания загрузки штабеля уголь отгружается с торцевой стороны по всей линии штабеля. При наличии необходимых механизмов (бульдозеров, скреперов, грейдеров) и при соблюдении принятого порядка закладки и вывоза угля со склада обеспечивается достаточно высокая степень усреднения.

Однако и при усреднении углей в штабелях сегрегации в полной мере избежать не удастся. Наиболее приемлемым методом компенсации колебаний гранулометрического состава углей является их предварительное разделение (например, по классу 25 мм) и дальнейшее раздельное складирование полученных классов.

Как показали исследования [21], проведенные на ОФ Ясиновского коксохимического завода, необходимо принимать во внимание усреднение качественных показателей во время обогащения.

В процессе обогащения изменяются не только показатели качества продуктов обогащения, но и их среднее значение. Наибольшее усреднение при обогащении наблюдается по зольности, в меньшей степени по содержанию летучих веществ и сернистости.

Кроме вышеуказанных методов, возможно усреднение качественных показателей готовых продуктов обогащения непосредственно перед их отгрузкой потребителю.

Производить усреднение концентрата можно как в погрузочных бункерах, так и на складах по схемам, принятым для усреднения рядовых углей.

Таким образом, стабильное качество концентрата может быть обеспечено при соблюдении установленного режима обогащения и эффективного усреднения рядовых углей.

4.2.2. Требования к утяжелителю

В практике тяжелосреднего обогащения горючих ископаемых чаще всего в качестве утяжелителя используют магнетитовый концентрат. К физико-механическим свойствам магнетитовых утяжелителей предъявляются следующие требования: гранулометрический состав суспензии должен отвечать требованиям технологии обогащения крупного угля в сепараторах, а мелкого – в двух- и трехпродуктовых гидроциклонах; магнитные свойства должны обеспечивать высокую эффективность регенерации в магнитных сепараторах; плотность должна быть достаточной для создания водных суспензий с необходимыми параметрами и иметь определенную механическую прочность [27-29].

Важную роль играет также стабильность физико-механических свойств утяжелителей, особенно гранулометрического состава и магнитных характеристик. Утяжелитель должен легко отмываться от продуктов обогащения, отделяться от тонкого углистого шлама и извлекаться из промывных вод.

Существенное требование к утяжелителю – его дешевизна, недефицитность, нерастворимость в воде, химическая инертность к компонентам обогащаемого угля и материалу, из которого изготавливается оборудование.

Выбор магнетитовых утяжелителей, отвечающих всем перечисленным требованиям, становится одной из актуальных задач технологии тяжелосреднего обогащения угля. Гранулометрический состав и другие параметры утяжелителей должны отвечать особенностям того или иного процесса тяжелосреднего обогащения.

Гранулометрический состав

В качестве критериев крупности магнетитовых концентратов служит обычно содержание одного или двух классов, определяющих их характерный гранулометрический состав.

В СССР и в странах СНГ до настоящего времени в угольной промышленности существует классификация магнетитовых утяжелителей по трем классам крупности с разделением на три сорта (табл. 4.2).

Таблица 4.2

Классификация магнетита по сортам

Класс, мм	Выход, %		
	сорт К (крупный)	сорт М (мелкий)	сорт Т (тонкий)
>0,15	2-10	2-10	0-5
<0,04	40-50	50-60	60-75
<0,02	3-10	10-25	25-35

Следует отметить недостаточную четкость отечественной и зарубежной классификаций из-за наличия нескольких критериев крупности (выход определенных классов), а также несоответствие фактического гранулометрического состава применяемых на практике утяжелителей диапазонам крупности, принятым в классификациях.

Магнитные свойства. Наряду с крупностью, важнейшей физической константой, определяющей выбор магнетитового концентрата в качестве утяжелителя, является его магнитная характеристика.

Наличие в магнетитовых рудах примесей слабомагнитных компонентов (в первую очередь, гематита и мартита, в также сопутствующих пород) ухудшает их магнитные свойства. Магнетитовые концентраты, получаемые после многостадийного измельчения и магнитного обогащения, обладают ярко выраженными магнитными свойствами, зависящими от химического состава руды, строения кристаллической решетки, крупности, насыпной массы и др. Однако их магнитные константы менее контрастны, чем у чистого магнетита.

Наиболее часто для характеристики магнитных свойств магнетитовых утяжелителей пользуются величиной магнитной проницаемости. Абсолютная магнитная проницаемость μ - физическая величина, характеризующая магнитную индукцию, т.е. результирующее магнитное поле при воздействии внешнего магнитного поля. Это отношение магнитной индукции B к магнитному потоку H . Магнитная проницаемость связана с магнитной восприимчивостью χ , т.е. способностью вещества менять магнитный момент (намагниченность - χ) под действием внешнего магнитного поля $\mu = 1 + 4\pi\chi$. Поскольку $\mu = \frac{B}{H}$, $\chi = \frac{I}{H}$, то $B = H + 4\pi I$, т.е. магнитная индукция, связана с напряженностью внешнего магнитного поля и намагниченностью вещества.

Предложено магнитные свойства магнетитовых утяжелителей характеризовать величиной условной магнитной проницаемости $\mu_{ус}$, измеряемой в долях единицы от

значения магнитной проницаемости эталонной пробы чистого магнетита, для которого $\mu_{yc} = 1$.

Измерение условной магнитной проницаемости осуществляется с помощью специального прибора-компаратора, состоящего из моста переменного тока с катушками индуктивности и показывающего гальванометра.

Магнетитовый концентрат считается пригодным к использованию в качестве утяжелителя, если для него $\mu_{yc} > 0,7$. Отечественные магнетитовые концентраты обладают высоким содержанием магнитных фракций (как правило, выше 94%), однако в числе требований к магнетитовому утяжелителю указывается также и нижний предел содержания магнитных фракций – 90%.

Содержание магнитных фракций в утяжелителе определяется с помощью магнитного анализатора типа АМ, разработанного Гипромашуглеобогащением.

При измерении условной магнитной проницаемости берется магнитная фракция утяжелителя, выделенная с помощью магнитного анализатора.

Магнитные свойства исследованных магнетитовых концентратов и содержание в них магнитной фракции приведены в табл. 4.3.

Все концентраты по магнитным свойствам и содержанию магнитной фракции отвечают требованиям, предъявляемым к утяжелителям.

Таблица 4.3

Магнитные свойства магнетитового концентрата

Горно-обогатительный комбинат	Условная магнитная проницаемость (безразмерная)	Содержание магнитной фракции, %
Южный	0,85	94,8
Соколовско-Сарбайский	0,97	94,5
Лебединский	0,88	88,3
Качканарский	0,72	94,7
Азербайджанский	0,86	98,0
Коршуновский	0,91	95,5
Высокогорское рудоуправление	0,87	95,5
Ковдорский	0,88	98,7

Плотность. В качестве утяжелителей рекомендуется применять магнетитовые концентраты плотностью 4300-4600 кг/м³ и более (примерно до 5000 кг/м³).

Плотность магнетитового концентрата является одной из важных физико-механических характеристик его как утяжелителя суспензии, так как определяет количество дисперсной фазы в суспензии заданной плотности и ее вязкости. Допустимое содержание в разделительной среде для тяжелосредних обогатительных процессов дисперсной фазы, т.е. утяжелителя, и засоряющих его угольных зерен должно быть не выше 32%. Магнетитовые концентраты плотностью 4300-5000 кг/м³ обеспечивают получение разделительной среды плотностью до 2100 кг/м³, что удовлетворяет практически всем требованиям обогащения угля, антрацитов и сланцев.

Результаты измерения плотности исследованных магнетитовых концентратов следующие: Южный ГОК 4330, Соколовско-Сарбайский 4680, Лебединский 4930, Качканарский 4620, Азербайджанский 4560, Коршуновский 4355, Высокогорское рудоуправление 4440, Ковдорский 4570 кг/м³.

Таким образом, все эти магнетиты укладываются в нормативные показатели.

Вязкость суспензии. Суспензия из крупнозернистого магнетита имеет меньшую вязкость, чем суспензия из мелкозернистого утяжелителя. Эта разница сравнительно невелика при низкой, но становится существенной при высокой плотности суспензии. Практически во всем промышленном диапазоне плотностей и при значительном засорении угольным шламом вязкость суспензии из крупнозернистого утяжелителя не превышает нижней границы нормативного предела – 7 сП. Для суспензии из мелкозернистого утяжелителя при плотности 1900 кг/м³ уже при наименьшем значении засорения шламом (100 г/л) вязкость суспензии находится на верхней границе нормативного предела – 10 сП. Значение вязкости суспензии – 7-10 сП, как показали многочисленные исследования, являются предельными для нормативного разделения угля.

Устойчивость суспензии. Современная технология тяжелосреднего обогащения базируется на использовании неустойчивых суспензий, обеспечивающих допустимую вязкость разделительной среды даже при сравнительно высокой ее плотности.

В отечественных тяжелосредних сепараторах расслоение суспензии в рабочей ванне предотвращается путем создания восходящего потока, поэтому для них могут быть применены магнетитовые утяжелители тонкой или мелкой групп крупности, однако и при наличии крупнозернистого утяжелителя с помощью более интенсивного восходящего потока можно обеспечить нормальные условия разделения.

Для двухпродуктовых тяжелосредних гидроциклонов также могут быть с успехом использованы магнетитовые утяжелители двух первых групп, но не крупнозернистые, так как в центробежном поле они интенсивно сгущаются и не позволяют создать необходимое для разделения мелкого угля распределение плотностей в объеме аппарата.

Иные требования предъявляются к магнетиту, используемому для тяжелосреднего обогащения в трехпродуктовых гидроциклонах, где происходит последовательное сгущение суспензии в каждой из двух секций аппарата.

Тонкие утяжелители в гидроциклонах большого диаметра (например, 710 мм) не позволяют получить достаточной разницы в плотностях разделения (порядка 450-600 кг/м³) в первой и второй секциях аппарата из-за недостаточной интенсивности их сгущения, поэтому для трехпродуктовых гидроциклонов необходимы крупнозернистые утяжелители.

Скорость осветления суспензии для самого крупного магнетитового концентрата соизмерима со скоростью восходящего потока в наибольшем сечении тяжелосреднего сепаратора даже при подаче в виде восходящего потока всего одной трети общего объема суспензии. Например, для сепаратора СКВ-20 в этих условиях минимальная скорость восходящего потока составляет 2,3 мм/с. Обычно же в виде восходящего потока подается от половины до 2/3 суспензии.

Если к тому же учесть турбулизирующее воздействие на суспензию крупных кусков разделяемого материала и шлама в рабочей ванне, а также крупномасштабных турбулентных циркуляций суспензии, то скорость осаждения утяжелителя будет еще меньше и вероятность расслоения суспензии следует признать минимальной.

Таким образом, устойчивость суспензии из исследованных магнетитовых утяжелителей не вызывает опасений при их промышленном применении.

Однако за последнее время качество магнетитовых концентратов, поставляемые угольной промышленности, значительно изменилось из-за усовершенствования технологических схем измельчения и обогащения руды на ГОКах. Существенно возросло в магнетитовом концентрате содержание тонких классов и соответственно уменьшился средний размер зерна. В связи с этим увеличились потери магнетита при магнитной регенерации суспензий и с продуктами обогащения. Особенно это сказывается при обогащении углей с легкоразмокаемой породой.

К физико-механическим свойствам магнетитовых утяжелителей предъявляются следующие требования: гранулометрический состав суспензии должен отвечать требованиям технологии обогащения крупного угля в сепараторах, а мелкого – в двух- и трехпродуктовых гидроциклонах; магнитные свойства должны обеспечивать высокую эффективность регенерации в магнитных сепараторах; плотность должна быть достаточной для создания водных суспензий с необходимыми параметрами и иметь предельную механическую прочность.

Важную роль играет также стабильность физико-механических свойств утяжелителей, особенно гранулометрического состава и магнитных характеристик. Утяжелитель должен легко отмываться от продуктов обогащения, отделяться от тонкого углистого шлама и извлекаться из промывочных вод.

Существенное требование к утяжелителю – его дешевизна, недефицитность, нерастворимость в воде, химическая инертность к компонентам обогащаемого угля и материалу, из которого изготовлено оборудование.

Этим всем требованиям отвечают магнетитовые концентраты ЮГОКа, ЦГОКа и Лебединского ГОКа [30]. Показатели качества продукции этих комбинатов в соответствии с техническими условиями приведены в табл. 4.4-4.6.

Таблица 4.4

**Показатели качества продукции ЮГОКА в соответствии с
ТУ У 13.1-00191000-001.2009**

Наименование показателя качества	Норма для марки	
	КЗ	КЗ13
1. Массовая доля общего железа, %	64,5	67,5
2. Отклонение от базового значения массовой доли общего железа*, %	от -1,5 до +2,6	-0,3
3. Массовая доля влаги, %	10,5	11,0
4. Отклонение от базового значения массовой доли влаги**, %	+0,5	+0,5
5. Массовая доля диоксида кремния***, %, не более	11,0	6,5
6. Массовая доля фосфора***, %, не более	0,06	0,06
7. Массовая доля серы***, %, не более	0,06	0,06

* - верхняя граница массовой доли железа марки КЗВ не устанавливается.

** - нижняя граница массовой доли влаги не устанавливается.

*** - не является браковочным показателем.

Таблица 4.5

**Показатели качества продукции ЦГОКа в соответствии с
ТУ У 13.1-00190977-003:2007**

Наименование показателя качества	Норма для марки						
	А-1	А-2	А-3	А-4	А-5	А-6	А-7
1. Массовая доля общего железа, %	64,5	65,5	66,0	66,5	67,5	68,0	68,5
2. Отклонение от базового значения массовой доли общего железа*, %	-0,9	-0,9	-0,4	-0,4	-0,9	-0,4	-0,4
3. Массовая доля влаги, %	10,5	10,5	10,5	10,5	10,5	10,5	10,5
4. Отклонение от массовой доли влаги**, %	+0,7	+0,7	+0,7	+0,7	+0,7	+0,7	+0,7
5. Массовая доля диоксида кремния***, %, не более	12,0	12,0	11,5	11,0	10,5	6,5	6,0
6. Массовая доля фосфора***, %, не более	0,002	0,022	0,022	0,022	0,022	0,022	0,022
7. Массовая доля серы***, %, не более	0,09	0,09	0,09	0,09	0,09	0,09	0,09

* - верхняя граница массовой доли общего железа не устанавливается.

** - нижняя граница массовой доли влаги не устанавливается.

*** - не является браковочным показателем.

Таблица 4.6

**Физико-химические показатели концентрата
железорудного Лебединского ГОКа в соответствии с
ТУ 0712-030-00186803-99**

Наименование показателя качества	Норма для сорта:	
	высшего	первого
1. Массовая доля железа, %	68,0	66,5
2. Допустимое отклонение по массовой доле железа, %	-0,5	-1,0
3. Массовая доля влаги, %	10,0 (3,0)*	10,5
4. Допустимое отклонение по массовой доле влаги, %	+0,5	+0,5
5. Массовая доля диоксида кремния, %	5,1	не более 6,0
6. Допустимое отклонение по массовой доле диоксида кремния, %	+0,5	-
7. Массовая доля контрольного класса крупности 0-5 мм, %, не менее	-	95,0

* - в соответствии с ТУ 0712-008-00186803-2007.

Из данных табл. 4.4 и 4.5 следует, что в ТУ нет показателя, характеризующего гранулометрический состав магнетитового концентрата и содержания магнитных фракций, столь важных при использовании продукции для обогащения угля. С точки зрения металлургии, чем тоньше измельчение магнетитовой руды, тем большее содержание железа можно достичь в магнетитовом концентрате. К сожалению, специально для угольной промышленности магнетитовый концентрат не выпускается и поэтому, исходя из принятой в СССР классификации (сортам) утяжелителей, практически весь выпускаемый магнетитовый концентрат относится к утяжелителям сорта Т.

Таблица 4.7

Потери магнетита при обогащении крупного машинного класса на углеобогатительных фабриках Украины

ЦОФ	Год	Потери магнетита, кг/т, с:					Итого
		концентратом	промпродуктом	породой	хвостами регенерации	прочие	
Чумаковская	2000	0,2	-	0,4	0,6	-	1,2
Селидовская	2004	0,3	-	0,7	0,4	0,3	1,7
Узловская	1996	0,2	0,3	0,7	0,3	0,2	1,7
Октябрьская, угли шахт ГП: «Добропольеуголь»	2004	0,2	0,3	0,7	0,5	0,2	1,9
«Красноармейск-уголь»		0,2	0,3	0,8	0,5	0,2	2,0
«Селидовуголь»		0,2	0,3	0,9	0,6	0,2	2,2
«Павлоградуголь»		0,9	0,3	1,7	0,8	0,2	3,9
Краснолиманская	2006	0,6	-	0,18	0,6	0,2	2,2
Комсомольская	1997	0,4	-	0,2	0,3	0,1	1,0
Червоноградская	1995	0,3	-	0,2	0,6	-	1,1
	2007	0,3	-	0,4	0,6	-	1,5
Павлоградская	1996	0,9	-	1,7	0,9	0,3	3,8
	2005	0,9	-	1,7	2,0	0,3	4,9
ОФ ш. Комсомолец Донбасса	2007	0,3	-	0,5	0,5	0,2	1,5
Нагольчанская	2007	0,4	-	0,6	1,0	-	2,0
Свердловская	2007	0,8	-	0,6	0,2	-	1,6
Комендантская	2002	0,3	-	1,0	0,4	0,2	1,9
Центросоюз	2008	1,0	-	1,4	0,2	0,4	3,0
Вахрушевская	2006	1,0	-	1,5	0,2	0,3	3,0
Краснопартизанская	2008	0,6	-	1,0	0,2	0,2	2,0
Луганская	2005	0,3	-	0,4	0,3	0,2	1,2

Например, если в 1983 г. в магнетите ЮГОКа было содержание класса менее 0,074 мм 88,9%, то в 2009 г. – 100%. В настоящее время магнетит ЦГОКа содержит 96-98% класса менее 0,074 мм. Применение магнетита сорта Т вместо сортов К и М для обогащения соответственно крупного и мелкого машинных классов угля и привело к росту потерь магнетита на углеобогащительных фабриках.

В табл. 4.7 приведены потери магнетита на углеобогащительных фабриках Украины (данные взяты из технологических регламентов этих фабрик) [31, 32]. Из табл. 4.7 следует, что нормы потерь магнетита составляют от 1,2 до 4,9 кг на т, перерабатываемого угля, что в 1,3-4,3 раза больше, чем предусмотрено [33] для обогащения крупного машинного класса в колесных сепараторах.

Определение свойств магнетита для обогащения угля должно осуществляться в соответствии с [28], а нормы расхода магнетита определяются отраслевой инструкцией [29] или на основании результатов конкретных исследований на данной углеобогащительной фабрике, которые помещены в ее технологический регламент.

4.2.3. Требования к флотореагентам

Реагенты играют важнейшую роль при флотации углей, определяя во многом (если не в основном) ее избирательность и скорость. От действия реагентов и их свойств зависит экономика флотации, санитарные условия на фабрике и т.п. [34].

Как известно, большинство флотореагентов, применяемых в углеобогащении, разработано на базе нефтехимических продуктов, реже – на базе коксохимических. Поэтому применение флотореагентов связано как с технологическими, так и с экологическими аспектами [35].

С технологической точки зрения, применяемые флотореагенты должны обеспечить высокую селективность разделения шламовых частиц на угольную и породную составляющие и получение продуктов обогащения заданного качества при данном исходном сырье. Подача в процесс заранее приготовленной смеси собирателя и вспенивателя (композиционного, комплексного или единого реагентов) наряду с достоинством – удобством дозирования реагентов, имеет следующий недостаток: отсутствует возможность отдельно регулировать действие каждого из реагентов. Например, при увеличении твердого в пульпе необходимо повысить расход только аполярного реагента, а при чрезмерном пенообразовании («запенивании») – уменьшить подачу только вспенивателя. Кроме того, отдельная дозировка и собирателя, и вспенивателя создает благоприятную возможность для повышения селективности разделения угольных частиц методом флотации.

В настоящее время на большинстве фабрик Украины применяется комбинированный способ подачи реагентов, позволяющих гибко регулировать процесс флотации: дозировка аполярного и гетерополярного реагентов осуществляется отдельно, а подача в процесс после смешивания в трубопроводе – одновременно [36].

С экономической точки зрения необходимо использовать флотореагенты с наименьшей токсичностью и минимальной способностью к испарению. Кроме того, флотореагенты не должны менять своих флотационных свойств во время их гарантированного хранения в товарном виде, а их рабочий раствор – не менее 2(3) суток. Желательно, чтобы отработанные остатки флотореагентов можно было нейтрализовать и перевести в неопасные нерастворимые вещества. Приготовление растворов флотореагентов и их дозировка должны быть автоматизированы и осуществляться без присутствия человека.

Реагенты для флотации угольной мелочи должны отвечать следующим требованиям: иметь высокую эффективность, большую селективность действия и постоянство состава и свойств, быть малотоксичными, не иметь резкого или неприятного запаха, быть хорошо текучими и маловязкими при низких температурах, быть трудно-воспламеняемыми и взрывобезопасными, не оказывать коррозирующего действия на оборудование, быть недефицитными и иметь относительно невысокую стоимость [37].

Изыскание и подбор реагентов, удовлетворяющих этим требованиям, является сложной задачей. Поэтому большое значение имеет обобщение и систематизация основных сведений о механизме действия флотационных реагентов, их взаимодействии с поверхностью угольных зерен, влиянии состава и строения молекул реагентов на флотационные свойства последних и др.

Все реагенты по действию на обрабатываемый материал делятся на три группы – собиратели, регуляторы и пенообразователи.

Собиратели (коллекторы) – органические вещества, способствующие прилипанию минеральных частиц к пузырькам газа. Собиратели концентрируются на поверхности минеральных частиц, снижают устойчивость гидратных слоев, окружающих частицу, и этим способствуют прилипанию последней к пузырьку.

При флотации угольных частиц собирателями являются различные аполярные масла и другие химические вещества. Реагенты-собиратели часто мало избирательны и флотируют сразу несколько минералов. Для улучшения их действия применяют реагенты-регуляторы флотации.

Регуляторы – вещества, способствующие улучшению флотации минералов реагентами-собирателями и пенообразователями. Их можно условно разделить на пять групп: первые (реагенты-активаторы) улучшают взаимодействие собирателей с определенными минералами; вторые (реагенты-подавители, или депрессоры) подавляют флотируемость нужной группы минералов, повышая гидратированность их поверхности; третьи улучшают свойства пен; четвертые повышают скорость флотации; пятые снижают расход главных реагентов. Реагентами-регуляторами являются известь, сода, жидкое стекло, сульфитцеллюлозный щелок, крахмал и другие вещества.

Пенообразователи – органические вещества, адсорбирующиеся на границе вода-воздух и способствующие созданию устойчивой флотационной пены.

Теория взаимодействия реагентов с поверхностью частиц имеет большое практическое значение, так как «история развития флотационного процесса доказывает, что наиболее крупные успехи флотации связаны с открытиями в области реагентов» [38].

Советскими физико-химиками и исследователями флотации А.Н. Фрумкиным, П.А. Ребиндером, Б.В. Дерягиным и другими разработана теория гидратных слоев. Сущность этой теории заключается в том, что гидратные слои на поверхности минералов, их толщина и устойчивость определяют смачиваемость минеральной поверхности и флотируемость минералов. Флотационные реагенты воздействуют на эти слои, уменьшая или увеличивая их толщину и устойчивость. Гидратный слой состоит из упорядоченных диполей воды, находящихся на границе раздела двух фаз. При большой толщине гидратного слоя поверхность минерала будет гидрофильной (смачиваемой водой), а при незначительной толщине этого слоя – гидрофобной (несмачиваемой водой). Подготовка минеральных поверхностей к флотации сводится к резкому увеличению различия в смачиваемости разделяемых минералов, т.е. к приданию большей гидрофобности флотируемым минералами большей гидрофильности - не-

флотируемым. Чаще воздействуют только на флотируемый минерал, вызывая усиление его гидрофобности реагентами собирателя.

Таким образом, реагенты могут концентрироваться на поверхности раздела твердое – жидкость (собиратели и часть регуляторов), жидкость – газ (пенообразователи и некоторые регуляторы), а также непосредственно в жидкой части пульпы (многие регуляторы).

На минеральной частице реагенты концентрируются в виде пленок, т.е. соединений, образующих самостоятельную фазу на поверхности минеральных частиц; поверхностных соединений, т.е. соединений, не имеющих определенного стехиометрического состава, и не образующих отдельной самостоятельной фазы; реагентов, сконцентрированных в диффузной части двойного электрического слоя, располагающейся в жидкой фазе вблизи поверхности минеральных частиц [38].

Реагенты, применяемые при флотации угля, по своему строению делятся на четыре группы: аполярные, состоящие из аполярных молекул; поверхностно-активные. Состоящие из гетерополярных молекул; неорганические; органические коллоиды [37].

В настоящее время применение находят флотореагенты из нефтепродуктов, твердого топлива (уголь, торф, горючие сланцы), вторичных масел и смеси [39]. В табл. 4.8 приведен перечень флотореагентов, применяемых на Украине по данным научно-технической литературы [39-44].

Таблица 4.8

Перечень флотореагентов, применяемых на Украине

Реагенты		
Собиратели	Вспениватели	Комплексные
ДААР	Масло ПОД, [41]	УР-410 [41]
ААР-1, [39]	Т-66 «Оксаль», [41]	ФНУ [41]
ААР-2, [40]	Т-80 «Оксаль», [42]	
АФ-2, [40]	КТП-5, [40]	
Керосин, [42]	КЭТГОЛ, [41]	
ТС-1, [41]	Монтанол 800, [41]	
Дизтопливо, [41]	Композиционный реагент, [43]	
Мазут 40, [39]	ВПП-86, [42]	
Мазут 100, [39]	КОБС, [43]	
КТП-5, [40]	ЛЗВ, [44]	

При применении флотореагентов следует иметь в виду, что флотоотходы представляют собой сложную гетерогенную систему и могут наносить ущерб биосфере временными веществами и загрязнением жидкой фазой. Методы экономической оценки влияния отходов флотации углеобогатительных фабрик на окружающую среду изложены в [45].

4.2.4. Требования к флокулянтам

Флокулянты поставляются на производство в виде гелей или в порошкообразном состоянии. Как известно, флокулянты относятся к флотореагентам синтетического происхождения, поэтому их применение и хранение имеют аналогичные особенности [46].

Приготовление растворов флокулянтов и их дозировка должна осуществляться автоматизированным путем без присутствия обслуживающего персонала.

Флокулянты бывают общего (для сгущения тонкодисперсных материалов) и селективного (для флокуляции угольной составляющей тонкодисперсных материалов перед флотацией) действия.

При флокуляции тонкодисперсных материалов общего действия практически во всех случаях применения незначительного количества полимера (иногда 5-10 г) приводит к полной агрегации 1 т твердой фазы суспензии [47]. В то же время расход неорганических электролитов обычно в 10-100 раз превышает загрузки полимеров.

Причина этого явления заключается в различных принципах действия флокулянтов и коагулянтов. Так, агрегация частиц электролитами происходит в том случае, когда электрокинетический потенциал будет снижен до некоторого предела, при котором наступает весьма малое электростатическое отталкивание частиц и резко утоньшается гидратная оболочка. Таким образом, процесс коагуляции электролитами связан с необходимостью действия реагента на всю поверхность твердых частиц, содержащихся в суспензии, что соответственно требует высоких расходов коагулянта.

Для агрегации частиц полимерами в принципе вполне достаточно наличия на каждой из них только одной молекулы или ассоциата молекул флокулянта, размеры которых достаточны для перекрытия гидратных слоев частиц твердого. Это и объясняет возможность флокуляции шламов малым количеством полимера, так как размеры частиц во много раз превышают размеры молекул полимера.

Действительно, практика применения полиакриламида показала, что его расход снижается с уменьшением концентрации и увеличением точек загрузки. Оба эти фактора создают условия для повышения вероятности закрепления полимера на каждой из твердых частиц суспензии.

Таким образом, одним из путей уменьшения расхода реагента и повышения эффективности процесса является снижение концентрации загружаемого раствора полимера и увеличение числа точек загрузки, однако применять растворы полиакриламида концентрацией более 0,5% нежелательно.

Следует отметить, что указанные положения также объясняют, почему при большом количестве тонких частиц в суспензии и недостаточной загрузке полимера часть твердой фазы (не содержащей флокулянта) остается во взвешенном состоянии.

Снижение эффективности процесса при высоких расходах флокулянта. Для многих суспензий было установлено, что загрузка в пульпу больших количеств полимера приводит к снижению эффективности процесса.

Эта особенность действия полимеров должна быть учтена при их применении в промышленных условиях, она свидетельствует о необходимости уделения особого внимания подбору оптимальных расходов полимера, количеству точек и мест его загрузки, снижению концентрации растворов полимера.

Разрушение флокул при перемешивании. Механическое воздействие на агрегированные частицы при действии неорганических коагулянтов может привести к

разрушению агрегатов. Однако после прекращения перемешивания или перекачки таких суспензий степень агрегации частиц практически полностью восстанавливается.

Практика применения полимеров показала, что после интенсивного перемешивания суспензий, агрегаты, образованные при действии полимеров, разрушаются, и при снятии механического воздействия эффект флокуляции полностью не восстанавливается.

Это явление может иметь двоякое объяснение.

Первое основывается на том, что молекула или ассоциат молекул флокулянта, адсорбированная на частице, имеет тенденцию закрепляться одним концом на этой частице, а вторым – на другой (флокуляция), либо обоими концами на этой частице (отсутствие флокуляции).

При интенсивном перемешивании суспензии агрегаты частиц разрываются и повышается вероятность того, что часть ассоциатов молекул, образовывавших ранее «мостики» между частицами, закрепится обоими концами на одной из частиц и при прекращении перемешивания уже не будет участвовать в образовании флокул.

Была выдвинута также вторая гипотеза о том, что при перемешивании уменьшается эффективная длина ассоциатов молекул флокулянта за счет разрушения набухших ассоциатов. Молекулы, перешедшие в раствор из разрушившихся ассоциатов, адсорбируются на частицах, но имеют размеры недостаточные для перекрытия стабилизирующих частицы гидратных слоев. Это и может служить причиной снижения степени флокуляции суспензии.

Кроме того, было показано, что если перемешиванию подвергается суспензия, частицы которой сфлокулированы при избыточном количестве полимера, то флокулы разрушаются легче, чем полученные при оптимальных загрузках полимера.

Вышеуказанное свидетельствует о необходимости загрузки раствора флокулянта в точках, где не происходит очень энергично механического перемешивания, максимально возможного исключения перекачек и длительного перемешивания сфлокулированных суспензий. Точный подбор оптимального расхода полимера (о котором говорилось в других разделах) необходим и для увеличения прочности флокул.

Опыт применения полиакриламида на фабриках показал целесообразность загрузки его в желоб, питающий сгуститель или фильтры на расстоянии 1,5-2,5 м от аппарата. По данным зарубежной печати раствор флокулянта рекомендуется вводить в 2-5 точках желоба, находящихся на расстоянии 1,0-1,5 м друг от друга, распыляя его через специальные сопла.

При селективной флокуляции угольных шламов перед флотацией, в результате которой образуются микрофлокулы крупностью 0,2-0,3 мм, расход флокулянта - масла составляет 0,5-2% [48].

Процесс селективной флокуляции угольного шлама с последующей его флотацией получил название «масляная флотация [49]». Этот способ предназначен для обогащения и обезвоживания угля крупностью 0-1 мм. Относительно масляной флотации водоугольная суспензия с содержанием твердого 35-40% крупностью 0-0,5(1) мм смешивается со смесью парафинового и дегтевого масел в пропорции 1-1,5 мас.% + 0,05-0,2 мас.% от сухого угля. Пульпа с реагентами перемешивается в турбулентном режиме, углесодержащий флокулы отделяется флотацией без добавления дополнительных реагентов и потом обезвоживается в центрифугах [48].

В настоящее время успешно развивается новое направление в обработке суспензий получившее название «ультрафлокуляция» (УФК) [50]. Основное отличие УФК от обычной флокуляции состоит в том, что при УФК используются гидродина-

мические поля в 5-30 раз более неоднородные, чем при обычной флокуляции, что соответствует градиентам скоростей среды, равной 1000-3000 с.⁻¹ [51].

Основы процесса флокуляции.

Процесс флокуляции на углеобогачительных фабриках применяется для интенсификации процесса осветления оборотных вод, для предварительного сгущения тонкодисперсных суспензий отходов обогащения, а также для повышения скорости фильтрования угольных суспензий, для селективной флокуляции угольных шламов.

В качестве флокулянтов на отечественных и зарубежных углеобогачительных фабриках применяются в основном водорастворимые полимерные соединения, при введении которых в дисперсную систему (например, в суспензию угольных шламов или тонкодисперсную суспензию отходов обогащения) образуются механические связи между частицами твердой фазы, в результате чего дисперсная система дестабилизируется.

Механизм дестабилизирующего действия полимерных флокулянтов (ПФ) заключается в адсорбции их растворенных молекул на частицах твердой фазы обрабатываемой дисперсной системы и образовании механических связей, так называемых «мостиков», между отдельными группами частиц. В результате образуются агрегаты твердых частиц, называемые флокулами, а процесс их образования - мостиковой флокуляцией. Возникшие агрегат-флокулы седиментируют в десятки и сотни раз быстрее отдельных частиц, образуя осветленный слой воды и осадок с пористой структурой.

Факторы, определяющие процесс флокуляции.

Эффективность процесса флокуляции определяют три основных фактора:

- свойства флокулянта;
- характеристика обрабатываемой суспензии;
- условия контакта флокулянта с суспензией.

Каждый из перечисленных факторов в свою очередь определяется, в соответствии со схемой приведенной на рис. 4.1, рядом других факторов, из которых только некоторые поддаются регулированию или выбору в условиях углеобогачительных фабрик.

Существенными свойствами флокулянтов, влияющими на интенсификацию процесса флокуляции, являются ионная активность (ионогенность) применяемых полимеров и их молекулярная масса (мол.м.).

Полимерные флокулянты в зависимости от своей химической природы (в частности от их способности к диссоциации и электрического заряда боковых «функциональных» групп углеводородной цепи, образующей полимерную нить) делятся на:

- анионактивные;
- катионактивные;
- неионогенные.

В зависимости от молекулярной массы полимерные флокулянты подразделяются на:

- низкомолекулярные (мол.м. 10^5);
- среднемолекулярные (мол.м. 10^5-10^6);
- высокомолекулярные (мол.м. >math>10^6</math>).

Функциональная направленность полимерных флокулянтов, в зависимости от вышеуказанных свойств, следующая:

- высокая скорость осаждения достигается при использовании флокулянтов с большой молекулярной массой;

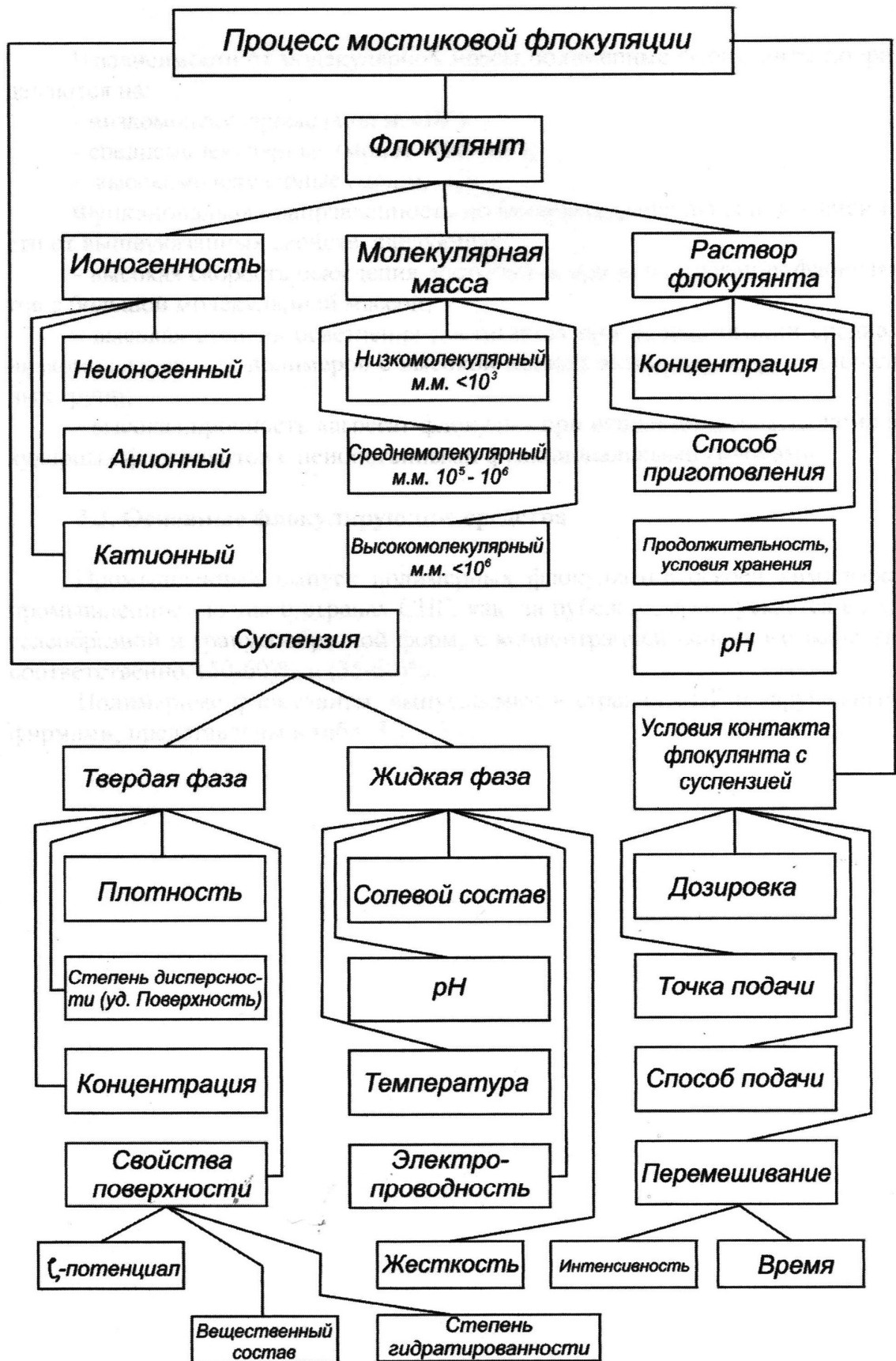


Рис. 4.1. Основные факторы, определяющие протекание процесса мостиковой флокуляции

- высокая степень осветления достигается при использовании средне и низкомолекулярных полимеров с высокой ионной активностью функциональных групп;
- высокая прочность «агрегат-флокул» - при использовании высокомолекулярных флокулянтов с неионогенными функциональными группами.

Основные флокулирующие средства.

Промышленный выпуск полимерных флокулянтов освоен химической промышленностью так и странах СНГ, как за рубежом, и выпускается в виде гелеобразной и гранулообразной форм, с концентрацией основного вещества, соответственно, (50-60)% и (35-60)%.

Полимерные флокулянты, выпускаемые в странах СНГ и зарубежными фирмами, представлены в табл. 4.9 и 4.10.

Таблица 4.9

Полимерные флокулянты, выпускаемые в странах СНГ

Флокулянты	Внешний вид	Степень освоенности выпуска	Молекулярная масса	Содержание основного вещества, %, не менее	Тип полимера
Полиакриламид-гель ТУ 6-01-1049-81:	Гелеобразная вязкая масса бесцветная или от молочно-белого до желтого цвета	Выпускается в промышленных масштабах	$(1+6)10^6$		Неионогенный полимер амида акриловой кислоты, в гидролизованном виде – анионоактивный
известковый: высший сорт 1 сорт				7 7	
аммиачный: высший сорт 1 сорт 2 сорт	Гелеобразная вязкая масса от светло-желтого до голубого или зеленого цвета			6 6 5	
Полиакриламид сухой ТУ 6-16-2531-81	Порошок и гранулы от желтого до светло-коричневого цвета	Выпускается в промышленных масштабах	$(0,1+3)10^6$	50	Неионогенный полимер амида акриловой кислоты, в гидролизованном виде – анионоактивный
Метас ТУ 6-01-254-74	Аморфные частицы белого или желтовато-серого цвета	Выпускается в промышленных масштабах	$0,3 \cdot 10^6$	35-60	Анионоактивный сополимер метакриловой кислоты и ее амида

Флокулянты	Внешний вид	Степень освоенности выпуска	Молекулярная масса	Содержание основного вещества, %, не менее	Тип полимера
Метасол ТУ 6-01-1172-78	Гранулы белого или серовато-желтого цвета размером не более 5 мм в поперечнике	Выпущены опытные партии	$0,3 \cdot 10^6$	70	Анионоактивный сополимер амида метакриловой кислоты и ее натриевой соли
Полиэтиленоксид ПЭО ТУ 6-05231-312(НФ)-80: ПЭО-01 ПЭО-2 ПЭО-02С	Порошкообразный продукт от белого до светло-желтого цвета	Выпускается в объеме опытно-промышленных партий	$(0,5+2)10^6$ $2 \cdot 10^6$ $2 \cdot 10^6$	98	Неионогенный полимер оксида этилена
ВПК-402 ТУ 6-05-2009-86	Бесцветная или желтоватая однородная по консистенции жидкость без посторонних включений	Выпускается в промышленных масштабах	$(0,02+0,15) \times 10^6$	25	Катионный полимер диметирдиаллиламмонийхлорида
К-4 ТУ 6-01-1271-82	Вязкая жидкость от оранжевого до желтого цвета	Выпускается в промышленных масштабах	$0,3 \cdot 10^6$	10	Анионоактивный продукт реакции неполного омыления полиакрилонитрила
Гипан ТУ 6-01-166-74	Вязкая жидкость от желтого до темно-коричневого цвета	Выпускается в промышленных масштабах	$0,3 \cdot 10^6$	10	Гидролизованый полиакрилнитрил анионного типа

Флокулянты, выпускаемые зарубежными фирмами

Страна, фирма	Наименование (марки флокулянта)	Тип ионной активности	Форма выпуска	
Япония	«Мицуи Цианамид»	Аккофлок (А-100; А-110; А-120; А-130)	Порошки	
		Аккофлок № 10	Порошок	
	«Мицун и К ^о »	Хайсет Р-700	Анионный	Порошки
		Хайсет Р-173		
	«Диафлок СО»	Диафлок (АР-825; АР-120)	Неионный	Порошок
		Диафлок Р-800		
	«Санье Кемикал индастрис»	Санфлок (АН210Р; АН70Р; АН330Р)	Анионный	Порошки
		Санфлок 520Р	Неионный	Порошок
	«Киоритцу ЮКИ и К ^о ЛТД»	Химолок (200Н; 200)	Неионный	Гранулированный порошок
		Химолок (МР-500; МР-100; МР-130; МР-140; МР-190)	Анионные	Гранулированный порошок
		Химолок (МР-366; МР-473; МР-473Н; МР-373; МР-373Н; МР-173; МР-173Н)	Катионные	Гранулированные и бисерные порошки
		Химолок (Q-101; Q-105; Q-202)		Вязкая жидкость
		Химолок (Neo-200)	Неионный	Вязкая жидкость
	Химолок (Neo-600)	Катионный		
Германия	«Штокхаузен»	Праестол (2830; 2900; 2935; 114; 2850)	Порошки	
		Праестол 563К		
	«Эллайд Коллоидс Мануфактуринг ГМБХ»	Магнофлок (1017; 1011; 155; 156; Е-24; Е-10; 805)	Анионный	
		Магнофлок 292	Катионный	Порошок
		Цетаг (37; 67; 75; 78; 88; 22)		Порошки
	«Хехст»	Гидропур (1859; 2463)	Анионный	
		Боцефлок А31		Порошок
		Боцефлок С200	Катионный	Эмульсия
	«Хенкель»	Феррокрид (720; 721; 723)	Анионный	Порошки
	«Бадише анилин сода фабрик» (БАСФ)	Седипур ТГ	Неионный	
	Седипур (ТГ-2; ТГ-5; ТГ-6; Т-7; Т-1)	Анионный		
	Полиэтиленимин	Катионный		

Страна, фирма	Наименование (марки флокулянта)	Тип ионной активности	Форма выпуска
США «Цианамид компани»	Суперфлок (С420; С436; С460; С461; С470; С484; С485; С486; С507; С521; С577)	Катионный	Порошки, грану- лы, маловязкие жидкости, эмуль- сии
	Суперфлок (№ 100S; № 100; № 300; № 300М)	Неионный	Порошок
	Суперфлок (А95; А100; А105; А110; А115; А120; А125; А130; А137; А150; А185)	Анионный	Порошок
	Сепаран (АР273; АР269; АР45; АР30)		Порошки
	Сепаран (ХД8494; ХД8492) Сепаран СР35 Сепаран ХД30056	Катионный Неионный	 Эмульсия

Для селективной флокуляции ультратонких углей на Украине широко использовался флокулянт марки БС-30ф, разработанный в УХИНе [52]. Флокулянт БС-30ф является одним из самых эффективных. Ему на смену в 2006 г. в НТУ «ХПИ» разработан селективный флокулянт ТКП «О» [53].

В процессе исследования выявлено, что наибольшая селективность разделения при применении ТКП «О» достигается на каменноугольном шламе, представленном частицами размером менее 50 мкм.

Опытно-промышленные испытания показали, что реагент ТКП «О» обладает избирательной флокуляцией и собирательным действием по отношению к угольным зернам. Использование ТКП «О» позволяет уменьшить расход собирателя и снизить затраты на флотационные реагенты. Кроме того, на ОФ повышается выход концентрата, улучшается качество отходов флотации, что уменьшает потерю угля с ними и увеличивает доходы фабрики.

Реагент марки ТКП «О» легко дозируется, почти не растворим в воде и в зимних условиях не густеет. Подавать ТКП «О» необходимо в аппарат подготовки пульпы перед флотационными машинами. Визуальные наблюдения за протеканием процесса показали, что реагент увеличивает скорость флотации угля.

Ресурсы ТКП «О» в Украине значительные, на одной пиролизной печи можно получить 21-25 тыс. т в год. При расходе данного реагента на флотацию угольного шлама 800-1000 г/т им можно обеспечить практически все фабрики Донбасса.

Наиболее эффективным, универсальным и практичным флокулянтом, предназначенным для обработки техногенных суспензий, образующихся при флотационном обогащении угля на ЦОФ «Павлоградская», является продукт фирмы SNF «Floran AN-945». При расходе этого флокулянта в диапазоне 65-85 г/т (в зависимости от типа суспензии – илы, отходы или угольные шламы) достигается скорость осаждения флоккул в сгустителе более 2 м/ч [54].

В качестве приемлемой альтернативы могут быть также использованы флокулянты фирмы “Ciba”: “Magnafloc-525” и “Magnafloc-5250”, которые действуют несколько слабее, чем “Floran AN-945”, но их растворы на 20-30% менее вязкие, чем раствор “Floran AN-945”. Последнее позволяет использовать в 1,2-1,3 раза более концентрированные маточные растворы флокулянтов, что существенно снижает размеры станции их приготовления.

Использование ультрафлокулярной обработки в течение 5 с при $G = 1000-2000 \text{ с}^{-1}$ позволяет: снизить расход флокулянта на 25-30%; работать с относительно концентрированными маточными растворами флокулянта (1-1,5 г/л) и использовать их без предварительного разбавления; существенно увеличить (в 1,5-2 раза) пропускную способность сгустителей; снизить остаточное содержание твердого остатка в сливе сгустителя до уровня менее 30 мг/л.

4.2.5. Требования к качеству технической и оборотной воды

На углеобогащительных фабриках в качестве среды, в которой осуществляются технологические процессы, используется вода. Ее расход составляет 3-4 м³/т обогащаемого угля. При производительности современной фабрики 1000 т/ч расход воды равен 3000-4000 м³/ч.

Для уменьшения расхода технической воды в схемах фабрик предусматривается ее многократное использование при обороте (циркуляции). Это позволяет сократить забор воды из различных источников (водоемов, рек) до 0,1-0,2 м³/т обогащаемого угля. Однако при обороте вода загрязняется шламом, насыщается солями, флокулянтами и изменяет свои свойства и называется уже оборотной водой.

Плотность химически чистой воды при температуре до 5°C составляет 1 г/см³. С повышением температуры до 50°C ее плотность изменяется незначительно. Она составляет 0,98 г/см³.

Плотность технической воды, используемой фабриками, вследствие содержания в ней растворимых солей незначительно отличается от плотности химически чистой воды. Условно ее принимают равной 1 г/см³ при температуре 5-16°C.

Плотность загрязненной шламом воды в зависимости от его содержания и плотности характеризуется следующими данными (табл. 4.11).

Таблица 4.11

Плотность загрязнено шламом воды

Содержание твердого в воде, г/л	Плотность воды (г/см ³) при плотности твердого, г/см ³								
	1,35	1,40	1,45	1,50	1,55	1,60	2,20	2,30	2,40
50	1,012	1,014	1,016	1,018	1,019	0,021	1,042	1,048	1,059
100	1,025	1,029	1,033	1,038	1,040	1,044	1,087	1,094	1,102
200	1,049	1,055	1,063	1,070	1,077	1,084	1,168	1,182	1,196
300	1,075	1,086	1,097	1,108	1,118	1,129	1,258	1,279	1,301
400	1,100	1,114	1,128	1,142	1,158	1,171	1,342	1,370	1,398
500	1,125	1,143	1,161	1,179	1,197	1,214	1,429	1,465	1,501
600	1,150	1,172	1,194	1,215	1,237	1,258	1,516	1,559	1,602

Вязкость. Динамическая вязкость химически чистой воды в зависимости от температуры приведена в табл. 4.12.

Таблица 4.12

Вязкость воды в зависимости от температуры

Температура, °С	Динамическая вязкость (Н·с/м ²) при температуре, °С			
	0	10	20	30
0	0,001794	0,001310	0,001008	0,000800
1	0,001732	0,001274	0,000984	0,000783
2	0,001674	0,001239	0,000961	0,000767
3	0,001619	0,001206	0,000938	0,000781
4	0,001568	0,001175	0,000916	0,000721
5	0,001519	0,001145	0,000895	0,000721
6	0,001473	0,001116	0,000875	0,000706
7	0,001429	0,001088	0,000855	0,000693
8	0,001387	0,001063	0,000836	0,000679
9	0,001348	0,001034	0,000818	0,000666

Динамическая вязкость технической воды, в которой растворены соли, повышается незначительно. При практических расчетах этим повышением вязкости можно пренебречь.

При оценке вязкостных свойств воды, загрязненной шламом, нужно учитывать всю сложность взаимодействия между частицами твердой фазы, представленной весьма неоднородным шламом, и водной средой. Применяемый к воде, загрязненной шламом, термин «вязкость» является несколько условным, так как он полностью не отвечает понятию вязкостных свойств, присущих грубым суспензиям, какими являются шламовые воды.

Таблица 4.13

**Эффективная вязкость воды,
загрязненной угольным шламом различной крупности**

Содержание твердого в воде, г/л	Вязкость воды (Н·с/м ²) при крупности шлама, мкм			
	менее 1000	менее 256	менее 75	менее 45
0	0,001140	0,001140	0,001140	0,001140
100	0,001208	0,001204	0,001208	0,001211
200	0,001275	0,001280	0,001308	0,001295
300	0,001321	0,001339	0,001428	0,001429
400	0,001434	0,001458	0,001607	0,001613
500	0,001614	0,001720	0,001955	0,002114
600	0,001704	0,002477	0,002955	0,003396

Для вязкостных свойств грубых, неньютоновских суспензий существует специальный термин «эффективная вязкость».

Фактические данные эффективной вязкости загрязненной шламами воды при температуре 15°C приведены в табл. 4.13.

Эффективная вязкость воды, загрязненной отходами флотации, следующая:

Содержание твердого, г/л	Вязкость, Н·с/м ²
0	0,001145
25	0,001162
50	0,001192
100	0,001217
200	0,001518
300	0,001907
400	0,002540
500	0,004403
600	0,009282

Эффективная вязкость в зависимости от содержания твердого в воде выражается формулой

$$\mu_{эф} = \mu_в (1 + ac), \quad (4.1)$$

где $\mu_{эф}$ - эффективная вязкость, Н·с/м²; $\mu_в$ - динамическая вязкость чистой воды, Н·с/м² (принимается по табл. 4.10); a - коэффициент, определяемый по кривой рис. 4.2, в зависимости от объемного содержания шлама крупностью менее 45 мкм; c - объемное содержание в воде твердого крупностью менее 45 мкм, $c = \frac{G}{\delta}$; G - содержание частиц крупностью менее 45 мкм в 1 м³ загрязненной воды, кг/м³; δ - плотность твердого, кг/м³.

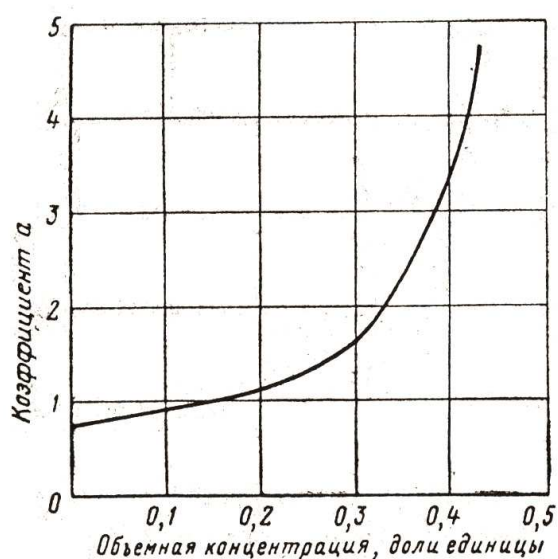


Рис. 4.2. Зависимость коэффициента a от объемной концентрации шлама крупностью менее 45 мкм

Эффективная вязкость воды, загрязненной шламом, резко увеличивается при крупности частиц шлама менее 35 мкм. При крупности шлама более 35 мкм эффективная вязкость загрязненной шлагом воды практически мало отличается от динамической вязкости технической воды.

Допустимое содержание твердого в воде. С увеличением эффективной вязкости воды возрастает сопротивление падающему телу в ней, вследствие чего снижается эффективность ряда технологических процессов (отсадки, осаждения, обезвоживания).

Для нормального протекания технологических процессов содержание твердого (шлама) в оборотной воде фабрики должно быть (г/л):

- при глинистых шламах (зольность класса 0-0,045 мм 25%) - не более 50;
- при малоглинистых шламах (зольность класса 0-0,45 мм менее 25%) - не более 80.

С увеличением содержания твердого в воде вязкость среды возрастает и повышаются зольность концентратов и предел обогащения.

При содержании твердого в оборотной воде 20 г/л зольность крупного концентрата после отсадки ниже на 0,7-0,8% зольности этого же концентрата, полученного обогащением в воде, содержащей твердого 250 г/л. Зольность мелкого концентрата при тех же условиях ниже на 1-1,3%. Предел обогащения угля отсадкой составляет: 0,5 мм и 1 мм при содержании твердого в воде 20 г/л и 250 г/л.

Скорость осаждения частиц шлама в воде, содержащей 250 г/л твердого, по сравнению со скоростью осаждения шлама в чистой воде уменьшается в 3,0-3,5 раза при крупности осаждающихся частиц 125-50 мкм и в 4-10 раз при крупности частиц 50-12 мкм.

Загрязненная шламом оборотная вода отрицательно влияет на процесс обезвоживания.

При содержании твердого 250 г/л влажность крупнозернистого шлама, обезвоживаемого на грохотах, увеличивается на 4-5%.

Солевой состав воды. Техническая вода, применяемая в качестве среды на углеобогатительных фабриках, всегда содержит некоторое количество растворимых солей, но ее химическое загрязнение происходит и на фабриках за счет выщелачивания некоторых минеральных компонентов, содержащихся в обогащаемых углях.

О степени химического загрязнения воды судят по ее жесткости, концентрации водородных ионов *pH* и электропроводности.

Характеристика воды по жесткости и концентрации *pH* следующая:

Жесткость, градус	Вода
Менее 4	Очень мягкая
4-8	Мягкая
8-12	Средняя жесткость
12-18	Достаточно жесткая
18-30	Жесткая
Более 30	Очень жесткая
Показатель <i>pH</i>	Вода
Менее 4,5	Очень кислая
4,5-6	Слабо кислая
6-8	Почти нейтральная
8-10	Слабо щелочная
Более 10	Сильно щелочная

Бактериальное загрязнение воды оценивается показателями, приведенными ниже:

Число бактерий в 1 см ³ воды	Вода
Менее 10	Чрезвычайно чистая
10-100	Очень чистая
100-1000	Чистая
1000-10000	Посредственная
10000-100000	Загрязненная
Более 100000	Весьма загрязненная

Минерализация воды при контакте с окисленным и неокисленным углями, породой и пиритом видна из табл. 4.14.

Таблица 4.14

Минерализация воды

Продукт	Время контакта с водой, ч	<i>pH</i>		Минерализация, мг/л
		в начале опыта	в конце опыта	
Уголь:				
окисленный	6-12	3-6,2	7,0-7,2	222-899
неокисленный	1-60	-	-	504-540
Порода:				
почвы	6-12	3-11	6,9-7,2	120-285
кровли	3-12	3-11	7,0-7,2	150-319
Пирит	3-12	3-11	6,5-7,1	875-3128

Минерализация воды при взаимодействии с неокисленным углем и породой практически не зависит от времени контакта. Щелочная среда не оказывает влияния на минерализацию воды, а кислая среда способствует растворению минеральных соединений. Однако за счет буферной емкости угля *pH* увеличивается до нейтральной реакции среды. Вследствие этого *pH* в дальнейшем не влияет на переход минеральных соединений в воду.

Солевой состав оборотной воды углеобогатительных фабрик Донецкого бассейна характеризуется следующими данными:

Сухой остаток, мг/л	1638-4059
Концентрация водородных ионов (<i>pH</i>)	7,3-7,5
Общая жесткость, мг·эquiv	7,5-32,0
Ионный состав, мг/л:	
K ⁺ , Na ⁺	269,7-716,9
Ca ⁺	108,2-368,7
Mg ⁺⁺	46,3-169,0
Cl ⁻	215,4-444,5
SO ₄ ⁻	793,2-2376,0
HCO ₃ ⁻	109,8-292,0

Большие колебания минерализации указывают на то, что солевой состав оборотных вод углеобогащительных фабрик Донецкого бассейна весьма разнообразен.

Фактическая электропроводность технической и оборотной вод углеобогащительных фабрик Украины тоже весьма разнообразна: технической – 405-4354; оборотной – 2133-5614 микросименсов.

Увеличение минерализации оборотной воды на фабриках практически мало изменяет ее коррозионную активность. Поэтому использование сильно загрязненных сульфатных шахтных вод на углеобогащительных фабриках вполне целесообразно.

При замыкании водного цикла на фабрике в оборотной воде устанавливается динамическое равновесие солей (3000-6000 г/м³). Соли в таком количестве улучшают флокуляцию, применяемую для осветления загрязненных шламом вод.

Основными источниками поступления воды на углеобогащительные фабрики являются:

шахтный или карьерный водоотлив (непосредственно или через производственные очистные сооружения);

собственные водозаборы поверхностных и подземных вод (реки, водохранилища, артезианские скважины и т.п.);

водопроводы городских и других водо-хозяйственных систем [55].

Два первых источника используются для водоснабжения производственных процессов. Вода питьевого качества расходуется на хозяйственно-бытовые нужды.

Нормативные требования к качеству воды, используемой для процессов обогащения, для иных производственных целей (в котельных, на компрессорных установках) и для хозяйственно-бытовых нужд, резко отличаются по качественным показателям (табл. 4.15) [56]. Вода, вводимая извне в процессы обогащения, может, например, содержать до 5 г/л взвешенных веществ. Вода, циркулирующая внутри схемы ОФ, может содержать и до 100 г/л и более взвешенных веществ.

Таблица 4.15

Нормативные требования к качеству воды, используемой на предприятиях угольной промышленности (по данным НИИОСуголь)

Показатели	Компрессоры		Паровые котлы	Обогащение угля и пылеулавливание
	свежая вода	оборотная вода		
Ф и з и ч е с к и е				
Температура, °С	До 20-25	До 25-40	Не нормируется	Не нормируется
Взвешенные вещества, мг/л	До 20-25	До 20-30	Отсутствие	До 5000
Масло и смолообразные продукты (эфирорастворимые), мг/л	До 10-20	До 10-20	До 5	Не нормируется
Запах, баллы	До 3	До 3	-	То же
Цветность, градус	-	-	-	«»
Х и м и ч е с к и е				
<i>pH</i>	7,2-8,5	7,2-8,5	Не менее 7	5-9

Показатели	Компрессоры		Паровые котлы	Обогащение угля и пылеулавливание
Жесткость, мг·эquiv/л:				
общая	Не более 7	Не более 7	0,02	Не нормируется
карбонатная	До 2-2,5	До 2-2,5	-	То же
Щелочность обща, мг·эquiv/л	1,5-3	3,5-4	-	«»
Общее солесодержание или сухой остаток, мг/л	500	До 2000	До 500	До 7000
Хлориды, мг/л	100	250-350	-	До 3000
	свежая вода	оборотная вода		
Сульфаты, мг/л	150	350-500	-	До 3000
Железо, мг/л	1	0,5-4	0,2	Не нормируется
Вещества, растворимость которых уменьшается при нагревании, мг/л	Отсутствие	Отсутствие	Не более 0,1	То же
Окисляемость по KMnO_4 , мг O_2 на 1 л	До 10-15	До 10-15	-	«»
Б и о л о г и ч е с к и е				
БПК полное, мг O_2 на 1 л	15-20	15-20	-	«»
Биогенные элементы:				
фосфор (в пересчете на P_2O_5), мг/л	Не более 1,5	Не более 1,5		«»
азот, мг/л	Не более 1,5	Не более 1,5		«»

Примечание. Для пылеподавления и хозяйственно-бытовых нужд используется питьевая вода. При согласовании с органами СЭС на эти цели (кроме орошения, приготовления пищи и питья) может быть использована очищенная техническая вода, характеризующаяся следующими показателями: содержание взвесей – не более 50 мг/л; активная реакция рН – от 6 до 9,5; титр кишечной палочки – не менее 300 см³; отсутствие постороннего запаха.

Технологические следствия накопления примесей

Влияние примесей на некоторые процессы обогащения и в первую очередь на флотацию имеет сложный и в ряде случаев противоречивый характер.

Присутствие неорганических солей, в частности ионов кальция, в жидкой фазе флотируемой пульпы благоприятно влияет на результаты флотации [34]. Минерализованные шахтные воды, как это показано в ряде работ [57], являются также более благоприятной средой, чем пресные воды при применении полимерных синтетических флокулянтов. Не рассматривая в данном разделе механизм действия

флокулянтов, отметим, что присутствие условий (концентрация и валентность ионов, их электрический заряд и т.д.) приводит к электрической коагуляции шламов и активизирует действие полимерных реагентов: увеличивается скорость седиментации флокул, слой осветленной жидкости становится прозрачнее. Например, в условиях Донбасса для осветления суспензий отходов флотации с применением полиакриламида согласно данным В.Е. Шуляк [58] оптимальной является минерализация воды порядка 7000 мг/л. Высказанные соображения относительно положительного влияния ионов неорганических соединений на процесс флокуляции подтверждаются практикой работы предприятий. На Интинской и Ткварчельской ОФ, снабжаемых сравнительно маломинерализованной водой, действие флокулянтов оказывается менее эффективным, чем на ОФ Донбасса, работающих на шахтной воде, насыщенной минеральными солями.

Следует отметить, что воды рек, озер и других пресноводных бассейнов, используемых для питьевого водоснабжения, содержат не более 1000 мг/л растворенных солей (за исключением южных засушливых районов страны). Таким образом, технологические преимущества минерализованной (в данном случае шахтной) воды служат еще одним веским доводом для полного отказа от дефицитной пресной воды с целью использования ее в технологических процессах.

Накопление органических соединений также влияет на показатели флотации.

Относительно влияния полимерных флокулянтов на флотацию имеет множество часто противоречивых мнений [59].

Таким образом, к факторам, являющимся в данном случае причиной изменений во флотационном процессе, относятся:

- изменение гранулометрического состава шлама в связи с образованием флокул;

- возникновение механической (мостиковой) связи между сфлокулированными частичками концентрата и отходов флотации;

- гидрофилизация поверхности угольных частиц за счет полярных групп адсорбированного полимера;

- изменение электрокинетического потенциала поверхности флотируемых частиц в связи с адсорбцией флокулянтов;

- блокирование полимерами доступа флотореагентов к адсорбционным центрам на поверхности флотируемых частиц.

Степень влияния этих факторов зависит от продолжительности контакта со шламом и концентрации флокулянта.

Изменение крупности шламов, обусловленное присутствием флокулянтов в водной системе, не ограничивается только увеличением содержания мелких классов во флотируемой суспензии (что само по себе влияет на результаты флотации). Элементарный акт флотации в суспензии, содержащей флокулянт, осуществляется вместо отдельных частиц с ассоциатами, масса которых может превышать массу наиболее крупных несфлокулированных зерен. По данным Л. Узони [56], в отдельных случаях флокулы слишком тяжелы и не флотируются. Наличие же флокул создает возможность флотации тончайших частиц, не извлекаемых в диспергированном состоянии.

Сложность задачи заключается в том, чтобы путем правильного подбора реагентов предупредить возникновение мостиковых связей между породными и угольными зернами. Однако результаты флотации в этих условиях могут определяться не

только реагентным режимом, но и конструкцией флотационных машин. Например, когда необходимо сохранить флокулы, желательна применение пневматических машин; импеллерные машины диспергируют сфлокулированные суспензии.

Г и д р о ф и л и з а ц и я п о в е р х н о с т и, толщина и устойчивость сольватных оболочек – факторы, в значительной степени, определяемые гидрофильно-липофильным балансом полимера, его концентрацией, а также свойствами твердой поверхности и ионной характеристикой среды. Окисленные угли в большей степени подвержены гидрофилизации, чем неокисленные. Это вызвано возникновением на окисленной поверхности гидрофильных кислородсодержащих групп. Петрографические ингредиенты окисляются (и, следовательно, гидрофилизуются) с различной активностью: витрен окисляется лучше кларена, фюзена и дюрена. наконец, было показано, что витренизированные и сильно минерализованные частицы угля наиболее активно флокулируют под влиянием применяемых на углеобогащительных фабриках полимеров.

Исследуя детально влияние ф а к т о р а в р е м е н и , М. Дочкал [56] группирует условия контакта флокулянта со шламом следующим образом:

прямое и мгновенное действие, когда флокулянт подается непосредственно во флотационную камеру;

прямое и длительное действие на угольную поверхность, когда флокулянт подается в шламовую воду перед флотацией и поэтому находится в длительном контакте с поверхностью угольных частиц;

косвенное действие, когда для флотации используется осветленная вода, полученная с применением флокулянта.

По данным М. Дочкала, только небольшое количество экспериментов, в которых флотированная суспензия более или менее длительное время перемешивалась с флокулянтом, дало положительные результаты. Можно предположить, что в данном случае позитивными факторами явились деструкция макромолекул и предварительное разрушение флокул импеллером флотационной машины.

К о н ц е н т р а ц и я ф л о к у л я н т о в в оборотных водах углеобогащительных фабрик может колебаться в довольно широких пределах и зависит не только от начального количества полимеров, вводимых в процесс, но также и от степени их адсорбции на шламе и замкнутости водно-шламового цикла. В практике углеобогащительных фабрик именно концентрация полимеров определяет степень их влияния на флотацию. Остальные факторы являются функцией концентрации (гидрофилизация и изменение дзета-потенциала шлама, насыщенность адсорбционных центров твердой поверхности, возникновение флокул) либо представляют собой постоянную величину, такую, как например время контакта флокулянта со шламом.

В ИОТТ [60] экспериментально исследовано влияние на флотацию угольных шламов различных концентраций хорошо диссоциирующих («Комета» и «Метас») и малоионогенных (частично гидролизированный полиакриламид) анионоактивных флокулянтов, а также неионогенного полиэтиленоксида (ПЭО).

Относительная молекулярная масса флокулянтов составляет 300 тыс. для «Кометы» и «Метаса», примерно 2 млн. для ПАА, примерно 7 млн. для ПЭО.

Судя по полученным данным, выход концентрата снижается только при весьма значительных (порядка нескольких граммов на кубический метр) не наблюдающихся на практике концентрациях каждого из названных полимеров в суспензии. Более чувствительными к влиянию флокулянтов типа полиакриламида и полиэтиленоксида оказались зольности продуктов флотации, что свидетельствует о нарушениях селек-

тивности процесса. Присутствие «Кометы» и «Метаса» существенно не сказывается на зольности продуктов флотации. Примерно также влияют названные флокулянты на объем пенного концентрата и эффективность процесса в целом: полиакриламид и полиэтиленоксид ухудшают результаты флотации, «Комета» и «Метас» - практически индифферентны по отношению к флотации.

Таким образом, проведенные эксперименты в принципе подтвердили отрицательное влияние полимерных флокулянтов на флотацию углей. Размеры этого влияния в исследованных условиях определяются главным образом не степенью диссоциации присутствующих во флотируемой пульпе полимеров, а величиной их относительной молекулярной массы и, следовательно, толщиной гидратной оболочки на поверхности флотируемых частиц, связанной с вытянутыми в сторону жидкой фазы сегментами адсорбированной макромолекулы.

Отрицательное влияние флокулянтов на флотацию в лабораторных условиях отмечается также и в работе А.И. Комбарова и Л.А. Антипенко [61]. Согласно их данным, средством предупреждения нежелательного действия «Метаса» на флотацию является снижение его дозировок (в радиальный сгуститель) с 40 до 20 г/т и уменьшение содержания твердого во флотируемой пульпе.

Учитывая, что без применения полимерных флокулянтов невозможно осуществить замыкание водно-шламовых циклов углеобогажительных фабрик возникает необходимость в разработке способов и режимов флокуляционного осветления угольных суспензий, обеспечивающих сохранение оптимальных показателей флотационного процесса. Применение флокулянтов должно обеспечивать минимальные равновесные концентрации этих соединений в циркулирующих водах углеобогажительных фабрик. Для извлечения растворенных полимеров могут быть использованы адсорбционные свойства углей при контакте продуктов обогащения средних и крупных классов с переливами осветляющих устройств (радиальные сгустители, центрифуги), в которых используются флокулянты.

Указанные меры важны при отсутствии наружных осветительных сооружений, в которых под влиянием природных факторов происходит деструкция полимеров, а также при потреблении повышенного количества флокулянтов. В обычных, т.е. имеющих место на подавляющем большинстве ОФ, условиях остаточные концентрации флокулянтов практически не влияют на флотацию, так как они значительно меньше естественных колебаний показателей процесса, вызываемых изменениями качества шлама, реагентного режима и т.д.

Наличие взвесей в технологической воде ОФ ухудшает показатели обогащения машинных классов и увеличивает влажность обезвоживаемых продуктов обогащения. При определенных концентрациях взвесей ухудшаются свойства воды как среды для разделения, главным образом вследствие повышения ее вязкости. По данным А.М. Коткина [62] и более поздним сведениям Т.Г. Фоменко, В.С. Бутовецкого и Е.М. Погарцевой [63], предельными концентрациями шламов, после которых наступает заметное ухудшение показателей обогащения, являются 50-80 кг/м³. Нижний предел указанных концентраций характеризует повышение вязкости среды и ухудшение показателей обогащения глинистых шламов типа отходов флотации и илов. Содержание в воде собственно угольных шламов может достигать 80 кг/м³ без существенного отрицательного влияния.

4.3. Совершенствование техники и технологии обогащения угля с целью минимизации отходов

4.3.1. Совершенствование узла подготовительного грохочения ЦОФ «Узловская»

В соответствии с проектом Днепрогипрошахт технологическая схема разделения рядового угля на машинные классы на ЦОФ «Узловская» (рис. 4.3) включала в себя комбинированные сухой и мокрый отсеивы на агрегатно установленных грохотах типа ГРЛ72 и ГСЛ62, а также систему распределяющих и собирающих конвейеров (рис. 4.3а).

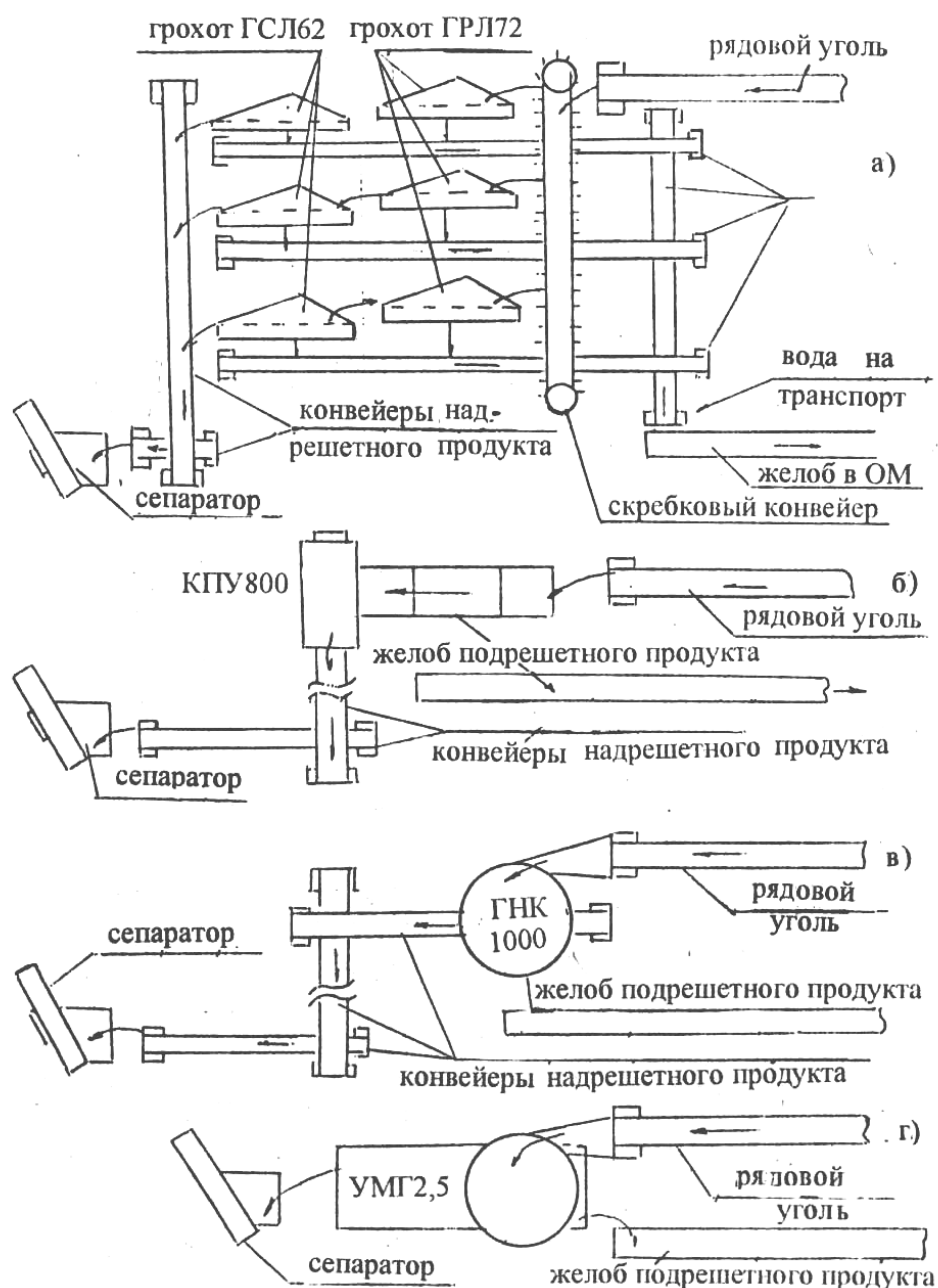


Рис. 4.3 - Схема узла подготовительного грохочения ЦОФ «Узловская»: а - проектная; б - с КПУ-800, в - с ГНК1000, г - с УМГ-2,5

На первой стадии подготовительного грохочения для сухого отсева класса менее 10 мм использовались грохота ГРЛ72, снабженные поперечно расположенными струнами с расстояниями между струнами в свету 10 мм.

На второй стадии подготовительного грохочения для мокрого отсева надрешетного продукта грохотов ГРЛ72 применялись двухситные грохота ГСЛ62, верхнее штампованное сито которых имело отверстие 10 мм, а расстояние между колосниками нижнего штампованного сита составляло 2 мм.

Надрешетный продукт нижнего сита грохотов ГСЛ62 совместно с подрешетным продуктом грохотов ГРЛ72 транспортировался тремя ленточными конвейерами, а затем по желобу в отсадочную машину ОМ24.

Надрешетный продукт верхнего сита грохотов ГСЛ62 ленточным конвейером направлялся в сепаратор СК32.

Распределение рядового угля по грохотам первой стадии подготовительного грохочения осуществлялось при помощи ленточного и скребкового конвейеров.

Для осуществления мокрого грохочения на грохот ГСЛ62 самотеком поступала обратная и техническая вода, кроме того, в желоб для транспортировки класса крупностью меньше 10 мм в отсадочную машину подавалось до 400 м³/ч транспортной воды с содержанием твердого 160 г/л.

Такая технологическая схема подготовки машинных классов сдерживала увеличение часовой производительности фабрики, не обеспечивала эффективного отсева углей с влажностью более 5,5% и требовала длинных (до 1 часа в смену) профилактических остановок.

Институтом «Укрниуглеобогащение» взамен подвижных грохотов было предложено установить комплекс КПУ-800 [63]. Схема узла подготовительного грохочения с КПУ800 показана на рис. 4.3б.

Предварительно смоченный рядовой уголь направлялся непосредственно в комплекс КПУ800, просеивающая поверхность которого была экипирована продольно и поперечно расположенными колосниками, расстояние между которыми в свету составляло 10 мм.

Надрешетный продукт КПУ-800 двумя ленточными конвейерами передавался в сепаратор СК32, а подрешетный самотеком транспортировался в отсадочную машину. Удельный расход воды на грохочение составлял около 1 м³/т.

Результаты работы узлов подготовительного грохочения с комбинированным и мокрым способами подготовки машинных классов приведены в табл. 4.16.

Анализ данных табл. 4.16 позволяет сделать вывод, что в условиях ЦОФ «Узловская» при подготовительном грохочении по граничной крупности разделения 13 мм, нагрузке в среднем 680 т/ч и удельном расходе воды 0,9 м³/т на комплексе КПУ800 были получены машинные классы, гранулометрический состав которых удовлетворяет современным требованиям к питанию тяжелосредних сепараторов.

Однако влажность надрешетного продукта и засорение подрешетного продукта превышали допустимые нормы.

Для стабилизации показателей разделения угля на машинные классы и создания резерва оборудования в узле подготовительного грохочения было осуществлено внедрение гидрогрохота ГНК 1000 (рис. 4.3в).

Технологические испытания показали (табл. 4.16), что при нагрузке 750-910 т/ч и уменьшенной на 1,5 м² площади просеивающей поверхности (10,5 м²) содержание класса -13 мм в надрешетном продукте составляло 6,6-8,7% , в том числе класса 0-1 мм 1,0-1,5%. Содержание класса + 13 мм в подрешетном продукте составляло 0,8-

1,2%. Эффективность грохочения составляла в среднем 92,5%, а эффективность грохочения по нижнему классу - 97,0%. Удельный расход воды - 0,6 м³/т.

Таблица 4.16

Результаты работы узла подготовительного грохочения на ЦОФ «Узловская»

Классы, мм	Выход классов к продукту, %											
	(ГРЛ72+ГСЛ62)х3			КПУ800			ГНК 1000			УМГ2,5		
	ис-ход-ный	надре-шетный	подре-шетный	ис-ход-ный	надре-шетный	подре-шетный	ис-ход-ный	надре-шетный	подре-шетный	ис-ход-ный	надре-шетный	подре-шетный
+10(13)	22,6	95,3	2,1	22,8	91,6	7,4	24,1	91,3	1,5	26,0	89,9	0,8
1-10(13)	47,3	4,2	59,5	47,3	6,9	56,4	45,8	7,2	58,8	49,2	9,2	65,0
-1	30,1	0,5	38,4	29,9	1,5	36,2	30,1	1,5	39,7	24,8	0,9	34,2
Итого:	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Производительность, т/ч		620			680			910			870	
Удельный расход воды, м ³ /т		1,15			0,9			0,6			0,6	
Влажность над-решетного про-дукта, %		7,0			11,2			10,5			7,2	
Эффективность грохочения, %		71,5			79,8			92,5			93,9	
Эффективность грохочения по нижнему классу, %		-97,3			97,7			97,0			96,0	
Граничная круп-ность разделе-ния, мм		10			13			13			13	

Таким образом, по сравнению с комплексом КПУ800 гидрогрохот ГНК 1000 имеет производительность на 200 т/ч больше, а удельный расход воды и засорение подрешетного продукта соответственно на 0,2 м³/т и 4,9% меньше. Однако и в случае применения гидрогрохота ГНК 1000 влажность надрешетного продукта превышала 10%, что отрицательно сказывалось на эксплуатации ленточного конвейера и показателях тяжелосредней сепарации крупного машинного класса.

В связи с тем, что гидрогрохот ГНК1000 чувствительно реагирует на имеющую место в реальных условиях эксплуатации нестабильность подачи воды и гидродинамических параметров, было предложено заменить его на установку для мокрого грохочения углей УМГ-2,5 (рис. 4.3г).

Установка была смонтирована в главном корпусе на отм. +15,5 м таким образом, что ее надрешетный продукт поступал непосредственно в сепаратор СКВП32.

Стационарная просеивающая поверхность УМГ2,5 оборудована ситами с попережным расположением колосников с расстоянием между ними 15 мм, а на подвижной просеивающей поверхности были установлены два яруса сит с отверстиями на верхнем 25x25 мм, на нижнем 10x10 мм.

Питание установки УМГ-2,5 осуществлялось расположенным на отм. +20,5 м загрузочным желобом, куда поступали уголь с конвейера и циркуляционная вода, обеспечивающая процесс разделения. Ополаскивание надрешетного продукта осуществлялось с помощью одного ливневого брызгала.

Надрешетный продукт стационарного конусного сита поступал для контрольного грохочения, обесшламливания и обезвоживания на плоской подвижной просеивающей поверхности, а надрешетный продукт этого сита из его поддона по вертикальному патрубку попадал в подвижное сито.

Надрешетный продукт установки по желобу направлялся в сепаратор СКВП32, а подситный продукт - по желобу в отсадочную машину ОМ-24.

Результаты технологических испытаний приведены в табл. 4.16, из которой следует, что при нагрузке 870 т/ч и удельном расходе 0,6 м³/т засорение надрешетного продукта составило 11,1% (том числе класса 0-1 мм - 0,9%), а его влажность - 7,2%. Засорение надрешетного продукта - 0,8%. Эффективность грохочения 93,9%, эффективность грохочения по нижнему классу - 96,0%.

Таким образом, в результате постоянного технического перевооружения узла подготовительного грохочения на ЦОФ «Узловская» значительно сокращено количество применяемого оборудования, устранено влияние влажности рядового угля, на 250 т/ч повышена производительность фабрики, при этом качество машинных классов отвечает требованиям и по засорению некондиционными зернами, и по влажности.

4.3.2. Совершенствование узла подготовительного грохочения ЦОФ «Комсомольская»

В соответствии с проектом института «Донгипрошахт» для подготовки машинных классов на ЦОФ «Комсомольская» были смонтированы две линии резонансных безрамных грохотов, приспособленных для работы в режиме мокрого грохочения. Каждая технологическая линия включала два последовательно установленных грохота ГРД-72. Грохота были снабжены штампованными ситами, размер отверстий которых в верхнем и нижнем коробе составлял соответственно 25x25 мм и 13x13 мм.

В первые месяцы работы фабрики было установлено, что при производительности до 350 т/ч на одну технологическую секцию засорение надрешетного продукта превышало регламентированные нормы.

При эксплуатации грохотов ГРД-72 в режиме мокрого грохочения через 3-4 месяца в боковинах верхних и нижних коробов образовались трещины, срезались болты, крепящие кронштейны буферов к коробам, появились трещины на связь-балках и т.п.

Эти причины сдерживали рост часовой производительности фабрики при освоении ее проектной мощности.

С целью улучшения показателей разделения и увеличения производительности узла классификации были разработаны мероприятия, в результате выполнения которых была произведена замена первых от загрузки грохотов ГРД-72 гидрогрохотами упрощенной конструкции ГУ1, а затем вторых грохотов ГРД-72 грохотами ГИСЛ-72 [64].

В условиях ЦОФ «Комсомольская» гидрогрохота были оборудованы продольными колосниками со щелью 8 мм. Вода на гидроподготовку исходного материала и на сопла гидрогрохота подавалась из бака оборотной воды по отдельной схеме насосами Ш270, установленными вблизи гидрогрохота, что обеспечивало высокий скоростной напор гидродинамических струй.

Результаты работы узла подготовительного грохочения на ЦОФ «Комсомольская» до и после реконструкции приведены в табл. 4.17.

Анализ полученных данных показывает, что работа узла подготовительного грохочения значительно улучшилась. Часовая производительность секции возросла до 450-500 т/ч, засорение надрешетного продукта уменьшилось на 17,0%, эффективность классификации увеличилась в среднем на 15,1% и составила 93-95%.

Длительный опыт работы ЦОФ «Комсомольская» после реконструкции узла подготовительного грохочения показал, что принятое аппаратное оснащение узла классификации является целесообразным и экономически оправданным.

После отработки ресурса грохотов была осуществлена модернизация узла мокрого подготовительного грохочения путем замены гидрогрохотов упрощенной конструкции ГУ1 на гидрогрохота ГГН2,7, а грохотов ГИСЛ-72 - на грохота ГИСТ-72. Как следует из табл. 4.17, показатели классификации рядового угля на машинные классы при таком сочетании оборудования улучшились, при этом нагрузка на секцию увеличилась на 50 т/ч.

Таблица 4.17

Показатели работы узла подготовительного грохочения на ЦОФ «Комсомольская»

Классы, мм	Выход классов к продукту, %											
	ГРД72 + ГРД72			ГУ1 + ГРД72			ГУ1 + ГИСЛ72			ГГН2,7 + ГИСТ72		
	исходный	надрешетный	подрешетный	исходный	надрешетный	подрешетный	исходный	надрешетный	подрешетный	исходный	надрешетный	подрешетный
+13	39,7	76,5	1,3	41,6	92,7	0,8	41,6	94,0	1,2	37,6	97,0	2,5
1-13	54,4	23,3	86,9	48,5	7,1	76,2	48,5	5,7	79,6	54,2	2,7	85,5
0-1	5,9	0,2	11,8	9,9	0,2	23,0	9,9	0,3	19,2	8,2	0,3	12,9
Итого:	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Эффективность грохочения, %	78,7			93,9			94,5			94,0		
Эффективность грохочения по нижнему классу, %	79,9			95,0			95,9			98,1		
Нагрузка по твердому, т/ч	360			450			420			500		
Удельный расход воды, м ³ /т	0,97			0,96			0,95			0,92		
Площадь грохочения, м ²	30,0			17,0			17,75			17,7		

4.3.3. Снижение вязкости магнетитовых суспензий с применением углещелочного реагента на ЦОФ «Павлоградская»

Специфичность углей марки Д, ДГ, Г обогащаемых на ЦОФ «Павлоградская», обусловлена размокаемостью глинистой составляющей породной фракции отдельных

шахт сырьевой базы, что предопределяет насыщение магнетитовой суспензии тяжелосредной сепарации высокозольными илами [65]. Последние существенно увеличивают вязкость суспензии, изменяют плотность разделения (это приводит к значительному взаимозасорению продуктов обогащения), усложняют и ухудшают отмывку магнетита с продуктов тяжелосредной сепарации и их обезвоживание [66].

Исследованиями установлено, что эффективность и скорость разделения машинного класса по плотности в зашламленных магнетитовых суспензиях можно значительно повысить реагентами-пептизаторами [67]. Действие реагентов связано с их пептизирующим влиянием на частицы тонких шламов и утяжелителя. При добавлении пептизатора на этих частицах образуются достаточно устойчивые гидратные оболочки, предотвращающие слипание частиц. Этим снижается структурная вязкость суспензии.

В условиях ЦОФ «Павлоградская» Укрнииуглеобогащением с помощью углещелочного реагента (УЩР) [68] выполнены исследования по снижению вязкости магнетитовой суспензии. Влияние расхода УЩР изучалось на лабораторной установке (магнетитовая суспензия без шлама) и тяжелосредном сепараторе (зашламленная магнетитовая суспензия). Результаты исследований приведены в табл. 4.18, из которой следует, что углещелочной реагент снижает вязкость магнетитовой суспензии до 30%, а при наличии в ней шлама – до 50%.

Таблица 4.18

Расход УЩР, кг/м ³	Магнетитовая суспензия, полученная на			
	лабораторной установке		тяжелосредном сепараторе	
	Относительная вязкость, Па·с	% снижения относительной вязкости	Относительная вязкость, Па·с	% снижения относительной вязкости
0	0,00176	0	0,00563	0
2	0,00158	10	0,00462	18
4	0,00148	16	0,00411	27
6	0,00139	21	0,00372	34
8	0,00134	24	0,00342	39
10	0,00130	26	0,00310	45
12	0,00127	28	0,00286	49

Наибольшее снижение вязкости наблюдается при расходе УЩР до 6 кг/м³, после этого значения снижение вязкости уменьшается. На рис. 4.4 показана динамика роста вязкости магнетитовой суспензии, из которой следует, что применение УЩР позволяет значительно уменьшить вязкость в течение суток.

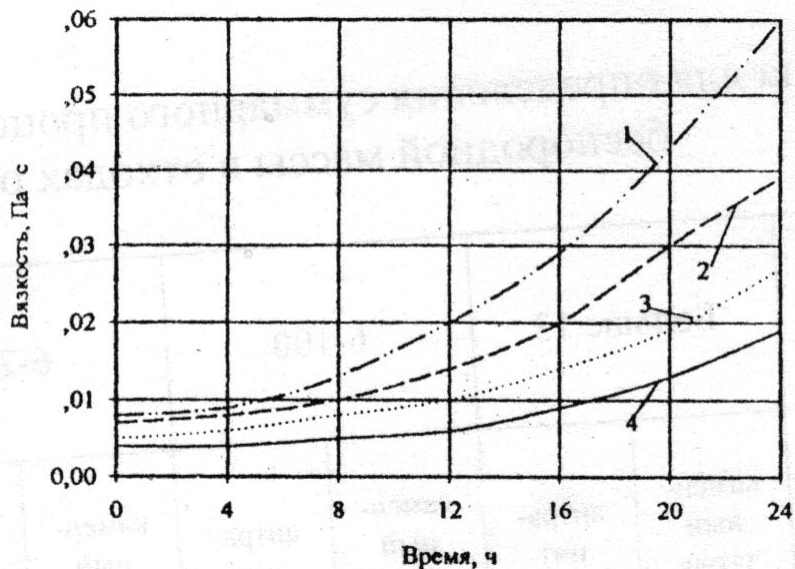


Рис. 4.4. Динамика роста вязкости магнетитовой суспензии на ЦОФ «Павлоградская»:
1- расход УЩР 0 г/л; 2 – то же 4 г/л; 3 – то же 8 г/л; 4 – то же 12 г/л

Так, без УЩР вязкость магнетитовой суспензии увеличивается в 11,4 раза (с 0,00563 до 0,064 Па·с), а с УЩР (расход 12 кг/м³) – всего в 6,8 раза (с 0,0025 до 0,017 Па·с). При этом, если в начале суток отношение вязкостей без УЩР и с УЩР составляло 2,24, то после 24 часов работы фабрики – 3,76, т.е. с течением времени действие УЩР на магнетитовую суспензию оказывается более существенным. Это подтверждается зависимостями, приведенными на рис. 4.5, из которых следует, что за сутки зольность отходов тяжелосреднего обогащения без применения УЩР снижается с 87% до 73%, т.е. на 14%, а с применением УЩР – с 89% до 83%, т.е. на 5%.

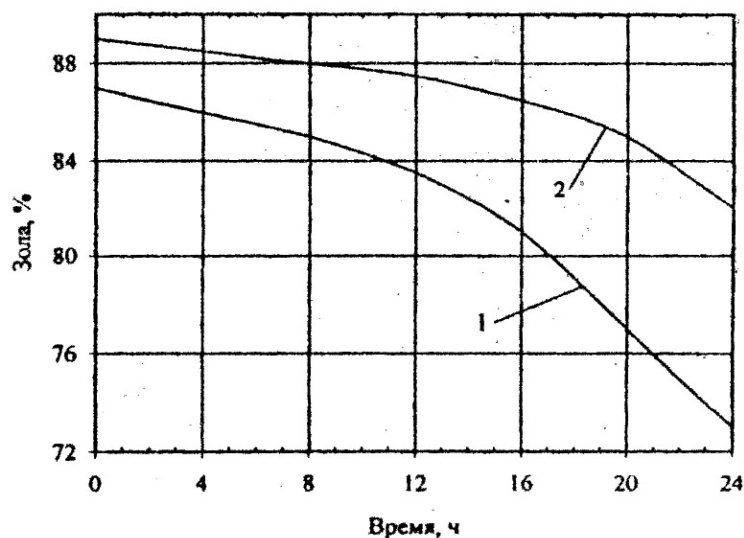


Рис. 4.5. Динамика снижения зольности отходов тяжелосреднего обогащения на ЦОФ «Павлоградская»:
1 – расход УЩР 0 г/л; 2 – то же 3 г/л

Таким образом, использование реагента пептизатора позволяет снизить потери горючей массы с отходами тяжелосреднего обогащения.

Промышленные испытания показали, что с применением УЦР выход крупно-средних сортов увеличился на 0,5% (с 22,0% до 22,5%), зольность крупного концентрата снизилась на 1,6% (с 8,8% до 7,2%), а зольность крупной породы возросла на 2,2% (с 86,2% до 88,4%).

4.3.4. Модернизация отсадочной машины мелкого зерна на ЦОФ «Пролетарская»

Как известно [69], при обогащении мелких классов угля нередко производят разгрузку тяжелого продукта или части его через отсадочное решето. В этом случае размеры отверстий отсадочного решета могут быть увеличены, поскольку на нем укладывается слой зерен заданной крупности и плотности из тяжелого минерала (полевой шпат и др.) или специально изготовленных частиц (резина, керамика и др.) - так называемая искусственная постель. При использовании частиц породы, содержащейся в исходном угле, постель называется естественной. Как искусственная, так и естественная постель имеют свои достоинства и недостатки. К достоинствам искусственной относится постоянство структуры придонного слоя, к недостаткам - необходимость приобретения материала, периодичность выемки и очистки от посторонних предметов.

Преимущество естественной постели – в отсутствии необходимости покупки и очистки, недостаток – в нестабильности структуры придонного слоя. Поэтому создание постели, сочетающей положительные качества естественной и искусственной, - актуальная задача повышения эффективности работы гидравлических отсадочных машин. Одним из направлений являются решения, изложенные в патенте [70] и реализованные ГП «УкрНИИУглеобогащение» в технической документации Э22.124.000СБ «Устройство для формирования постели (ОМ-18)».

Устройство для формирования горизонтально-стационарного придонного слоя естественной постели представляет собой комплект сварных рамок, жестко закрепленных на решете отсадочной машины. Рама состоит из сваренных гребенок и поперечных боковин. Для повышения жесткости конструкции в середине приварена дополнительная перемычка. В гребенках с шагом 50 мм нарезаны пазы, в которые вставляются поперечные пластины (рифли), образующие вместе с боковинами ячейки для формирования горизонтально-стационарного придонного слоя естественной постели.

Испытания проводились на ЦОФ «Пролетарская», где осуществлена модернизация ОМ-18, установленной на отметке +23 м по I секции фабрики [71]. Устройство помещено во II породном и в промпродуктовом отделениях отсадочной машины. Параметры регулировали только во II породном отделении. Установленные на решете отсадочной машины поперечные рифли удерживают в придонном слое постели крупные породные частицы, увеличивают продолжительность их разделения на кондиционную и некондиционную фракции, способствуют созданию слоя с частицами приблизительно одной крупности, что увеличивает проницаемость придонного слоя. Рифли способствуют также тому, что крупные частицы породы придонного слоя остаются в межрифлевом пространстве в количестве, достаточном для полного заполнения.

**Результаты промышленных испытаний модернизированной
отсадочной машины ОМ-18**

№ опыта	Дата	Условия опыта		Плотность фракций, кг/м ³						Итого	
		h, мм	B, мм	-1,5		1,5-1,8		+1,8		γ, %	A ^d , %
				γ, %	A ^d , %	γ, %	A ^d , %	γ, %	A ^d , %		
Концентрат											
1	07.02	0	0	88,3	6,2	10,0	31,7	1,7	70,1	100,0	9,8
2	22.06	0	0	90,6	6,8	8,2	32,4	1,2	69,5	100,0	9,7
3	25.06	0	0	90,2	6,6	7,9	33,7	1,9	68,4	100,0	9,9
Среднее		0	0	89,7	6,5	8,7	32,5	1,6	69,3	100,0	9,8
1	07.02	100	150	94,7	5,3	2,7	27,1	2,6	63,8	100,0	7,4
2	07.02	100	150	96,0	5,6	2,1	26,2	1,9	67,3	100,0	7,2
3	07.02	100	150	95,3	5,8	2,4	25,0	2,3	69,5	100,0	7,7
4	22.06	100	150	92,0	4,7	5,1	24,9	2,9	55,9	100,0	7,2
5	22.06	100	150	92,1	5,0	4,7	29,7	3,2	56,7	100,0	7,8
6	22.06	100	150	91,3	4,4	5,6	26,1	3,1	54,8	100,0	7,2
7	25.06	100	150	94,8	5,4	3,6	24,6	1,6	55,3	100,0	6,9
8	25.06	100	150	95,4	5,9	2,6	23,8	2,0	53,4	100,0	7,3
9	25.06	100	150	96,5	5,7	2,0	24,8	1,5	52,9	100,0	6,8
Среднее		100	150	95,0	5,7	2,7	25,1	2,3	57,2	100,0	7,4
Отходы											
1	07.02	0	0	2,0	10,1	4,5	32,4	93,5	81,4	100,0	77,8
2	22.06	0	0	1,8	9,8	4,0	35,4	94,2	82,8	100,0	79,6
3	25.06	0	0	1,6	8,7	3,8	31,7	94,6	82,0	100,0	79,9
Среднее		0	0	1,8	9,6	4,1	33,2	94,1	82,4	100,0	79,1
1	07.02	100	150	1,0	8,0	2,5	28,7	96,7	84,3	100,0	82,3
2	07.02	100	150	0,8	9,1	2,8	31,2	96,4	84,8	100,0	82,7
3	07.02	100	150	0,9	8,8	2,4	27,2	96,7	85,9	100,0	83,8
4	22.06	100	150	1,2	9,6	3,0	31,2	95,8	83,9	100,0	81,4
5	22.06	100	150	1,0	9,0	2,2	30,6	96,8	85,2	100,0	83,2
6	22.06	100	150	1,1	9,3	2,6	29,8	96,3	84,7	100,0	82,4
7	25.06	100	150	1,0	8,4	2,8	30,7	96,2	85,8	100,0	83,5
8	25.06	100	150	0,7	9,6	2,1	33,3	97,2	85,2	100,0	83,6
9	25.06	100	150	0,8	9,1	2,3	32,4	96,9	85,0	100,0	83,2
Среднее		100	150	0,9	9,4	2,5	30,8	96,6	84,9	100,0	82,9

В отсадочной машине создается однородный по крупности породный придонный слой постели с высокой проницаемостью, что влияет не только на снижение гидравлического сопротивления восходящим потокам подрешетной воды, но и увеличивает скорость разгрузки мелких породных частиц через решето в подрешетный продукт при нисходящем потоке воды. Это не позволяет им подниматься до верхних слоев потока и засорять концентратные и промпродуктовые фракции. При этом в нижних слоях постели происходит минимизация содержания концентратных фракций и тем самым снижаются потери горючей массы с отходами отсадки.

В табл. 4.19 [72] приведены результаты работы ОМ-18 до и после модернизации. Из этих данных следует, что зольность концентрата снизилась на 2,4% с 9,8% до 7,4%, а зольность отходов увеличилась на 3,8% с 79,1% до 82,9%. При этом содержание фракций менее 1800 кг/м³ в отходах снизилось на 2,5% с 5,9% до 3,4%.

Анализ гранулометрического состава материала, находящегося в придонном слое между рифлями (табл 4.20) показал, что по длине отделения отсадочной машины между рифлями происходит накопление классов + 13 и 6-13 мм и уменьшение содержания классов 3-6 и 0-3 мм. Так при обогащении углей шахты Им. Гагарина содержание класса +13 мм увеличилось на 10,5% с 56,7% до 67,2%; содержание класса 6-13 мм увеличилось на 5,7% с 18,3% до 24,0%; содержание класса 3-6 мм уменьшилось на 3,8% с 9,6% до 5,8%; содержание класса 0-3 мм уменьшилось на 12,6% с 15,4% до 2,8%. При этом зольность всех классов возрастает, а зольность придонного слоя в конце отделения на 11,8% больше чем в начале аналогичная картина наблюдается и при обогащении шихты шахт «Щеглова»+«Кирова»+«Чайкино».

Таблица 4.20

Гранулометрический состав придонного слоя постели II породного отделения (материала, находящегося между рифлями)

Класс, мм	Расстояние от начала отделения, м							
	L = 0,2 м		L = 0,8 м		L = 1,4 м		L = 2,0 м	
	Выход γ, %	Зола A ^d , %	Выход γ, %	Зола A ^d , %	Выход γ, %	Зола A ^d , %	Выход γ, %	Зола A ^d , %
Шахта Им. Гагарина (21.03.07 г.)								
+13	56,7	66,8	64,2	71,7	66,5	75,3	67,2	79,8
6-13	18,3	68,9	19,3	74,9	21,8	81,2	24,0	82,6
3-6	9,6	72,4	8,2	78,4	6,8	84,3	5,8	86,3
0-3	15,4	76,3	8,3	82,6	4,9	89,1	2,8	92,1
Итого	100,0	69,2	10,0	73,8	100,0	77,9	100,0	81,0
Шахты: "Щеглова" + "Кирова" + "Чайкино" (11.04.07 г.)								
+13	52,5	73,1	53,2	77,0	56,3	79,2	60,2	80,8
6-13	17,5	76,6	19,8	78,8	21,4	82,7	22,2	83,2
3-6	11,5	79,8	10,3	81,3	9,2	83,4	8,4	85,6
0-3	18,5	81,2	16,7	82,4	13,1	87,5	9,2	91,3
Итого	100,0	76,0	100,0	78,7	100,0	81,4	100,0	82,7

Из анализа данных табл. 4.21 следует, что при обогащении углей шахты Им. Гагарина, содержание породных фракций в придонном слое отсадочных машин возросло на 8,6% (с 89,6 до 98,2%), а их зольность на 8,1% (с 74,8 до 82,9%).

Таблица 4.21

**Фракционный состав придонного слоя постели II породного отделения
(материала, находящегося между рифлями)**

Плотность, кг/м ³	Расстояние от начала отделения, м							
	L = 0,2 м		L = 0,8 м		L = 1,4 м		L = 2,0 м	
	Выход γ, %	Зола A ^d , %	Выход γ, %	Зола A ^d , %	Выход γ, %	Зола A ^d , %	Выход γ, %	Зола A ^d , %
Шахта Им. Гагарина (21.03.07 г.)								
-1800	10,4	15,6	6,3	20,2	4,6	23,7	1,8	25,9
+1800	89,6	74,8	93,7	78,9	95,4	81,7	98,2	82,9
Итого	100,0	68,6	10,0	75,2	100,0	79,0	100,0	81,9
Шахты: "Щеглова" + "Кирова" + "Чайкино" (11.04.07 г.)								
-1800	6,4	22,6	4,3	24,0	3,7	26,6	2,7	28,5
+1800	93,6	79,8	95,7	80,6	96,3	82,8	97,3	83,6
Итого	100,0	76,1	100,0	78,2	100,0	80,7	100,0	82,1

При обогащении шихты рядовых углей шахт "Щеглова" + "Кирова" + "Чайкино" наблюдается более постоянное содержание и качество породной фракции придонного слоя. Содержание фракций +1800 кг/м³ возросло на 3,7% (с 93,6 до 97,3%), а их зольность на 3,8% (с 79,8 до 83,6%).

Из вышеизложенного можно сделать вывод, что при длительной работе фабрики на одном и том же сырье, структура придонного слоя становится постоянной и соответствует по крупности классам +6 мм породной фракции +1800 кг/м².

Таким образом, применение горизонтально-стационарного придонного слоя естественной постели на гидравлических отсадочных машинах мелкого зерна способствует снижению потерь горючей массы с отходами производства за счет стабилизации структуры придонного слоя, приближающейся по своим параметрам к параметрам «искусственной постели».

4.3.5. Замена пенной сепарации процессом мокрой винтовой сепарации на ЦОФ «Узловская»

До 1997 года на ЦОФ «Узловская» крупнозернистый шлам (до 3 мм) обогащался на пневматических флотомашинах ФПС-16 методом пенной сепарации.

Питанием пенной сепарации служил сгущенный продукт гидроциклонов ГЦ-1000 в объеме 24-30 т/ч (при нагрузке на фабрику порядка 600 т/ч) с зольностью 27-35%. Получаемый концентрат зольностью 9-10% подавался на вакуум-фильтры, а отходы пенной сепарации зольностью 40-50% через сито «Каскад» присаживались к промпродукту.

Ухудшение сырьевой базы фабрики, выход из строя и неремонтопригодность флотомашин ФПС-16, перебои в поставке реагентов и их дороговизна, необходимость

сжатого воздуха, энергоемкость процесса и низкий выход получаемого концентрата предопределили поиск новых технических решений для обогащения шламовых продуктов нефлотируемой крупности.

С этой целью Укрнииуглеобогащение совместно с ЦОФ «Узловская» выполнили исследования и внедрили для обогащения шламовых продуктов винтовые шлюзы ШВЛ-1000 [73].

Винтовые шлюзы были смонтированы на отметке +25 м вместо флотомашин ФПС-16.

Крупнозернистый шлам подается в гидроциклоны ГЦ-1000 (8 шт.), где сгущенный продукт имеет плотность 180-200 г/л, что недостаточно для обогащения шлама на винтовых сепараторах. В этом случае сгущенный продукт подвергается дополнительному (до плотности не менее 400 г/л) сгущению в гидроциклонах ГЦ-630, установленных над шлюзами. Слив гидроциклонов ГЦ-1000 и ГЦ-630 направляется на флотацию, а сгущенный продукт подается в распределительный бак для равномерного распределения по винтовым шлюзам ШВЛ-1000. Количество шлюзов ШВЛ-1000 – 6 шт., а гидроциклонов ГЦ-630 – 2 шт.

Если при пенной сепарации получали два продукта (концентрат и отходы, идущие в присадку к промпродукту), то при обогащении на винтовых шлюзах – три (концентрат, промпродукт и отходы).

Концентрат направляется на вакуум-фильтры, промпродукт присаживается к промпродукту отсадочной машины ОМ-18, а отходы – подаются в илонакопитель. Эта технология позволила увеличить выпуск товарной продукции за счет снижения потерь горючей массы с отходами производства.

В табл. 4.22, 4.23 приведены результаты обогащения шламовых продуктов ЦОФ «Узловская» при различном сочетании оборудования.

Таблица 4.22

Обогащение шламовых продуктов методом пенной сепарации

Класс крупности, мм	Продукт					
	Исходный (сгущенный на ГЦ-1000)		Концентрат		Промпродукт	
	Выход γ , %	Зола A^d , %	Выход γ , %	Зола A^d , %	Выход γ , %	Зола A^d , %
0,5	49,4	32,8	42,7	10,0	54,0	44,8
0,3-0,5	24,7	33,4	23,8	6,5	24,7	51,6
0,1-0,3	18,0	34,1	26,7	7,6	13,0	57,2
0-0,1	7,9	41,9	6,8	24,1	8,3	65,4
Итого	100,0	33,9	100,0	9,5	100,0	49,8
Выход к исходному на операцию, %	100,0		39,5		60,5	
Выход к исходному на фабрику, %	5,0		2,0		3,0	
Содержание твердого, г/л	230		320		180	

Обогащение шламовых продуктов методом МВС

Класс крупности, мм	Продукт							
	Исходный (сгущенный на ГЦ-1000)		Концентрат		Промпродукт		Отходы	
	Выход γ , %	Зола A^d , %	Выход γ , %	Зола A^d , %	Выход γ , %	Зола A^d , %	Выход γ , %	Зола A^d , %
0,5	60,6	25,6	54,4	14,4	48,4	66,6	30,5	81,5
0,3-0,5	28,4	31,4	37,5	16,1	25,3	61,2	21,9	74,6
0,1-0,3	8,5	33,8	1,9	23,4	18,9	53,7	37,8	76,8
0-0,1	2,5	43,4	5,9	20,9	7,4	57,9	9,8	73,7
Итого	100,0	28,4	100,0	15,6	100,0	62,2	100,0	78,5
Выход к исходному на операцию, %	100,0		76,5		12,0		11,5	
Выход к исходному на фабрику, %	4,0		3,1		0,5		0,4	
Содержание твердого, г/л	440		270		580		820	

При зольности сгущенного продукта гидроциклонов ГЦ-630 28,4% зольность и выход концентрата составляют 15,6% и 76,5% (или 3,1% к исходному на фабрику), а отходов – соответственно, 78,5% и 11,5%.

Итак, при сравнении результатов обогащения крупнозернистого шлама на флотомашине ФПС-16 и шлюзах ШВЛ-1000 видим, что с применением последних выход концентрата на фабрике увеличился на 1,1%, а также отметим, что получение отвальных отходов и вывод их из технологической схемы улучшило состояние водно-шламовой схемы, тем самым повысив показатели работы всех обогатительных аппаратов.

4.3.6. Контроль крупности питания флотации в циклонно-ситовом классификаторе ЦСК-630 на ЦОФ «Пролетарская»

Из анализа технологических показателей работы флотации на углеобогатительных фабриках следует, что основные потери горючей массы с флотоотходами представляют собой зернистую часть крупностью +0,2 мм [74, 75]. Следовательно, контроль крупности питания флотационных машин является необходимой технологической подготовительной операцией. Применяемые для этой операции гидроциклоны имеют большую производительность, однако при низкой плотности твердого материала не обеспечивают кондиционность по крупности сливного продукта [76].

Известно, что наибольшая точность разделения по одному продукту зернистых материалов по крупности имеет место при ситовой классификации, подситный продукт которой не содержит частицы крупнее отверстий применяемых сит. Однако грохоты с ситовой поверхностью при разбавленных пульпах (≤ 100 г/л) имеют низкую

удельную производительность. В этой связи целесообразно сочетать в одном аппарате достоинства гидроциклона и грохота с ситовой поверхностью [75, 77].

Институт «Укрниуглеобогащение» разработал [78] трехпродуктовый циклонно-ситовый классификатор ЦСК-630, который работает следующим образом

Исходная суспензия под давлением через тангенциальный питающий патрубок подается в цилиндрическую часть корпуса. Под действием центробежных сил более крупные и более тяжелые частицы отбрасываются к стенкам корпуса и перемещаются вдоль винтовой линии по его конической части до песковой насадки, через которую они выводятся из классификатора.

Мелкие и легкие частицы перемещаются к оси цилиндрической части корпуса классификатора и восходящим вихревым потоком через сливной стакан поднимаются, где попадают на сито, установленное в камере слива. Основная масса частиц, меньших отверстий сита, поступает вместе с суспензией в камеру слива, затем через патрубок слива подситного продукта выводится из классификатора и направляются на флотацию.

Частицы, размеры которых больше отверстий сита, и остатки мелких частиц по внутренней поверхности сита вращающимся потоком суспензии выводятся в промежуточную камеру и направляются с помощью сливного патрубка надситного продукта в емкость исходного питания классификатора.

Образец классификатора изготовлен на экспериментальной базе института «Укрниуглеобогащение». Промышленные испытания проведены на ЦОФ «Пролетарская», где ЦСК-630 установили на отметке +37 м параллельно действующему гидроциклону ГЦ-630 [79]. Подачу питания на ЦСК-630 осуществляли путем отвода на него питания ГЦ-630. Сгущенные продукты совместно поступают на обезвоживание на неподвижные сита «Каскад», подситный продукт – в АКП-1600 и далее на флотацию, сливной (надситный) продукт возвращается в пирамидальные отстойники.

Результаты работы классификатора при размере щели шпальтового сита 0,5 мм, давлении на входе 0,29 МПа и коэффициента использования площади сита S приведены в табл. 4.24 (где Q – нагрузка по твердому, т/ч; C – концентрация твердого в пульпе, г/л; P – нагрузка по пульпе, м³/ч). Из табл. 4.24 следует, что применение ситового контроля крупности питания позволяет уменьшить содержание частиц класса более 0,3 мм и тем самым снизить их содержание в отходах. Особенно это актуально для фабрик, обогащающих угли, плотность концентратных частиц которых может достигать плотности оборотной воды, что предопределяет их попадание в сливные продукты гидроциклонов.

Таблица 4.24

Результаты испытаний ЦСК-630

Класс крупности, мм	Продукты							
	Исходный		Сгущенный		Подситный		Слив	
	Выход γ , %	Зола A^d , %	Выход γ , %	Зола A^d , %	Выход γ , %	Зола A^d , %	Выход γ , %	Зола A^d , %
$S = 0\%$								
Более 1,0	0,5	2,6	1,3	2,6	-	-	-	-
0,5-1,0	4,3	2,3	10,1	2,4	-	-	0,2	1,9
0,25-0,5	12,9	2,8	37,2	2,8	-	-	2,0	2,1
0,125-0,25	14,8	4,1	25,8	6,5	-	-	12,1	2,4
0,063-0,125	15,1	8,7	12,4	22,8	-	-	18,2	3,2

Класс крупности, мм	Продукты							
	Исходный		Сгущенный		Подситный		Слив	
	Выход γ , %	Зола A^d , %	Выход γ , %	Зола A^d , %	Выход γ , %	Зола A^d , %	Выход γ , %	Зола A^d , %
Менее 0,063	52,4	28,8	13,2	33,7	-	-	67,5	27,6
Итого	100,0	17,5	100,0	10,3	-	-	100,0	19,6
Q , т/ч	20,0		8,0		-		12,0	
C , г/л	111		565		-		73	
P , м ³ /ч	180		14,2		-		165	
$S = 50\%$								
Более 1,0	0,5	2,6	1,3	2,6	-	-	-	-
0,5-1,0	4,3	2,3	10,1	2,4	-	-	0,3	1,9
0,25-0,5	12,9	2,8	37,2	2,8	1,4	2,6	2,2	2,0
0,125-0,25	14,8	4,1	25,8	6,5	10,2	3,6	12,4	2,1
0,063-0,125	15,1	8,7	12,4	22,8	17,0	4,7	18,5	2,8
Менее 0,063	52,4	28,8	13,2	33,7	71,4	28,8	66,6	27,2
Итого	100,0	17,5	100,0	10,3	100,0	21,8	100,0	18,9
Q , т/ч	20,0		8,1		2,9		9,0	
C , г/л	111		565		79		70	
P , м ³ /ч	180		14,4		36,7		128,9	
$S = 75\%$								
Более 1,0	0,6	2,6	1,6	2,6				
0,5-1,0	2,7	2,3	7,3	2,4			0,5	1,6
0,25-0,5	10,7	3,0	31,7	3,2	3,2	3,4	3,2	2,2
0,125-0,25	15,1	5,0	25,8	7,1	13,0	2,4	10,4	1,9
0,063-0,125	18,7	7,8	15,9	26,9	19,8	3,3	17,0	2,8
Менее 0,063	52,2	28,6	17,7	35,9	64,0	27,6	68,9	26,8
Итого	100,0	17,6	100,0	13,7	100,0	18,7	100,0	19,3
Q , т/ч	19,2		7,2		6,0		6,0	
C , г/л	107		393		87		65	
P , м ³ /ч	180		18,4		69,3		92,3	
$S = 100\%$								
Более 1,0	0,6	2,8	1,4	2,8				
0,5-1,0	3,1	3,1	7,3	3,2			0,9	1,2
0,25-0,5	12,6	3,5	31,7	3,7	3,2	4,2	5,4	2,1
0,125-0,25	14,8	5,6	30,4	7,1	12,0	2,9	3,9	1,9
0,063-0,125	16,9	6,0	13,5	24,6	22,9	4,7	16,0	2,8
Менее 0,063	52,0	28,5	15,7	34,6	61,9	27,0	73,8	26,6
Итого	100,0	17,2	100,0	12,4	100,0	18,2	100,0	20,3
Q , т/ч	18,0		6,0		9,0		3,0	
C , г/л	108		418		75		66	
P , м ³ /ч	180		14,3		120,2		45,5	

Применение циклонно-ситового классификатора позволяет уменьшить содержание частиц крупностью более 0,3 мм в питании флотации на 2,4% (с 2,6% до 0,2%) при размере отверстий сита 0,5 мм и тем самым снизить их содержание в отходах на 0,7% (с 1,1% до 0,4%).

4.3.7. Применение эффективных флотореагентов на ГОФ «Самсоновская»

Изыскание и использование эффективных реагентов – один из главных факторов, от которых зависит технологическая и экономическая результативность флотационного обогащения. В настоящее время на углеобогатительных фабриках Украины при флотации углей применяются малоэффективные продукты различных отраслей промышленности: топливо для реактивных двигателей ТС-1 и дизельное в качестве аполярных собирателей, масло ПОД как вспениватель, ФНУ и Ур-410 в качестве единичных флотореагентов [80, 81].

В целях выбора более эффективных реагентов пенообразователей институтом «Укрнииуглеобогащение» проведены сравнительные исследования поверхностной и флотационной активности масла ПОД и широко применяющихся в настоящее время на углеобогатительных фабриках Кузбасса (Россия) и Караганды (Казахстан) реагентов Оксаль марки Т-66, КЭТГОЛ и композиционного реагента.

Композиционный реагент (ТУ 0252-005-45651137-2002, изм. 1, 2, 3) изготавливается на основе прямогонных керосиногазойлевых фракций переработки нефти с добавлением газойлевых фракций термических и каталитических процессов, кубовых остатков бутиловых спиртов (КОБС) и присадки для понижения температуры застывания.

Флотационный реагент КЭТГОЛ (ТУ 38.48424318-04-2000, изм. 1) – побочный продукт производства 2-этилгексанола, состоит из первичных спиртов и альдегидов алифатического и олефинового ряда разветвленного строения с числом атомов углерода C_7 , C_8 , C_{11} и C_{15} .

Флотореагент Оксаль марки Т-66 (ТУ 2456-029-05766801-94) – побочный продукт производства диметилдиоксана методом конденсации изобутилена с формальдегидом в процессе получения изопренового синтетического каучука, представляет собой смесь одно- и двухатомных диоксановых и пирановых спиртов гетероциклического строения с примесью других веществ.

Масло ПОД (ТУ У 24.1-00203826-037-2006) – смесь высококипящих продуктов окисления циклогексана, ректификация циклогексанола, поликонденсации циклогексанона; побочный продукт производства капролактама.

Физико-химические и эксплуатационные свойства указанных реагентов приведены в табл. 4.25. Как видно из представленных данных лучшими эксплуатационными свойствами обладают композиционный реагент и КЭТГОЛ. Так, вязкость кинематическая этих реагентов меньше в 10 раз, а температура застывания ниже на 12°C, чем у масла ПОД. Хорошая текучесть композиционного реагента, КЭТГОЛа и Оксаля даже при низких температурах создает благоприятные условия для транспортирования их по трубопроводам и подачи в технологический процесс, что важно для работы фабрики в холодный период года.

Физико-химические и эксплуатационные свойства флотореагентов

Показатели	Масло ПОД	Оксаля марки Т-66	КЭТГОЛ	Композиционный реагент
Плотность при 20°C, г/см ³	0,98-1,04	1,00-1,12	>0,800	<0,890
Вязкость кинематическая при 20°C, 10 ⁻⁶ м ² /с	<80	16	<8	<7,5
Фракционный состав:				
температура начала кипения, °С	-	<125	<120	-
перегоняется, %, до температуры, °С:				
160	<10	-	-	-
170	-	10	-	-
245	30	-	-	-
250	-	-	-	>40
360	-	-	-	>90
температура конца кипения, °С	-	260	290	-
Температура застывания, °С, не выше	-18	-40	-30	-30
Температура вспышки в тигле, °С, не ниже:				
открытом	64	80	66	66
закрытом	-	-	61	35
Массовая доля воды, %	<3	-	-	-
Коэффициент поверхностной активности, Дж·м ⁻¹ /г	5	11	32	42

В порядке возрастания поверхностной активности реагенты располагаются в такой последовательности: масло ПОД < Т-66 < КЭТГОЛ < композиционный реагент. Масло ПОД, широко применяемое на обогатительных фабриках в качестве пенообразователя, обладает минимальной поверхностной активностью, что предполагает повышенный расход в процессе флотации по сравнению с другими реагентами.

Флотационные свойства вспенивателей изучали при обогащении углей марки Ж в сочетании с применяемым в качестве собирателя топливом ТС-1. Расход последнего составлял 1100 г/т, расход вспенивателей – 50 и 100 г/т, содержание твердого в исходной пульпе – 100 г/л [82].

Результаты экспериментов свидетельствуют о технологических преимуществах Оксаля, КЭТГОЛа и композиционного реагента по сравнению с маслом ПОД. Так, зольность отходов флотации при применении Оксаля, КЭТГОЛа и композиционного реагента (100 г/т) соответственно на 1,2; 4,5 и 10,5% выше, чем при флотации с маслом ПОД (200 г/т). Зольность концентрата при этом возросла незначительно (на 0,1-0,4%). Таким образом, использование в качестве вспенивателей указанных реагентов по сравнению с применением масла ПОД позволяет интенсифицировать флотацию и улучшить качественно-количественные показатели разделения при одновременном снижении расхода реагентов.

Промышленную проверку флотационных свойств вспенивателей проводили на углях марок Ж, К и ОС. На ГОФ «Самсоновская» при испытаниях композиционного реагента (табл. 4.26) в качестве базы для сравнения приняли масло ПОД. В результате длительной работы флотационного отделения на новом реагентном режиме зольность отходов увеличилась в среднем на 2,6% при практически неизменном качестве концентрата. Потребность во вспенивателе уменьшилась в 7 раз. Флотационное отделение работало стабильно, избыточного пенообразования не наблюдалось. Высокие флотационные свойства композиционного реагента, хорошая текучесть при низких температурах и достаточные ресурсы для обеспечения потребностей углеобогащения позволяют рекомендовать этот реагент для широкого промышленного использования.

Таблица 4.26

Результаты испытаний флотореагентов

Углеобога- тельная фабрика	Мар- ка угля	Вспениватель		СобираТЕЛЬ		Содер- жание твердо- го в пи- тании, г/л	Зольность, %			Вы- ход кон- цен- тра- та, %
		Наименова- ние	Рас- ход, г/т	На- имено- вание	Расход, г/т		пита- ния	кон- цен- тра- та	отхо- дов	
ГОФ «Самсо- новская»	Ж	Масло ПОД	140	ТС-1	1230	179	14,4	9,2	72,4	91,8
		Композици- онный реа- гент	20	ТС-1	1190	171	13,7	9,1	75,0	93,0
ЦОФ «Проле- тарская»	К	Масло ПОД	20	ДТ*	1300	100	18,0	8,7	73,6	85,7
		Оксаль	10	ДТ*	1300	100	18,0	8,5	74,3	85,6
		КЭТГОЛ	8	ДТ*	1275	104	17,7	8,3	75,4	86,0
ЦОФ «Конд- ратьевская»	Ж	Масло ПОД	350	ТС-1	2400	100	23,0	10,5	78,0	81,5
		Оксаль	200	ТС-1	2700	95	23,0	10,5	80,3	82,1
	КЭТГОЛ	170	ТС-1	2400	108	21,9	10,0	79,5	82,9	
	ОС*	Масло ПОД	340	ТС-1	2200	160	15,8	9,5	60,2	87,6
		Оксаль	120	ТС-1	1900	140	16,2	9,3	61,9	86,9
ЦОФ «Сели- довская»	К, Ж	КЭТГОЛ	140	ТС-1	2200	160	14,7	9,4	62,0	89,9
		Масло ПОД	60	ТС-1	930	14	30,2	13,0	65,1	61,9
		Оксаль	50	ТС-1	880	142	33,4	12,1	67,2	61,3
		КЭТГОЛ	40	ТС-1	865	147	31,9	11,6	66,0	62,7

Примечания 1. Звездочкой обозначено: уголь марки ОС – окисленный. 2. ДТ – дизтопливо.

Флотационные свойства КЭТГОЛа и Оксалья марки Т-66 испытывали на ЦОФ «Пролетарская», «Кондратьевская» и «Селидовская» (табл. 4.26). Для сравнения принимали качественно-количественные показатели, полученные в период эксплуатации фабрик с применением масла ПОД. Из результатов испытаний следует, что для ЦОФ «Пролетарская» в наибольшей степени отвечает использование вспенивателя КЭТГОЛ. В сопоставимых условиях эффективность процесса с этим реагентом оказалась выше: зольность отходов возросла в среднем на 1,8%.

Аналогичные промышленные испытания в условиях ЦОФ «Кондратьевская» выявили, что замена масла ПОД на реагенты Оксаль марки Т-66 и КЭТГОЛ позволяет повысить зольность отходов соответственно на 2,3% и 1,5% для углей марки Ж и на 1,7% и 1,8% для углей марки ОС. Испытания на ЦОФ «Селидовская» показали, что наилучшие

качественно-количественные показатели флотации могут быть достигнуты при использовании в качестве вспенивателя реагента Оксаль марки Т-66, обеспечивающего возрастание зольности отходов на 2,4%. Расход реагентов вспенивателей во всех случаях снижался, а качество концентрата оставалось на прежнем уровне или улучшалось.

Результаты лабораторных исследований и промышленных испытаний свидетельствуют о целесообразности замены вспенивателя масла ПОД, широко применяющегося до настоящего времени на обогатительных фабриках Донбасса, на более эффективные – Оксаль марки Т-66, КЭТГОЛ или композиционный реагент. Указанные реагенты отличаются не только более высокими флотационными, но и эксплуатационными свойствами – меньшими вязкостью и температурой застывания.

4.3.8. Усовершенствование конструкции флотационных машин механического типа

Существенное влияние на технологию и качественно-количественные показатели флотации оказывают конструктивные особенности аппарата, в котором происходит обогащение угольных шламов. От узла аэрации зависят как технологические, так и технические характеристики флотационной машины: степень аэрации пульпы, интенсивность и длительность перемешивания ее с флотореагентами, объем эжектируемого воздуха, условия минерализации и всплывания пузырьков воздуха, образование и сохранность пенного слоя, равномерность распределения пульповоздушной смеси по камере и др.

Существует множество конструкций механических аэраторов. К наиболее распространенным из них относятся центробежные (одно- и двусторонние, трубчатые), диагональные, лопастные (широколопастные) и наклонным диском. Они применялись на углеобогачительных фабриках Украины, России и были опробованы при флотационном обогащении углей различных стадий метаморфизма.

В целях упрощения обслуживания и ремонта наиболее изнашивающихся узлов на углеобогачительных фабриках перешли в основном на аэраторы единой конструкции с импеллерами лопастного (широколопастного) типа. Однако, этим аэраторам присущи такие недостатки, как высокая материалоемкость (более 1300 кг), наличие двухстадиального успокоителя (статора и решетчатого успокоителя), повышенная турбулентность флотируемой пульпы, унос с отходами флотации угольных частиц крупностью 0,3-1 мм (приводит к потерям горючей массы) и нерегулируемость степени аэрации в камерах флотомшины. Чтобы устранить указанные недостатки, институт «Укрнииуглеобогащение» разработал аэрационный блок [83] механической флотационной машины с радиально-осевым импеллером, который выполнен из шести центробежных лопаток и двенадцати осевых лопастей. Конструкция импеллера способствует максимальному подосу воздуха с последующим его диспергированием, что интенсифицирует флотацию и снижает потребление электроэнергии. Лопастей верхнего осевого колеса импеллера при его вращении обеспечивают эжекцию воздуха через воздуховод, изготовленный из обсадной трубы и воздухозаборного патрубка с регулятором расхода. Передними кромками верхних осевых лопастей осуществляется первоначальное диспергирование пузырьков воздуха. Лопастей нижнего осевого колеса перекачивают пульпу из придонной части камеры флотомшины и смешивают ее с воздухом, поступающим в межлопаточные каналы.

Совмещение в одном импеллере двух встречно расположенных осевых колес и радиальных лопаток позволяет уменьшить высоту зоны интенсивного перемешивания

и увеличить зону спокойного всплывания минерализованных пузырьков воздуха в камере флотомашин. Это создает условия для интенсивной пульсирующей турбулентности в сочетании с волновым движением пульпы, которые способствуют максимальному подосу воздуха с последующим его диспергированием и распределением в жидкой фазе, чем обеспечивается равномерное распределение смеси в камере, увеличивается диспергирование воздуха и степень аэрации пульпы.

Пульповоздушная смесь, пройдя по межлопаточным каналам, попадает под действие центробежных сил и сил давления со стороны лопастей осевых колес импеллера, а затем выбрасывается на криволинейные лопатки статора, где направление потока изменяется с тангенциально-осевого на радиальное. Пузырьки воздуха, имеющие меньшую по сравнению с пульпой плотность, дольше находятся в межлопаточном пространстве импеллера и, попадая на радиальные лопатки, дополнительно диспергируются. Окончательное диспергирование происходит после выброса смеси с повышенной скоростью с центробежных лопаток на лопатки статора.

Статор радиально-осевого аэратора состоит из 12 изогнутых вертикальных пластин, закрепленных на образующей обсадной трубы (воздуховода). Он обеспечивает безударный отвод горизонтального сечения и распределение ее по площади горизонтального сечения камеры. Такое решение импеллерно-статорного блока позволяет устанавливать его на более высоком уровне по отношению к днищу камеры без снижения аэрационных характеристик машины. Это особенно важно для машин большой производительности, имеющих выгодные энергетические характеристики (снижение энергозатрат в 1,2-1,7 раза) по сравнению с традиционными.

Регулировка расхода воздуха на аэрацию в камере путем изменения зазора на регуляторе воздуховода дает возможность изменять в ней гидродинамические условия и, как следствие, количественно-качественные показатели процесса флотации в целом. Результаты замеров объемной нагрузки по воздуху при зазоре на регуляторе 20, 30 и 40 мм показали, что объем эжектируемого воздуха аэраторами радиально-осевого типа при этом составляет 200, 350 и 500 м³/ч соответственно.

Данная разработка находится в эксплуатации на ЦОФ «Киевская», «Октябрьская», ГОФ «Самсоновская», «Михайловская», Авдеевский КХЗ и др. [84].

Анализ показывает, что флотационные машины, модернизированные аэраторами радиально-осевого типа, гарантируют высокую селективность процесса разделения, т.е. получение флотоконцентрата меньшей зольности при более высокозольных отходах (табл. 4.27 [85]). Исследование влияния количества воздуха, засасываемого аэраторами радиально-осевого типа, на технологические показатели флотации шламов свидетельствует, что с увеличением его расхода во всех камерах одновременно возрастает зольность отходов и флотоконцентрата. В качестве оптимального рекомендуется зазор на воздушных патрубках аэраторов в первых четырех камерах равным 40 мм. что соответствует объему эжектируемого воздуха 500 м³/ч. Для снижения зольности флотоконцентрата и увеличения содержания твердого в пенном продукте объемную нагрузку по воздуху рекомендуется в последних двух камерах уменьшить до 350 м³/ч (зазор на воздушном патрубке 30 мм).

Из результатов ситового анализа следует, что потери горючей массы с отходами флотации обусловлены в основном присутствием в последних низкозольных угольных частиц крупностью 0,5-1 мм при флотации углей марки К ($A^d = 3-4\%$). Унос с отходами низкозольных частиц в машине с аэраторами радиально-осевого типа в 2,5 раза меньше, чем в отходах машин с широколопастными, и в 4,3 раза меньше, чем в отходах машин с центробежными трубчатými. Это обусловлено тем, что аэраторы

радиально-осевого типа создают лучшие гидродинамические условия в камерах, а именно – спокойную зону минерализации и пеноотстоя, в связи с чем крупные низкозольные угольные частицы всплывают на поверхность и своевременно удаляются с пенным слоем.

Таблица 4.27

Результаты работы флотомашин

Аэраторы	Зольность, %			Выход флото-концентрата, %	Извлечение горючей массы в концентрат, %	Селективность процесса флотации
	питания флотации	флотоконцентрата	отходов флотации			
ГОФ «Самсоновская»						
Радиально-осевые	17,4	11,4	71,0	89,9	96,4	1,64
Широколопастные	17,4	12,7	69,0	91,6	96,8	1,45
ЦОФ «Калининская»						
Радиально-осевые	23,3	8,4	75,3	77,7	92,8	3,31
Широколопастные	23,3	8,7	73,7	77,5	92,3	3,19
Радиально-осевые	22,7	6,5	79,6	77,8	94,2	4,22
Широколопастные	22,7	7,9	72,0	76,9	91,6	3,42
Авдеевский КХЗ						
Радиально-осевые	26,0	8,7	75,7	74,2	91,5	3,69
Центробежные трубчатые	26,0	8,7	62,8	68,0	83,9	3,68
Центробежные трубчатые	26,0	8,8	60,3	66,6	82,1	3,64
Радиально-осевые	22,1	9,6	80,4	82,3	95,5	2,67
Центробежные трубчатые	22,1	9,8	73,1	80,6	93,3	2,61
Центробежные трубчатые	22,1	9,8	56,1	73,4	85,0	2,61

Таким образом, аэраторы радиально-осевого типа гарантируют возможность более эффективной работы флотомашин и снижения потерь угля с отходами. Кроме того, конструктивные особенности этих аэраторов создают предпосылки для отработки технологии флотации в целях увеличения селективности разделения угольных частиц. Большое количество засасываемого воздуха и его регулирование обеспечивают возможность дробной подачи и эффективного диспергирования флотореагентов в пульпе по камерам, что в свою очередь позволяет снизить расход реагентов, повысить скорость флотации, увеличить плотность пенного продукта и снизить зольность флотоконцентрата.

4.3.9. Использование механической радиальной флотомашинны на ГОФ «Самсоновская»

Создание эффективной и высокопроизводительной флотационной машины занимает одно из ведущих мест в проблеме повышения технико-экономических показателей флотационного процесса. Увеличение зольности и дисперсности флотируемых шламов, происшедшее вследствие изменения характеристик рядовых углей и вовлечения в переработку некондиционных шламов из отстойников и илонакопителей, отразилось на производительности флотомашин и селективности процесса флотации.

Находящиеся в настоящее время в промышленной эксплуатации на углеобогачительных фабриках Украины флотационные машины преимущественно механического типа созданы в основном в 1975-1985 гг. Они имеют низкую удельную производительность и по показателям энерго- и материалоемкости не соответствуют современным требованиям к флотационному оборудованию: занимают значительные площади, содержат 6 - 8 аэраторов и соответственно такое же количество электродвигателей общей мощностью 220 - 300 кВт.

С целью создания флотационной машины нового поколения с пониженными энергопотреблением и металлоемкостью, оптимальными аэрогидродинамическими и технологическими характеристиками, в институте «Укрнииуглеобогащение» проводятся исследования по разработке и испытанию экспериментального образца радиальной перечистой механической флотационной машины.

В основу разработки новой флотационной машины положены следующие направления:

1. Создание малогабаритной флотационной машины наиболее рациональной радиальной (круглой) формы.

2. Разработка конструкции аэратора, обеспечивающего поступление в процесс стабильного, достаточного количества воздуха и обладающего высокой перекачивающей способностью по жидкой фазе пульпы при относительно низких энергозатратах.

3. Применение одного аэрирующего устройства с оптимальными аэрогидродинамическими характеристиками, позволяющего сократить материалоемкость машины и затраты на обслуживание, ремонт.

4. Создание в машине зон с различным, соответствующим их технологическому назначению, гидродинамическим режимом.

5. Полупрямоточное движение пульпы в сочетании с новой компоновкой секций машины и одновременным улучшением технологических показателей.

6. Обеспечение во флотационной машине направленных, восходящих с небольшой скоростью пульповоздушных потоков, способствующих интенсификации процесса всплывания минерализованных комплексов.

Экспериментальный образец флотационной машины с общим рабочим объемом 2 м³ смонтирован в главном корпусе ГОФ «Самсоновская». Подача питания флотации осуществлялась от расходомерного бака, а продукты флотации возвращались в существующую флотомашину № 4 с целью устранения влияния работы экспериментального образца на качество продуктов флотации обогатительной фабрики. Питанием флотации служил сгущенный продукт 5-й и 6-й ячеек нижних пирамидальных отстойников, сгущенный радиального сгустителя и фильтрат вакуум-фильтров, разбавляемые технической водой.

Таблица 4.28

Условия промышленных испытаний МФУ-2У

№ опыта	Нагрузка на флотомашину		Скорость вращения аэратора, об/мин.	Расход флотореагентов, г/т		Место подачи флотореагентов
	по пульпе, м ³ /ч	по твердому, т/ч		собиратель (ТС-1)	вспениватель (композиционный реагент)	
Экспериментальный образец радиальной флотомашины						
1	4,8	0,82		880	34	В бак питания
2	6,0	1,02	490	520	66	В патрубок аэратора
3	6,0	1,02		720	80	В трубу питания
4	11,0	1,38	490	1200	115	В бак питания и в патрубок аэратора
5	11,0	1,38	420	1200	115	В бак питания и в патрубок аэратора
6	12,0	1,32	490	1700	72	В бак питания, в патрубок питания и аэратора
7	12,0	1,32	490	1130	77	В бак питания и в патрубок аэратора
8	12,0	1,32	420	1130	77	В бак питания и в патрубок аэратора
9	14,7	1,66	490	1100	50	В бак питания и в патрубок аэратора
10	14,7	1,66	565	1100	50	В бак питания и в патрубок аэратора
11	10,7	1,64	490	1100	50	В бак питания и в патрубок аэратора
12	10,7	1,64	490	1100	109	В бак питания и в патрубок аэратора
13	16,5	3,0	490	1130	94	В бак питания
14	8,4	1,1	490	1130	94	В бак питания

С целью определения оптимальных аэрогидродинамических характеристик конструкцией экспериментального образца предусмотрено изменение аэрации не только путем варьирования частоты вращения электропривода с помощью тиристорного преобразователя, но и методом дросселирования воздуха через патрубок воздуховода. Это позволяет без изменения интенсивности перемешивания пульпы регулировать содержание воздуха в объеме камеры.

Производительность аэратора по воздуху определялась с помощью анемометра АСО-3. Измерение мощности электродвигателя проводилось комплектом К-50. Скорость вращения привода аэратора измерялась тахометром. Регулирование частоты вращения привода аэратора осуществлялось с помощью тиристорного преобразователя.

При изменении частоты колебаний тока с 20 Гц до 50 Гц под нагрузкой сила тока изменялась с 11,5 А до 17,5 А, при этом частота вращения привода аэратора находилась в пределах 285 об./мин.-700 об./мин.

Состояние поверхности пенного слоя в период обкатки экспериментального образца флотационной машины на пульпе позволил выбрать возможный интервал изменения частоты вращения аэратора для определения оптимального технологического режима - с 420 об./мин. до 565 об./мин. При этом расход воздуха изменялся от 110 до 270 м³/час, а сила тока - от 13,5 А до 15,5А.

Дальнейшие технологические промышленные испытания экспериментально го образца осуществлялись при изменении (табл. 4.28, 4.29):

- частоты вращения от 420 до 565 об./мин,
- нагрузки по пульпе на машину с 4,8 м³/час до 16,5 м³/час,
- содержания твердого в питании флотации от 110 г/л до 180 г/л;
- производительности машины по твердому с 0,82 т/час до 3,0 т/час.

Таблица 4.29

Результаты промышленных испытаний

№ опыта	Зольность, %			Содержание твердого, г/л			Выход концентрата, %	Удельная нагрузка, т/ч·м ³	
	исходного	концентрата	отхода в	исходного	концентрата	отходов		на экспериментальный образец	на флотационной машины фабрики
1	17,2	7,3	74,6	170	204	16	85,3	0,4	0,40
2	17,2	10,1	63,3	170	197	26	86,7	0,5	0,40
3	17,2		71,5	170		21		0,5	0,40
4	18,3	6,6	79,9	125	240	-	84,0	0,77	0,40
5	18,3	6,7	76,5	125	260		83,4	0,77	0,40
6	17,8	7,6	80,8	110	217	13	86,1	0,73	0,50
7	17,8	7,2	75,9	110	246	12	84,6	0,73	0,50
8	17,8	6,9	69,4	110	256	12	82,6	0,73	0,50
9	15,9	7,8	63,8	113	196	28	85,5	0,92	0,52
10	15,9	8,1	61,5	113	217	27	85,4	0,92	0,52
11	15,9	9,9	64,6	153	236	28	89,0	0,91	0,52
12	15,9	10,9	71,7	153	219	49	91,8	0,91	0,52
13	17,0	10,2	65,7	180	190	32	87,7	1,7	0,48
14	17,0	9,5	81,5	130	388	22	89,6	0,61	0,48

Так испытания, проведенные при скорости вращения вала аэратора 420 об./мин (опыт № 5 и № 8) и 565 об./мин (опыт № 10) показали, что зольность отходов и выход флотоконцентрата в сопоставимых условиях опытов ниже, чем при скорости вращения вала аэратора 490 об./мин. При этом объем ежектируемого аэратором воздуха равен соответственно 110 м³/час и 270 м³/час. Поэтому, оптимальной скоростью вращения вала аэратора в экспериментальном образце радиальной флотационной машины следует считать 490 об./мин, а объем ежектируемого аэратором воздуха 170 м³/час.

Флотационные реагенты добавлялись одновременно с пульпой из бака питания флотации почти во всех испытаниях, кроме опытов № 2 и 3. С целью обеспечения сопоставимых условий флотации шламов в экспериментальном образце и промышленных машинах ФЛ-7 в опытах № 4-12 дополнительно в воздушный патрубок аэратора добавлялся вспениватель, а в опытах № 3 и № 6 в загрузочное устройство дополнительно добавлялся собиратель для компенсации дробной дозировки реагентов, осуществляемой в третьей камере флотомашин ФЛ-7. При этом видно, что дополнительная подача реагентов в указанные точки является эффективной и улучшает технологические показатели процесса флотации углей.

Как следует из данных таблицы, технические возможности экспериментального образца радиальной флотационной машины равны, а по некоторым показателям превышают данные стандартных промышленных флотационных машин с шестью аэраторами.

Так, при обогащении питания флотации ГОФ «Самсоновская» в экспериментальном образце радиальной флотационной машины в количестве 4,8 м³/ час -6,0 м³/ час (0,82-1,0 т / час) и подаче реагентов в бак питания флотации в количестве 700-900 г/т собирателя и 30-80 г/т вспенивателя зольность отходов флотации составляла 74,6% и 71,5% (удельная нагрузка по твердому продукту при этом равнялась 0,4-0,5 т/ч·м³, что соответствует удельной нагрузке флотомашин ФЛ-7 на фабрике и приравнивается к их технологическим показателям. Повышение объемной производительности экспериментального образца по пульпе до 12,0 м³/час (1,32-1,38 т/час) при увеличении суммарного расхода реагентов (в бак питания флотации и воздушный патрубок аэратора) до 1100-1700 г/т собирателя и до 70-115 г/т вспенивателя позволяет извлечь в концентрат максимальное количество угольных частиц. Зольность отходов флотации при этом составляет 75,9%, 80,8% (испытание № 6, № 7). Дальнейшее же увеличение объемной производительности по пульпе до 14,7 м³/час (1,66 т/час, опыт №9, 10) или до 16,5 м³/час (3,0 т/час, опыт №13) не приводит к получению необходимых качественно-количественных показателей флотации, зольность отходов при этом снижается до 63,8-65,7%.

Таким образом, оптимальной производительностью экспериментального образца радиальной флотационной машины по пульпе следует считать 11-12 м³/час, что при содержании твердого в исходном около 120 г/л соответствует производительности 1,3-1,4 т/час. Удельная производительность экспериментального образца флотомашин по твердому составляет 0,8 т/час·м³, что более чем в 1,5 раза превышает эти показатели по сравнению с флотационными машинами ФЛ-7.

Результаты ситового анализа исходного и продуктов флотации (опыт 6) свидетельствуют о равной флотирруемости шламовых частиц различных классов крупности в экспериментальном образце (табл. 4.30). Так, зольность частиц шлама крупностью 0,125-0,25 мм при флотации уменьшается с 10,4% до 4,9%, класса 0,063-0,125 мм с 10,8% до 5,5% и класса 0-0,063 мм с 23, 5% до 11,8%, т.е. приблизительно в 2 раза.

Угольные частицы меньшей зольности крупностью 0,25-1,0 мм попадают во флотоконцентрат, а в отходах флотации количество тонких частиц крупностью 0-0,063 мм зольностью 83,0% составляет около 97%.

Таблица 4.30

**Гранулометрический состав питания и продуктов флотации
экспериментального образца радиальной флотомашинны**

Класс крупности, мм	Питание флотации		Флотоконцентрат		Отходы	
	Выход γ , %	Зольность A^d , %	Выход γ , %	Зольность A^d , %	Выход γ , %	Зольность A^d , %
1,0	0,03	3,2	0,02	2,5	-	-
0,5-1,0	1,56		2,46		-	-
0,25-0,5	12,34	4,9	17,04	3,8	-	-
0,125-0,25	18,93	10,4	27,83	4,9	1,02	44,5
0,063-0,125	9,25	10,8	11,65	5,5	2,05	
-0,063	57,89	23,5	41,00	11,8	96,93	83,0
Итого	100,00	17,2	100,00	7,6	100,00	81,8

Таким образом, предложенный тип радиальной флотационной машины является перспективным и актуальным направлением в создании принципиально нового оборудования для флотации угля.

1. По своим удельным показателям (производительность по твердому, энергоёмкость) и техническим возможностям (степень аэрации, поступление в процесс стабильного и достаточного количества воздуха) экспериментальный образец радиальной флотационной машины с одним аэратором радиально-осевого типа превышает серийные образцы флотационных машин с шестью аэраторами.

2. Аэратор радиально-осевого типа интенсивно диспергирует и равномерно распределяет воздух по всему объёму флотируемой пульпы. Возможность регулирования расхода воздуха на аэрацию во флотомашине позволяет изменять гидродинамические условия в зависимости от характеристик исходного материала и, как следствие, качественно-количественные показатели продуктов флотации.

3. Использование одного блока-аэратора снижает потребление электроэнергии и металлоёмкость по сравнению с существующими образцами флотационных машин в 1,5-2 раза, сокращает расходы на обслуживание и ремонт флотационного оборудования, что является актуальным.

**4.3.10. Применение конусного грохота ГК-8М для снижения сброса
твёрдой фазы в илонакопитель ГОФ «Луганская»**

ГОФ «Луганская» ГХК «Луганскуголь» обогащает угли марки «ДГ» и «Г». Сырьевая база представлена в основном углями шахты «Луганская», а также рядом других шахт, в том числе шахт Западного Донбасса.

Водно-шламовая схема фабрики достаточно развита и характеризуется большим числом операций по обработке и улавливанию шламов, а также многопоточно-

стью, т.е. параллельными потоками переработки шламовых продуктов. Несмотря на это, значительное количество полезного компонента сбрасывается в илонакопитель. По данным опробований 2002 г. зольность сбросов составляет 61,0%.

С целью снижения потерь топлива путем дополнительного извлечения его из сбрасываемого в илонакопитель шламового продукта на операции классификации слива гидроциклона был установлен конусный грохот ГК-8М, оснащенный щелевым колосниковым (шпальтовым) ситом с шириной отверстий 0,2 мм [87]. Колосники сита ориентированы вдоль образующей конуса.

Особенностью конструкции грохота ГК-8М является загрузочное устройство, позволяющее, во-первых, равномерно распределить исходную пульпу по окружности большего основания конуса; во-вторых, обеспечить скоростной напор струй исходного питания по касательной к окружности большего основания, позволяющий реализовать спиралевидное движение материала по внутренней поверхности конического сита; и, в-третьих, с целью повышения срока службы сит изменить направление потока пульпы в загрузке на противоположное путем переключения подачи пульпы на другой ряд распределительных патрубков.

Второй особенностью конструкции грохота ГК-8М является наличие механизма простукивания, позволяющего устранять залипание отверстий рабочей поверхности [88]. Результаты работы грохота ГК-8М приведены в табл. 4.31.

Таблица 4.31

**Результаты технологических испытаний конусного грохота
ГК-8М на ГОФ «Луганская»**

Классы крупности, мм	Продукт							
	исходный		надрешетный			подрешетный		
	Гранулометрический состав	Зола, %	Гранулометрический состав, %		Зола, %	Гранулометрический состав, %		Зола, %
			к продукту	к исходному		к продукту	к исходному	
+1,0	-	-	-	-	-	-	-	-
0,5-1,0	0,2	3,5	2,4	0,2	3,0	-	-	-
0,2-0,5	4,8	3,3	48,8	4,0	3,8	0,9	0,8	8,0
0,1-0,2	5,3	12,2	15,9	1,3	18,9	4,3	4,0	10,0
-0,1	89,7	67,3	32,9	2,7	73,4	94,8	87,0	67,1
Итого	100,0	61,2	100,0	8,2	29,1	100,0	91,8	64,1
С, г/л	70		350			65		
Э ₂ , %					95,0			
Э ₁ , %					79,3			
Q, т/ч					28			
V, м ³ /ч					400			

Грохот установлен на отметке +18,0 м главного корпуса фабрики. Исходное питание (слив гидроциклонов ГЦ-630, расположенных на отметке +28,0 м) подается в загрузочное устройство грохота по трубе диаметром 328 мм, имеющей уклон 10°. Продукты грохочения распределяются следующим образом: надситный по желобу, установленному с наклоном 56° подается на ленточный вакуум-фильтр ЛОП-15, а подситный по желобу с уклоном около 10° направляется в сливной бак и далее в ило-накопитель.

В процессе проведения промышленных испытаний осуществлялся отбор проб трех продуктов: питание грохота ГК-8М из сборного бака слива гидроциклонов ГЦ-630 на отметке 28,0 м; надситный продукт грохота в загрузочном желобе ленточного вакуум-фильтра на отметке +12,0 м; подситный продукт грохота в желобе на отметке +12,0 м. Отбор проб осуществлялся в режиме устойчивой работы фабрики. Пробы отбирались с интервалом времени 1 час и накапливались в отдельных емкостях.

В процессе испытаний установлено [87], что использование простукивающего устройства позволяет полностью исключить процесс «залипания» сит. Испытания простукивающего устройства с частотой срабатывания ударного механизма 11, 14, 17 и 20 ударов в минуту позволили установить, что при частоте срабатывания устройства 14 и 17 ударов в минуту «залипание» сит полностью исключено на любых углях произвольной нагрузке по исходному.

Объем пульпы поступающий на грохот составил 300-400 м³/ч. Производительность по твердому 18-28 т/ч, удельная производительность – 2,5-3,1 т/ч·м². При граничной крупности разделения 0,2 мм эффективность грохочения по нижнему классу составила в среднем 94,8%, эффективность грохочения по двум продуктам – 76,7%.

Анализ приведенных данных показывает, что отсеив значительной части высокозольного продукта на грохоте ГК-8М позволил получить надрешетный продукт зольностью 27,9-35,7% который после обезвоживания на ленточном вакуум-фильтре ЛОП-15 может быть присажен к общему концентрату.

Результаты испытаний конусного грохота ГК-8М показали, что за счет высокой точности классификации на нем фактором экономической эффективности является увеличение выхода концентрата путем улавливания 1,5-2,0 т/ч крупнозернистого шлама зольностью 27,9-35,7% из жидких отходов зольностью 59,9-61,7% сбрасываемых в илонакопитель.

4.4 Совершенствование технологии улавливания вредных выбросов с целью снижения их влияния на атмосферу, фауну и флору

4.4.1. Общие сведения

Переработка полезных ископаемых на обогатительных фабриках оказывает определенное воздействие на окружающую среду. Процессы дробления, измельчения, транспортирования сухого материала, сушки, обжига продуктов окисления концентратов являются источником выделения пыли и газов в атмосферу.

Источником сточных и оборотных вод на обогатительных фабриках являются сливы обезвоживающих, обесшламливающих, промывочных аппаратов и хвосты обогащения. Загрязняющими примесями в них являются твердые частицы, соли жестко-

сти, ионы тяжелых металлов и органические вещества. Содержание примесей обычно во много раз превышает предельно допустимую концентрацию (ПДК) их в водоемах санитарно-бытового использования.

Неочищенные сточные воды, содержащие взвешенные примеси и реагенты, являются причиной нарушения экологической системы со всеми отрицательными последствиями.

Источником твердых отходов производства являются хвосты обогащения. Нерациональное их складирование наносит вред природной среде, загрязняя воздух пылью и грунтовые воды примесями.

Охрана окружающей среды при переработке полезных ископаемых должна гарантироваться надежными системами обеспыливания, очистки сточных вод, рациональной организацией отвального и хвостового хозяйства.

Выбор способов и схем очистки сточных вод, а также системы пылеулавливания на обогатительных фабриках зависит от характера обогащаемого полезного ископаемого, применяемых методов обогащения, реагентов и т.д.

Снижение негативного влияния вредных выбросов на окружающую среду при обогащении полезных ископаемых осуществляется по следующим основным направлениям:

- совершенствование технологии улавливания вредных выбросов сушильных установок;
- замена сушки угля механическим обезвоживанием;
- снижение шума на рабочих местах;
- применение камерных фильтр-прессов для складирования флотоотходов в породных отвалах;
- очистка сточных и оборотных вод.

4.4.2. Совершенствование технологии улавливания вредных выбросов сушильных установок

При переработке и транспортировании полезных ископаемых образуется пыль.

Промышленной пылью называются дисперсные системы, состоящие из вредных частиц крупностью не более 0,5 мм, образующие в воздухе (газе) более или менее устойчивые взвеси [89].

Источником образования производственной пыли на обогатительных и агломерационных фабриках являются процессы дробления, сухого измельчения, пневматического обогащения.

Пыль, находящаяся во взвешенном состоянии в воздухе, не только оказывает вредное влияние на здоровье обслуживающего персонала, но и может быть источником пожара или взрыва (угольная пыль). Попадание пыли на трущиеся части аппаратов и механизмов приводит к ускорению их износа.

Влияние пыли на здоровье людей зависит от ее дисперсности, физико-химических свойств и характера воздействия на организм человека. По физико-химическим свойствам пыль подразделяется на ядовитую и нейтральную. К первой группе относится пыль свинцовых руд, ртутная, мышьяковая, радиоактивная и др. Эта пыль обладает общетоксичным действием и, попадая в организм, разрушает его.

При вдыхании воздуха, загрязненного нейтральной по химическим свойствам тонкой пылью, последняя проникает в слизистые ткани дыхательных путей, вызывая тяжелые хронические заболевания: кварцевая пыль – *силикоз*, угольная – *антракоз*,

асбестовая – *асбестоз*. Особенно вредна кварцевая пыль, частички которой обладают острыми режущими краями, ранящими органы дыхания. Установлено, что при работе в запыленных условиях силикоз в среднем развивается за 5-8 лет, антракоз – за 10 лет.

В зависимости от содержания в пыли свободного кремнезема установлены предельные нормы запыленности воздуха производственных помещений, приведенные в табл. 4.32.

Таблица 4.32

**Предельные нормы запыленности рабочей зоны
производственных помещений обогатительных фабрик**

Пыль	Содержание свободного кристаллического SiO ₂ , %	Предельная норма пыли в воздухе, мг/м ³
Породная	Более 70	1
	10-70	2
Силикатная (тальк и др.)	Более 10	4
Барита, апатита, фосфорита и др.	Менее 10	6
Искусственных абразивов	Не содержит	5
Цемент, глины и др.	Не содержит	6
Угольная	Более 10	2
	Менее 10	4
	Не содержит	10

Процесс пылеулавливания имеет большое значение для поддержания необходимых санитарных условий работы обогатительной фабрики, а также для устранения потерь и загрязнений окружающей среды.

Применяются следующие способы борьбы с образованием пыли: орошение полезных ископаемых в допустимых пределах и мест пылевыделения; устранение больших перепадов при транспортировании полезных ископаемых; локализации и аспирация мест образования пыли; применение местной и общеобменной вентиляции.

Запыленный воздух, содержащий более 50 мг/м³ твердых частиц, перед выпуском в атмосферу обязательно очищается в пылеулавливающих аппаратах.

Пылеулавливающие аппараты подразделяются на пылеосадительные камеры, инерционные и центробежные пылеуловители, пылевые фильтры и электрофильтры. Некоторые аппараты могут применяться в комбинации с мокрым пылеулавливанием.

Пылеосадительные камеры основаны на принципе осаждения пыли под действием сил тяжести и предназначены для выделения из потоков запыленных газов крупной пыли (частиц крупнее 100 мкм).

Пылеосадительная камера представляет собой вытянутый в длину параллелепипед с воронками, разделенный наклонными щитами на ряд продольных каналов, по которым направляется запыленный воздух. Осаждение пыли происходит вследствие резкого снижения скорости входящего в камеру воздушного потока. Осевшая пыль

опускается в воронки, откуда выгружается винтовым конвейером. Степень улавливания пыли в пылеуловительных камерах составляет 40-70%.

Циклоны относятся к пылеуловителям инерционного типа и предназначены для улавливания пыли крупностью более 10 мкм. Принцип действия циклонов состоит в следующем. Пылегазовая смесь подается в циклон по тангенциальному патрубку по касательной к внутренней поверхности цилиндрической части корпуса со скоростью до 25 м/с и вместе с пылью движется внутри циклона по винтовой линии сверху вниз. Частицы пыли под действием центробежных сил прижимаются к внутренним стенкам и далее под воздействием газового потока и силы тяжести движутся по спирали сверху вниз, где разгружаются через специальный насадок в конической части циклона. Очищенный от пыли воздух удаляется через осевой патрубок в верхней части циклона. Эффективность очистки воздуха в циклонах составляет 60-80%.

Батарейные циклоны, состоящие из отдельных небольшого размера циклонов, которые работают параллельно, применяются для выделения пыли крупностью до 5 мкм.

Рукавные фильтры предназначены для улавливания тонкой пыли (менее 10 мкм). Эффективность пылеулавливания до 99%. Чаще всего их применяют для окончательной очистки воздуха после циклонов и батарейных циклонов. Рукавные фильтры являются аппаратами периодического действия. Конструктивно рукавный фильтр представляет камеру, разделенную поперечными перегородками на ряд секций. По высоте каждая секция горизонтальной перемычкой разделена на верхнюю вакуумную камеру и нижнюю камеру, являющуюся приемником для пыли. Патрубком секция соединяется с вытяжным вентилятором, благодаря чему в промежутках между рукавами создается разрежение. Пылевоздушная смесь через нижнюю камеру (пылевой бункер) по трубе засасывается внутрь рукавов, фильтруется через ткань, очищается от пыли, которая задерживается на внутренней поверхности рукавов, и затем выбрасывается вентилятором в атмосферу. По мере накопления внутри рукавов слоя пыли сопротивление ткани прохождению воздуха увеличивается, производительность по воздуху снижается. Поэтому автоматически через каждые 5-10 мин. одна из секций фильтра с помощью клапана перекрывается и в течение 0,5-1 мин. рукава встряхиваются механизмом. Одновременно через патрубок в данную секцию подается сжатый воздух для лучшей очистки ткани от пыли. При встряхивании пыль из рукавов осыпается в пылевой бункер, откуда непрерывно удаляется шнеком. После очистки рукавов от пыли клапан открывается, и секция снова включается в работу.

Электрофильтры предназначены для улавливания тонкой пыли крупностью до 0.1 мкм из воздуха и газов различного химического состава, различной влажности и температуры. Электрофильтры характеризуются большой производительностью, малым потреблением электроэнергии и эффективностью улавливания пыли (до 99%). Электрофильтры рекомендуется применять при необходимости тщательной очистки большого количества газов или воздуха, содержащих тонкодисперсную ценную или токсичную пыль, а также для очистки воздуха вентиляционных установок.

Конструктивно электрофильтры аналогичны электрическим сепараторам с коронирующими электродами. Коронирующие и осадительные электроды монтируются в герметичной камере, через которую в промежутках между коронирующими и осадительными электродами снизу вверх проходит очищаемая пылегазовая смесь. Под влиянием коронных разрядов частички пыли заряжаются отрицательно и осаждаются на осадительных электродах. Периодически пыль с осадительных электродов стряхивается в пылевой бункер, а очищенный газ выбрасывается в атмосферу.

На обогатительных фабриках чаще всего применяют пластинчатые электрофильтры типа УВП (угольный вертикальный пластинчатый) для улавливания взрывоопасной пыли и ДВП (дымовой вертикальный пластинчатый) для улавливания невоспламеняющейся пыли из дымовых газов сушильных установок и для очистки воздуха вентиляционных установок.

Простой мокрый пылеуловитель представляет собой цилиндрический резервуар, заполненный водой, через которую барботирует (пробулькивает) запыленный воздух, подаваемый по центральной трубе. Проходя через слой воды, воздух освобождается от пыли и удаляется через патрубок в верхней части корпуса пылеуловителя. Пыль осаждается, скапливаясь в конической части пылеуловителя, и выводится в виде шлама через разгрузочный патрубок. Фильтры пригодны для улавливания пыли крупностью до 5 мкм.

Пенный мокрый фильтр с решеткой состоит из цилиндрической и конической частей. В цилиндрической части установлена решетка. Запыленный газ поступает по трубе и проходит через решетку, образуя пену, которая сливается через отверстие. Толщина слоя пены регулируется порогом и составляет 100-200 мм. Газ при этом тщательно перемешивается с жидкостью. Вода подается через отверстие. Пена с задержанными в ней частичками пыли сливается по трубе. Крупные частички осаждаются в коническую часть пылеуловителя и отводятся вместе с водой через патрубок. Очищенный газ удаляется по трубопроводу. Пенные пылеуловители пригодны для улавливания пыли крупностью до 1 мкм. Эффективность пылеулавливания составляет до 99%. Оптимальная скорость движения запыленного газа при прохождении через решетку составляет 2-2,5 м/с.

В скруббере Вентури производительностью 4000 м³/ч запыленный газ или воздух подается в трубу Вентури, на выходе которой установлено брызгало для распыления подаваемой воды. Крупные частицы, смачиваясь водой, сразу выпадают в осадок. Более тонкие частицы улавливаются при прохождении газа через решетку корпуса и насадку, смачиваемую водой из брызгал. Очищенный газ проходит через каплеуловитель, камеру и удаляется в атмосферу. Частицы осаждаются в шламовый бункер, из которого разгружаются специальным устройством.

Аппараты для улавливания пыли используются при сушке, в схемах пневматической сепарации и обогащения, очистки воздуха дробильных отделений, сортировок и обогатительной фабрики в целом. В зависимости от содержания, крупности и ценности пыли применяются одно-, двух- и трехступенчатые схемы пылеулавливания, обеспечивающие очистку воздуха до санитарных норм.

В последние годы для обеспыливания дымовых газов разработана и внедрена установка, представляющая собой систему пыле- и золоулавливания, включающую в себя: разгрузитель-пылеконцентратор, диффузорный пылеконцентратор и выносные циклоны. Благодаря вводу в систему газоочистки элементов, способствующих стабилизации процессов формирования дисперсных тел из отсепарированных частиц, получены положительные результаты [90].

Принцип пылеулавливания заключается в применении вихревых разгрузитель-пыле-концентраторов для сгущения пыли в небольшие объемы с последующим выделением в высокоэффективных одиночных циклонах. Пылеконцентраторы обладают высокой пропускной способностью, выделение пыли из газового концентрата осуществляется в одиночных противоточных циклонах. Это техническое решение позволило создать установку относительно небольших размеров, способную выполнять очистку необходимых объемов газов.

Внутренняя поверхность разгрузителя покрыта слоем абразивного материала (чугуна), что увеличивает срок работы аппарата. Устройства для регулирования потоков на разгрузителе-пылеконцентраторе позволяют проводить очистку дымовых газов в зависимости от нагрузки котла.

Запыленный поток проходит через разгрузитель-пылеконцентратор, где освобождается от крупных частиц и сгустков, а остальная часть концентрируется на периферии и выводится в выносной циклон. В таких циклонах зола выделяется наиболее эффективно, поскольку в транзитных приемниках происходят процессы затухания потоков и формирования слоя частиц.

Промышленные испытания установки показали (табл. 4.33), что реально общая эффективность системы пыле- и золоулавливания составляет 94,2-94,8% (в зависимости от нагрузки котла), гидравлическое сопротивление – 1500 Па, производительность по дымовым газам – до 45000 м³/ч.

Таблица 4.33

Параметры эффективности установки пыле- и золоудаления

Расчетные параметры	Размер частиц, мкм			
	>60	20-60	10-20	0-10
Функциональный состав уноса котла $\dot{\epsilon}_i$, %	82,2	5,4	5,9	6,5
Функциональная эффективность, %				
первой ступени $\dot{\eta}_{i0}$	94	79	22	6
второй ступени $\dot{\eta}_{i1}$	99,9	97	68	45
третьей ступени $\dot{\eta}_{i2}$	99,9	98	75	56
циклона $\dot{\eta}_{i3}$	99,9	99,8	94	71
системы пыле и золоулавливания $\dot{\eta}_i$	99,9	99,7	89	59
Общая эффективность, %			96,1	

В настоящее время проводятся исследования и осуществляется разработка конструкции пылеуловителя производительностью до 250 тыс. м³/ч и эффективностью не менее 95%, которая в блочном исполнении может быть рекомендована к промышленному внедрению на современных угольных ТЭС. Пылеуловители такой конструкции можно использовать в малой энергетике, а также во всех отраслях промышленности, связанных с транспортировкой, складированием и переработкой дисперсных материалов и другими процессами, сопровождающимися выделением большого количества пыли. Их внедрение позволит уменьшить выбросы пыли в атмосферный воздух по сравнению с батарейным циклоном в 4-6 раз.

Для обеспыливания сушильных газов до содержания в нем не более 50 мг/м³ твердого ГП «Укрнииуглеобогащение» разработаны различные конструктивные решения по усовершенствованию пылеулавливающих систем сушильных установок, основные технологические особенности изложены в [91].

Однако наиболее кардинальным методом снижения вредных выбросов на углеобогащительных фабриках является замена сушки угля механическим обезвоживани-

ем. Примеры работы ЦОФ «Свято-Варваринской» показывают, что применение осадительно-фильтрующих центрифуг типа «Декантер» и гипербарфильтров «НВФ-S» позволяет получать влажность отгружаемого общего концентрата на уровне 8-9% [92], что исключает необходимость наличия сушилки. При этом естественно отсутствуют выбросы присущие сушильным установкам. В этом направлении и необходимо двигаться всем углеобогачительным фабрикам.

4.4.3. Снижение шума на рабочих местах

Главными производственными вредностями для здоровья работников обслуживающего персонала на предприятиях по переработке полезных ископаемых и по производству строительных материалов являются повышенная запыленность воздуха, производственная вибрация, опасности – поражение электрическим током, а наиболее значимым вредным фактором является высокий уровень шума на рабочих местах.

Многочисленными работами последних нескольких десятков лет было достаточно убедительно показано, что шум вызывает изменения не только в органе слуха, но и во многих других органах и системах организма. Клинические наблюдения и экспериментальные исследования свидетельствуют о том, что в первую очередь страдает центральная нервная система, сердечно-сосудистая и многие другие. Шум оказывает раздражающее действие на человека, изменяет его поведение, мешает разборчивости речи, способствует понижению производительности труда, возникновению профессиональных заболеваний и росту травматизма [93].

Установлено, что шум глубоко влияет на весь организм человека в целом. Австралийские ученые отмечают: наиболее восприимчивы к шуму люди пожилого возраста. Так в возрасте до 27 лет на шум реагируют 46.3% людей, в возрасте 28-37 лет – 57%, в возрасте 38-57 лет – 62,4%, а в возрасте 58 лет и более – 72% [94]. А на карьерах работают люди, средний возраст которых составляет 30-50 лет.

Степень физиологического воздействия шума на человека зависит от интенсивности шума, его частотного состава и времени действия. Особенно вредное действие оказывают звуки большой интенсивности и высокой частоты, а также, непрерывное и продолжительное однообразное звучание того или иного источника звука.

В связи с этим были проведены исследования уровней шума на рабочих местах некоторых предприятий с целью выявления шума и определения уровней звукового давления различного оборудования (табл. 4.34) [95].

Из табл. 4.34 видно, что наиболее интенсивными источниками излучения являются конусные дробилки, которые как, оказалось, занимают больший процент от общего оборудования, используемого на предприятиях для производства строительных материалов.

К большому сожалению, в современных рыночных условиях большинству предприятий нерудной промышленности решение вопросов охраны труда является невыгодным и соответственно, внимание условиям труда на предприятии не уделяется. Потому, что на стадиях дробления и измельчения полезных ископаемых перед предприятиями стоит бизнес-задача по дезинтеграции в течение установленного промежутка времени определенного объема материала, обладающего конкретными физико-техническими свойствами, до определенной последующими технологическими переделами крупности с наименьшими инвестиционными расходами и эксплуатационными затратами. В условиях увеличения спроса на строительный материал, в каче-

стве основных ограничений при реализации этой задачи на уже действующих карьерах выступают:

- а) обновление существующей технологической схемы;
- б) время, за которое планируется эту схему модернизировать.

Таблица 4.34

Уровень шума на рабочих местах

Карьер	Профессия	Фактическое значение уровня звука, дБа	
Участок дробильно-щебеночного комплекса ЦГОКа	Дробильщик дробилки КСД и КМД	86	80
	Машинист конвейера	93	
Криворожский гранитный карьер	Машинист конвейера	96	80
	Дробильщик	96	
	Грохотовщик	98	
	Бункеровщик	94	
	Электрогазосварщик	88	
ЗАО «Карьер Старокрымский»	Дробильщик, дробление горной массы на щебень	89	80
ДП «Крымавтодор»	Грохотовщик-дробильщик	87	80
ПКО «Крым» карьер «Лозовое»	Средняя часть дробилки КСД	89-96	
КП «Крымское карьероуправление» к-р «Петропавловский»	Рабочее место на ДСЛ	88	80
ОАО карьер «Мраморный»	Площадка двигателя	84-87	80
	Средняя часть дробилки	94	
	Станина	93	
	Площадь грохота	85	
	Площадка м/у грохота и дробилки	85-89	
	Кабина управления (пультовая)	80-85	
	Кабина управления - выгрузка в бункера	80-85	
	Лента	80-85	
	59		

На основе имеющегося научно-технического задела продолжается модификация конусных дробилок. По всему ряду предлагается механизация трудоемких процессов обслуживания, например, система дистанционного управления разгрузочной

щели с помощью гидромеханизации. Изготовлен первый образец дробилки, оснащенный системой диагностики [96].

Технические решения в основном связаны с технологическими показателями дробилки (производительность, крупность, форма кусков), надежностью и ресурсом работы узлов и деталей машины, от которых напрямую зависят эксплуатационные затраты. Однако не затраты с целью уменьшения показателей излучения звука и вибраций, которые негативно влияют на здоровье работников.

Примером технического решения снижения уровня шума на рабочих местах является внедрение комплекса КПУ-800 вместо четырех грохотов ГРС-1А и одного грохота ВП-2 [97, 98]. Из табл. 4.35 следует, что уровень звука снизился на 4 дБа с 85 до 81 дБа, также были уменьшены уровни звукового давления по всем октавным полосам и на всех частотах.

Таблица 4.35

Шумовые характеристики грохотов

Тип грохота	Уровень звука, дБа	Уровни звукового давления в октавных полосах (дБ), на среднегеометрических частотах (Гц)							
		63	125	250	500	1000	2000	4000	8000
КПУ-800	81	70	72	70	72	74	75	67	66
ГРС-1А + ВП-2	85	75	76	78	78	82	79	69	67
ТУ 12 УССР-2-2-24-84	103	92	94	92	94	96	97	89	88

4.4.4. Способы складирования флотоотходов в породных отвалах или выработанных пространствах шахт

Основной причиной складирования флотоотходов в породных отвалах или выработанных пространствах шахт является дефицит земельных участков, пригодных для создания (расширения) илонакопителей.

Имеющееся законодательство Украины предписывает предприятиям в перспективе отказаться от илонакопителей и перейти на иные способы складирования флотоотходов [99].

Основным направлением складирования флотоотходов является их складирование в породных отвалах. Наиболее действующим, но многозатратным является перевод флотоотходов в транспортабельное состояние, перемешивание с гравитационными отходами и совместное складирование в породных отвалах.

Опыт работы ЦОФ «Чумаковская», ЦОФ «Киевская», ОФ «Свято-Варваринская», ОФ АКХЗ [92, 100-102] показал, что применение фильтр-прессового отделения, включающего в себя операции сгущения флотоотходов в сгустителях С-10 или радиальных сгустителях и камерных или ленточных фильтр-прессах позволяет получить осадок с влажностью, соответственно по указанным фабрикам, 23,8; 27,3; 35,0 (ленточный фильтр-пресс) и 13,5%. Общая влажность отходов, складированных в породном отвале, составила, соответственно, 14,9; 15,4; 9,6 и 15,4%.

Илонакопители ЦОФ «Чумаковская» и ЦОФ «Киевская» были рекультивированы и используются под породные отвалы. Илонакопитель ОФ АКХЗ остановлен на

рекультивацию, и в настоящее время часть его используется под случайные сбросы. ОФ «Свято-Варваринская» спроектирована без илонакопителя.

Вывод из эксплуатации илонакопителей улучшает экологическую обстановку на промплощадках фабрик за счет снижения пылевыделения и уменьшения фильтрации воды.

Другим направлением складирования жидких отходов является использование породы гравитации и связующих материалов для приготовления транспортабельной смеси и складирования в породных отвалах.

Этот способ включает в себя сгущение отходов флотации в сгустителях с осадкоуплотнителем и смешивание сгущенных отходов с негашеной известью и породой [103].

Опытно-промышленная установка для подготовки отходов флотации и складированию была смонтирована на ЦОФ «Криворожская».

Установка состоит из сгустителя с осадкоуплотнителем, насоса для перекачивания сгущенных осадков, воронки для аккумуляции сгущенных осадков, бункера для породы, бункера для связующего вещества, смесителя С-185 для приготовления отвальной смеси, бункера с секторным затвором для накопления смеси, скиповых подъемников для транспортирования породы и связующего вещества, скипового подъемника для транспортирования смеси.

Отходы флотации из флотомашин, обработанные полиакриламидом, направляются в сгуститель с осадкоуплотнителем. Осветленная вода из сгустителя поступает в наружные отстойники, откуда возвращается на фабрику. Сгущенный продукт по желобам с углом наклона около 12° самотеком перемещается в зумпф насоса, который перекачивает сгущенный осадок в узел смешивания. Сгущенный осадок из воронки разгружается роторным разгрузчиком в смеситель, где перемешивается с породой и связующим веществом. Полученная смесь секторным разгрузчиком выгружается в скип и транспортируется в аккумулярующий бункер.

Из бункера смесь вывозится автомашинами на специальную площадку в районе плоских отвалов фабрики.

Испытания установки проводились при производительности по отвальной смеси от 5 до 20 т/ч, расход полиакриламида при сгущении отходов составлял 40 г/т, расход негашеной извести – от 30 до 300 кг/т. Содержание твердого в отходах флотации, поступающих в сгуститель достигало 40 г/дм^3 , содержание твердого в сгущенных осадках, направляемых на смешивание, изменялось от 580 до 920 г/дм^3 ; влажность породы составляла 7,2-12,5%, средневзвешенная крупность породы 14,5-31,8 мм влажность отгружаемой смеси 13-23%, продолжительность перемешивания в смесителе 2-4 мин.

На установку поступали отходы флотации и смесь отходов с фугатом центрифуг для обезвоживания промпродукта. Содержание классов менее 0,06 мм – 66,1% (в отходах флотации), классов 0,25-0,06 – 30%. При добавлении к отходам фугата центрифуг в питание сгустителя увеличивается количество крупных зерен. Выход класса 0,5-1,0 мм составляет 9,4%, класса 0,25-0,06 мм – 40,6%, а содержание класса менее 0,06 мм снижается до 49%. В некоторых опытах в качестве добавки для приготовления смеси вместо извести использовался шлак сушильных установок фабрики. Порода (без дополнительного дробления и обезвоживания), негашеная известь и шлак доставлялись к установке автомашинами.

Опытами установлено, что отвальная смесь, приготовленная из отходов флотации и породы без связующих веществ, пригодна для накапливания в бункерах, транс-

портирования автомашинами и складирования в плоском отвале, если ее влажность не более 16-17%, а величина сопротивления сдвигу не менее 7-7,5 н/м².

На ЦОФ «Криворожская» количественное соотношение отходов флотации и породы составляет 1:4,6. В этих условиях содержание твердого в сгущенных осадках и влажность породы, обеспечивающее требуемую влажность смеси, находятся в следующей зависимости:

Содержание твердого в осадках, г/дм ³	Влажность породы, %, не более
750	6,1
800	7,6
850	8,7
900	10,6

Отвальная смесь, приготовленная из отходов флотации и породы со связующими веществами, пригодна для аккумуляирования в бункерах транспортирования автомашинами и складирования в плоском отвале, если ее влажность не более 22-23%, а величина сопротивления сдвигу не менее 7-7,5 н/м².

Необходимые для достижения такой влажности смеси содержание твердого в осадках, влажность породы и расход связующих веществ даны в табл. 4.36.

Таблица 4.36

Соотношение компонентов отвальной смеси

Содержание твердого в осадках, г/дм ³	Влажность породы, %, не более	Расход связующих веществ	
		негашеной извести	шлака
650	10,8	100	500
700	12,9	60	400
750	14,2	50	300
800	15,5	30	200
850	16,8	20	100
900	17,5	20	100

При погрузке двухкомпонентной смеси влажностью 16-17% (без извести или шлака) и трехкомпонентной смеси влажностью 20-22% в автосамосвал материал приобретает форму кузова. При выгрузке смеси из машины налипания на стенки кузова не наблюдается. В отвале смесь несколько растекается, однако по истечению 1-3 суток она значительно упрочняется, что позволяет перемещать ее бульдозерами для формирования общего профиля отвала.

Наблюдения показали, что после двухмесячного нахождения в отвале смесь из отходов флотации и породы подвержена частичному размыванию. Применение извести значительно повышает устойчивость смеси и уменьшает размывание и выветривание отходов флотации из отвала.

Технико-экономическое сравнение данного метода подготовки отходов флотации к складированию с другими известными методами показывает, что рекомендуемый метод имеет преимущество при расходе извести не более 150 кг/т.

В результате испытаний установлено, что влажность смеси, пригодной для транспортирования и складирования не должна превышать 16% (без применения связующих веществ) при условии содержания твердого в отходах флотации 650-800 г/л, влажности породы 10,8-14,2%, средней крупности породы 22,6 мм и соотношении отходов флотации и породы 1:4,6. Применение негашеной извести в качестве связующей добавки увеличивает прочность смеси, но усложняет процесс подготовки отходов флотации к складированию.

В качестве связующих материалов могут быть использованы: цемент, зола и т.д.

Представляет интерес опыт захоронения твердой фазы отходов углеобогащения в выбранном пространстве угольных шахт в Кузбассе, накопленный институтом Кузнииуглеобогащение [104, 105].

На шахте им. С.М. Кирова с 1968 г. используются старые горные выработки уклонных полей шахты для очистки шламовых вод углеобогащительных фабрик шахт им. С.М. Кирова и «Комсомолец». Технология этого процесса состоит в следующем.

Фугаты центрифуг УЦМ-2а плотностью 60-100 г/л, содержание 99,7% класса менее 50 мкм с зольностью 50-55%, перекачиваются в зумпф емкостью 80 м³ и насосом ШН-270 перекачиваются в скважину, пробуренную в затопленный отработанный пласт угля. Спуск фугатов в выработанное пространство пласта угля осуществляется по буровой скважине, обсаженной трубами диаметром 100 мм. В целях изоляции вышележающих пластов обсадные трубы устанавливаются на сальниках ниже ближайшего отработанного пласта. Нижняя часть обсадных труб перфорируется на длину 18-20 м для пропуска фугатов не только в выработанное пространство пласта, но и в зоны беспорядочного обрушения и трещиноватости, образующиеся при отработке пласта с полным обрушением кровли. Глубина скважин при напорной подаче фугатов составляет 220-230 м, что создает избыточное давление по отношению к уровню зоны затопления примерно 17 атм. Под действием этого избыточного напора фугата вытесняют чистую воду из зоны затопления на откаточный горизонт, продвигаясь по восстанию пласта. Медленно фильтруясь через обрушенные горные породы, фугаты освобождаются от твердой фазы, заполняя свободное пространство в виде трещин и пустот.

Осветленная вода по откаточному горизонту поступает на центральный водотлив, откачивается на поверхность и затем, либо вновь используется на обогатительной фабрике, либо после очистки в очистных сооружениях шахты, направляется в р. Иню.

Фугаты из поглощающей скважины продвигаются не только по простиранию отработанного пласта. Длина выработанного пространства по простиранию составляет 3000-4000 м, а ширина его по падению – 280 м, причем на этой ширине бурилось несколько поглощающих скважин (до 6).

Содержание твердой фазы в воде, вытекающей на откаточный горизонт через отверстия в перемычках, изолирующих выработанное пространство, за 8 месяцев непрерывной подачи фугатов в эту скважину практически не изменилось, оставаясь на уровне подачи фугатов (32 мг/л).

Через 9 месяцев произошел проскок фугатов – содержание твердых частиц в воде поднялось до 7,4 г/л. После проскока фугатов в действующие выработки шахты

подача фугата прекращается и начинается подача его в резервные скважины. Всего за 5 лет закачивания фугатов и шламовых вод в выработанное пространство шахты им. С.М. Кирова пробурено 25 скважин общей длиной 3680 м.

Физико-химические и некоторые санитарно-гигиенические показатели воды после очистки фугатов и слива радиального сгустителя в выработанном пространстве шахты им. С.М. Кирова практически остались на уровне, характерном для шахтной воды до подачи отходов обогащения.

Пятилетний опыт захоронения фугатов и шламовых вод в выработанном пространстве шахты им. С.М. Кирова показал, что такой способ складирования твердой фазы отходов экономически эффективен, обеспечивает безопасность ведения горных работ, не нарушает гидрогеологический режим шахты, не оказывает существенное влияние на качественный состав шахтной воды, приемлем с санитарно-гигиенической точки зрения, исключает сооружение дорогостоящих отвалов.

Учитывая идентичность гранулометрического состава фугатов, шламовых вод с отходами флотации, в особенности по содержанию в них классов менее 50 мкм, можно полагать, что твердая фаза отходов флотации также может быть размещена в пустотах выработанного пространства шахт.

Главное отличие фугатов, закачиваемых в горные выработки шахты им. С.М. Кирова, от отходов флотации состоит в повышенном содержании в последних флотационных реагентов. В настоящее время на углеобогатительных фабриках применяют сравнительно безвредные флотационные реагенты – отсульфированный керосин и спиртосодержащие продукты. Предельно допустимые концентрации этих реагентов в воде еще не установлены, но по составу этих реагентов можно считать, что они будут на уровне 0,05-0,5 мг/л для керосина и 0,01 мг/л – для спиртов C₇-C₉. Предварительный анализ жидкой фазы отходов флотации ряда углеобогатительных фабрик показал, что содержание керосина в ней достигает 12-15 мг/л, спиртов до 2 мг/л. Кроме того, на твердой фазе отходов флотации также содержится некоторое количество флотационных реагентов в сорбированном состоянии. Поэтому при захоронении отходов флотации без какой-либо очистки в воде, выходящей из шахты, содержание флотореагентов может превысить предельную допустимую концентрацию, если эта вода будет сбрасываться в водоемы, являющиеся источником питьевого и культурно-бытового водопользования, а также используемые в рыбохозяйственных целях.

Кроме того, не исключается загрязнение флотационными реагентами подземных вод при контакте их с водоносными горизонтами вследствие миграции реагентов.

В соответствии с существующими положениями загрязнение подземных вод промышленными отходами совершенно не допустимо. Поэтому отходы флотации перед захоронением их в выработанном пространстве угольных шахт должны быть очищены от флотационных реагентов.

4.4.5. Очистка сточных и оборотных вод

Сточными водами обогатительных фабрик называют удаляемые за пределы фабрик воды, загрязненные отходами и вредными примесями [89].

Основными загрязняющими веществами сточных вод обогатительных фабрик являются грубодисперсные примеси, растворимые соли, флотационные реагенты в виде эмульсий и продукты взаимодействия реагентов между собой и с минералами.

Сточные воды могут содержать:

- кислоты, применяемые в технологических процессах флотации и, например, выщелачивания;
- ионы тяжелых металлов (железа, меди, никеля, цинка, свинца, алюминия, кобальта, кадмия, сурьмы, ртути и др.), которые попадают в сточные воды вследствие растворения минералов и их соединений;
- цианиды, применяемые в качестве флотационных реагентов и растворителей при переработке золотосодержащих руд;
- фториды, образующиеся в сточных водах обогатительных фабрик, применяющих в качестве флотационных реагентов плавиковую кислоту, кремнефтористый натрий;
- нефтепродукты (керосин), используемые в качестве наиболее распространенных флотационных реагентов при обогащении углей, медно-молибденовых и медно-вольфрамовых руд;
- фенолы, крезолы, ксантогенаты и дитиофосфаты и другие органические соединения, применяемые в качестве флотационных реагентов;
- сернистый натрий, который, попадая в цианосодержащие сточные воды и взаимодействуя с цианидами, образует роданиды (сильно токсичные вещества).

***Предельно допустимая концентрация (мг/л) вредных веществ
в воде водоемов санитарно-бытового водопользования***

Грубодисперсные примеси	Содержание взвешенных веществ не должно увеличиваться более чем на 0,25 мг/л
Кислота	рН воды водоемов должен находиться в пределах 6,5-8,5
Цианиды	0,1
Фториды	1,5
Нефть	0,5
Керосин, бензин	0,1
Фенол, крезол	0,001
Ксантогенаты, дитиофосфаты	0,001
Сернистый натрий	Отсутствует
Алюминий	Нет сведений
Вольфрам	0,1
Железо	0,5
Кадмий	0,01
Кобальт	1,0
Марганец	Нет сведений
Медь	0,1
Молибден	0,5
Никель	0,1
Ртуть	0,005
Свинец	0,1
Стронций	2,5
Сурьма	0,05
Титан	0,1
Цинк	1,0

Сброс неочищенных сточных вод обогатительных фабрик в водоемы может привести к значительному их загрязнению.

Таким образом, производственные сточные воды должны обязательно подвергаться очистке, чтобы при сбросе их в водоемы не превышалась предельно допустимая концентрация (ПДК) загрязняющих веществ в воде.

Для очистки сточных вод и вредных примесей применяют механические, химические, физико-химические и биохимические способы.

Механическая очистка предназначена для удаления грубодисперсных примесей из жидкой фазы пульпы путем осаждения их под действием сил тяжести и центробежных сил в сгустителях, отстойниках, гидроциклонах, центрифугах и хвостохранилищах.

Для интенсификации процессов применяют коагулирование. В качестве коагулянтов используют известь $[\text{Ca}(\text{OH})_2]$, сульфат железа двухвалентного $(\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O})$, сульфат железа трехвалентного $[\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3]$, хлорид железа двухвалентного (FeCl_2) и хлорид железа трехвалентного (FeCl_3) , сульфат алюминия $[\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 \cdot 18\text{H}_2\text{O}]$ или их смеси. Для уменьшения времени отстаивания скоагулированных грубодисперсных примесей добавляют синтетические флокулянты, в частности полиакриламид $(\text{CH}_2\text{OHCON}_2)_n$. Полиакриламид соединяет отдельные хлопья в более крупные агрегаты, которые быстрее осаждаются.

Химические способы используют для удаления из вод растворенных соединений путем образования нерастворимых соединений, выпадающих в осадок, и нейтрализации вредного действия примесей при воздействии специальных реагентов. К процессам химической очистки относят химическое окисление, нейтрализацию и другие химические реакции.

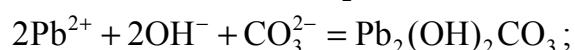
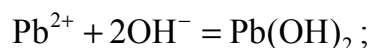
Нейтрализация избыточной кислотности воды осуществляется известью, едким натром и содой, карбонатом щелочно-земельных металлов (кальцит, мел, магнезит, мрамор); нейтрализация щелочности – серной кислотой.

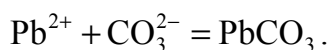
Наиболее дешевым реагентом в настоящее время является гидроксид кальция (известь). Нейтрализация известью происходит по следующей реакции:



Осаждение осуществляется с образованием труднорастворимых соединений, например, гидроксидов, карбонатов, сульфидов тяжелых металлов, цементных металлов, фторидов и фосфатов щелочно-земельных металлов. Так, применение извести приводит к образованию гидроксидов, например, меди и никеля, фторида кальция; применение воды и карбонатов щелочно-земельных металлов – простых и основных карбонатов меди, свинца, цинка; использование сернистого натрия – сульфидов тяжелых металлов и ртути; применение сульфата железа – ферроцианидов железа; использование металлического железа (в виде порошка, стружки или жести) позволяет осадить медь и никель в виде цементных.

Так, находящиеся в растворе катионы свинца Pb^{2+} можно перевести в осадок в виде одного из трех труднорастворимых соединений:

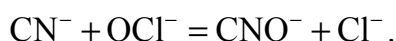




Наиболее дешевый из них – метод получения труднорастворимого карбоната свинца, так как для этого можно использовать обычный известняк, мел, мрамор, необожженный доломит и т.п.

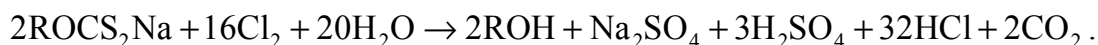
При окислении токсичных соединений (цианидов, ксантогенатов, дитиофосфатов, фенола, крезола, сероводорода и др.) до безвредных в качестве окислителей применяются хлорная известь, гипохлорит кальция $[\text{Ca}(\text{ClO})_2]$, гипохлорит натрия (NaClO) , жидкий хлор $(\text{Cl})_2$ и др.

Например, окисление простых растворимых ядовитых цианидов гипохлоритом происходит по уравнению

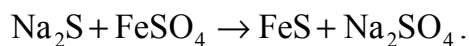


Образующиеся в результате окисления цианаты CNO^- либо постепенно гидролизуются в воде, либо могут быть окислены до элементарного азота (N_2) и диоксида углерода (CO_2).

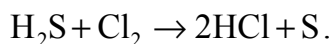
Очистка сточных вод от ксантогенатов, дитиофосфатов, фенолов и крезолов также может осуществляться окислением их «активным хлором» или озоном по реакции



Очистку сточных вод от сернистого натрия осуществляют обработкой их сульфатом железа с образованием нерастворимого сульфида железа



При наличии в сточной воде сероводорода осуществляют его окисление до элементарной серы любым окислителем, например, хлором



Физико-химические способы очистки вод основаны на использовании процессов коагуляции, флотации и адгезионной сепарации, электрокоагуляции и электролиза, сорбции и экстракции, кристаллизации и эвапорации.

Коагуляцию применяют для ускорения осаждения тонких частиц в результате их агрегации, а также для очистки сточных вод от нефтепродуктов, находящихся в растворенном состоянии. В качестве коагулянтов используется сульфат двухвалентного железа совместно с известью или сульфат алюминия и известь.

При *флотации* эффективное удаление из сточных вод тонких минеральных частиц и капелек органических веществ осуществляется в результате закрепления их на поверхности пузырьков в объеме пульпы или раствора. Образование требуемых при этом тонких и тончайших пузырьков достигается электролизом при электрофлотации, созданием вакуума при вакуумной флотации, предварительным насыщением очищаемой воды воздухом под давлением при *напорной* или *компрессионной* флотации.

Электрокоагуляция – это процесс электрохимической очистки сточных или оборотных вод.

Сорбция на синтетических смолах (ионитах) и природных ионообменных материалах (сорбентах), способных к ионному обмену, используется одновременно для очистки сточных или оборотных вод и извлечения из них цветных, редких благородных и радиоактивных металлов. Лучшие результаты получаются на смоле АВ-17-4, имеющей большую емкость по отношению к поглощаемым из раствора цианистым соединениям металлов.

Экстракция, основанная на извлечении из раствора веществ при помощи другого растворителя (экстрагента), который не смешивается с водой, применяется при очистке сточных вод от фенолов в тех случаях, когда стоимость извлечения веществ (например, цветных, редких, благородных или радиоактивных металлов) компенсирует осуществленные затраты.

Эвапорация представляет собой отгонку летучих веществ, загрязняющих сточную воду водяными парами или воздухом. Она находит широкое применение на коксовых установках для очистки воды от фенолов и на золотоизвлекательных фабриках для очистки вод от цианида.

Биохимические методы очистки сточных вод основаны на действии микроорганизмов, использующих в качестве питательных веществ и источников энергии, растворенные в сточных водах органические и минеральные соединения.

Для биохимической очистки сточных вод применяют устройства, в которых очистка сточных вод приближается к естественным условиям (поля орошения, поля фильтрации и биологические пруды), и устройства с искусственно созданными условиями очистки сточных вод (аэротенки и биологические фильтры).

Принцип действия осветлителя сточных вод основан на создании в зонах осветления стабильного и постоянно обновляющегося взвешенного слоя активного ила, в котором условия контактирования загрязнений с илом и кислородный режим обеспечивают протекание процесса биохимического окисления при относительно высоких нагрузках на ил за счет его высокой концентрации. При этом в процессе биохимического окисления участвует одновременно вся масса активного ила, находящегося в сооружении, что обеспечивает высокую нагрузку на единицу его объема.

Гидродинамическая схема аэротенка-осветлителя обеспечивает процессы смешивания сточных вод, активного ила и воздуха в зоне аэрации, окисления загрязнений во взвешенном слое активного ила и возврат части активного ила из взвешенного слоя в зону аэрации. Взвешенный слой постоянно перемешивается и снабжается ило-водяной смесью, насыщенной растворенным кислородом.

Очищаемая вода фильтруется через взвешенный слой активного ила, что обеспечивает высокое извлечение загрязнений.

Способ биохимической очистки часто применяют для доочистки промышленных сточных вод после обработки их физико-химическими методами, при помощи которых из вод удаляются не поддающиеся биологическому разрушению токсичные вещества и снижается концентрация загрязнений.

Схемы очистки сточных и кондиционирования оборотных вод зависят от вида обогащаемых полезных ископаемых, применяемых методов и схем обогащения и обезвоживания, токсичности применяемых реагентов, способов интенсификации и автоматизации процессов, т.е. от характера сырья и принятой технологии обогащения полезных ископаемых.

4.5. Контрольные вопросы

1. С какой целью осуществляется усреднение углей?
2. Какими показателями оценивается усреднение углей?
3. Требования к утяжелителю.
4. Сорты магнетитового утяжелителя.
5. ГОКи, выпускающие магнетит в качестве утяжелителя.
6. Потери магнетита при обогащении угля.
7. Требования к флотореагентам.
8. Типы флотореагентов.
9. Требования к флокулянтам.
10. Требования к качеству технической и оборотной воды.
11. Влияние примесей в оборотной воде на процессы обогащения.
12. Качество подготовки машинных классов.
13. Способы снижения вязкости магнетитовых суспензий.
14. Особенности отсадки мелкого машинного класса с применением горизонтально-стационарного придонного слоя естественной постели.
15. С какой целью осуществлена замена пенной сепарации процессом мокрой винтовой сепарации на ЦОФ «Узловская»?
16. Эффективность флотореагентов в условиях ГОФ «Самсоновская».
17. В чем суть усовершенствования конструкции флотационных машин механического типа, выполненного в ГП «Укрниуглеобогащение».
18. Конструкция и особенности работы механической радиальной флотомашинны.
19. Конструкция и применение конусного грохота ГК-8М.
20. Определение промышленной пыли.
21. Направление снижения негативного влияния вредных выбросов на окружающую среду.
22. Источники образования промышленной пыли на обогатительных предприятиях.
23. Пылеулавливающие аппараты.
24. Работа пылеосадительных камер.
25. Работа инерционных пылеуловителей.
26. Работа центробежных пылеуловителей.
27. Пылевые фильтры.
28. Электрофильтры.
29. Мокрые пылеуловители.
30. Направление снижения шума на обогатительных предприятиях.
31. Способы складирования флотоотходов без илонакопителей.
32. ПДК вредных веществ в воде водоемов санитарно-бытового водопользования.
33. Способы очистки вод.
34. Механическая очистка вод.
35. Физико-химическая очистка вод.
36. Биохимическая очистка вод.
37. От чего зависит выбор способа очистки вод?

РАЗДЕЛ 5. ТЕХНОЛОГО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ ИНЖИНИРИНГ ПРИ УПРАВЛЕНИИ КАЧЕСТВОМ ТОВАРНОЙ УГОЛЬНОЙ ПРОДУКЦИИ

5.1. Современные подходы к управлению качеством товарной продукции

Качество продукции угольной промышленности обусловлено природными свойствами углей, способом их добычи, охватом обогащения и его техническим уровнем.

Большое значение для удовлетворения требований потребителя к продукции отрасли имеет уровень стандартизации, организации контроля и управления качеством продукции.

В условиях работы крупных современных предприятий-потребителей угольной продукции, эксплуатирующих высокопроизводительные агрегаты в отработанных технологических режимах, необходимо топливо высокого качества. Однако кроме снижения содержания балластных и вредных примесей для современной технологии коксового производства и энергетики необходимо обеспечить стабильность его качества, которая может быть достигнута возможностью управления этим качеством.

Как показывает практика, непосредственное управление качеством угольной продукции осуществляется на различных этапах ее производства, а именно:

- при добыче угля (на шахте);
- перед обогащением (дозировочно-аккумулирующие бункера фабрики);
- при обогащении (основное производство фабрики);
- при погрузке продукции после обогащения (погрузочные бункера и угольные склады фабрики);
- у потребителя (угольные склады и дозировочно-аккумулирующие бункера).

Ориентировочно влияние этих этапов на качество товарной угольной продукции оценивается, соответственно, до 15, 5, 80, 10 и 5%. Указанные проценты выведены из условий того, что при усреднении углей изменяются только показатели качества продукции, а при обогащении изменяются не только показатели качества продуктов обогащения, но и их средние значения.

Следует отметить, что три из пяти этапов представляют собой процессы усреднения, один – обогащение, один – сочетает в себе и усреднение, и обогащение (добыча угля).

В табл. 5.1 приведены данные по динамике зольности рядового угля и продуктов обогащения на ОФ Украины.

Из этих данных следует, что зольность рядового угля в 2008 г. увеличилась в сравнении с 1965 г. на 17,3% с 22,0% до 39,3%, т.е. в 1,8 раза. При этом зольность продуктов обогащения выросла на 4,2% с 11,7% до 15,9%, т.е. в 1,4 раза, отходов – на 6,1% с 70,2% до 76,3%, т.е. в 1,1 раза. Эти данные свидетельствуют о том, что темпы роста зольности рядового угля в 3 раза превышают темпы роста продуктов обогащения, в 3,8 раза темпы роста зольности отходов.

Следует отметить, что разница в зольности рядового угля и продуктов обогащения за рассматриваемый период времени увеличилась с 10,3% до 23,4%, т.е. в 2,3 раза, а отходов и рядового угля уменьшилась на 11,2% с 48,2% до 37,0%, т.е. в 1,3 раза.

Из табл. 5.1 видно, что с увеличением зольности рядового угля растет разница в зольности между ним и продуктами обогащения, и уменьшается разница в зольности между рядовым углем и отходами.

Таблица 5.1

**Динамика зольности продуктов обогащения на ОФ Украины
(данные взяты из справочников ГП «Укрниуглеобогащение»)**

Г о д	Зольность, %			Разница в зольности, %	
	рядового угля	продуктов обогащения	отходов	рядового угля и продуктов обогащения	отходов и рядового угля
1965 (кокс)	22,0	9,8	70,3	12,8	48,3
1965 (энергетический)	21,9	14,8	69,2	7,1	47,3
1965 Всего:	22,0	11,7	70,2	10,3	48,2
1970	23,3	11,9	72,5	11,3	49,2
1975	24,6	13,0	74,2	11,6	49,6
1980	27,1	14,3	74,6	12,8	47,5
1985	29,8	15,1	75,9	14,7	46,1
1990	30,2	12,3	73,6	17,9	43,4
1995	33,3	13,4	70,3	19,9	37,0
2000	38,4	12,0	74,6	26,4	36,2
2001	38,2	13,1	74,7	25,1	36,5
2002	38,7	13,8	74,9	24,9	36,2
2003	38,4	13,3	75,3	25,1	36,9
2004	38,4	13,2	77,1	25,2	38,7
2005	38,4	13,7	76,7	24,7	38,3
2006	38,0	14,6	76,2	23,4	38,2
2007	38,4	15,8	76,5	22,6	38,1
2008 (кокс)	36,8	9,2	76,9	27,6	40,1
2008 (энергетический)	41,1	20,5	75,8	20,6	34,7
2008 Всего:	39,3	15,9	76,3	23,4	37,0

Изложенное свидетельствует о том, что обогащение позволяет удерживать зольность продуктов обогащения на заданном уровне, при удовлетворительных значениях зольности отходов.

Этот вывод подтверждается данными, приведенными в табл. 5.2 и 5.3, из которых следует, что фабрики удерживают качество товарной угольной продукции в за-

данных показателях путем управления этим качеством с помощью технологического экологического инжиниринга.

Таблица 5.2

Показатели обогащения машинных классов
(данные взяты из технологических регламентов рассматриваемых фабрик)

ЦОФ (оборудование)	Год	Зольность, %			Разница в зольности, %	
		питания	продуктов обогащения	отходов	питания и продуктов обогащения	отходов и пита- ния
Крупный машинный класс						
«Червоноградская» (СКВП-32)	1996	58,7	21,7	80,9	37,0	22,2
	2007	64,8	22,4	71,9	42,4	7,1
«Октябрьская» (СКВП-32)	1997	50,0	7,1	86,6	42,9	36,6
	2004	47,6	7,7	80,5	39,9	32,9
«Добропольская» (МОЗ18)	1997	52,1	7,4	81,3	44,7	29,2
	2008	46,2	4,3	82,4	41,9	36,2
«Краснолиманская» (СКВ-20)	2000	36,7	8,7	81,4	28,0	44,7
	2006	43,5	7,1	82,0	36,4	38,5
Мелкий машинный класс						
«Червоноградская» (ОМ-24)	1996	45,3	18,5	76,4	26,8	31,1
	2007	45,2	29,5	73,7	15,7	28,5
«Октябрьская» (БОММ-16М)	1997	41,1	8,7	84,8	32,4	43,7
	2004	37,1	9,4	80,5	27,7	43,7
«Добропольская» (ОМ-18)	1997	37,8	6,6	79,3	31,2	41,5
	2008	26,8	4,4	83,0	22,4	56,2
«Краснолиманская» (ОМ-18)	2000	31,2	13,1	77,6	18,1	50,8
	2006	34,2	8,6	79,2	25,6	45,0
Тонкий машинный класс						
«Червоноградская» (нет)	1996	-	-	-	-	-
	2007	-	-	-	-	-
«Октябрьская» (ФМУ-6)	1997	42,1	12,5	65,1	29,6	23,0
	2004	41,7	13,4	67,9	28,3	26,2
«Добропольская» (МФУ-6,3)	1997	42,1	12,5	65,1	29,6	23,0
	2008	36,2	16,2	60,0	20,0	23,8
«Краснолиманская» (МФУ-6)	2000	29,6	8,3	70,2	21,3	40,6
	2006	29,1	9,5	70,8	19,6	41,7

Показатели работы флотации на ОФ Украины
(данные взяты из справочников ГП «Укрниуглеобогащение»)

Г о д	Зольность, %			Разница в зольности, %	
	питания флотации	флотоконцентрата	флотоотходов	питания флотации и флотоконцентрата	флотоотходов и питания флотации
1965	17,8	8,6	66,4	9,2	48,6
1970	19,8	9,1	70,7	10,7	50,9
1975	22,3	9,5	71,4	12,8	49,1
1980	25,2	9,8	69,9	15,4	44,7
1985	27,3	9,7	68,7	17,6	41,4
1990	28,7	10,5	69,0	18,2	40,3
1995	26,0	10,2	66,5	15,8	40,5
2000	26,3	9,5	67,9	16,8	41,6
2001	27,0	10,0	69,2	17,0	42,2
2002	29,0	10,8	67,4	18,2	38,4
2003	31,1	11,2	68,4	19,9	37,3
2004	30,5	12,8	69,7	17,7	39,2
2005	29,6	11,7	69,0	17,9	39,4
2006	30,1	11,6	68,9	18,5	38,8
2007	29,4	11,7	70,0	17,7	40,6
2008	28,6	12,1	70,2	16,5	41,6

Технологическо-экологический инжиниринг при управлении качеством товарной продукции производится для выполнения требований действующих технических условий и требований заказчика.

Управление качеством товарной продукции осуществляется по следующим направлениям:

- стабилизация качества сырья;
- формирование товарной продукции требуемого качества.

Первое направление осуществляется на шахте путем стабилизации качественных характеристик добываемого угля или на обогатительном предприятии путем стабилизации качества исходной шихты за счет регулирования процентного участия рядовых углей шахт-поставщиков.

Второе направление осуществляется на обогатительном предприятии (за счет непосредственного управления технологическими процессами обогащения основного производства или за счет регулирования ассортимента выпускаемой продукции на пункте погрузки) и у заказчика, где осуществляется стабилизация качества шихты, идущей на коксование или в энергетический агрегат, за счет регулирования процентного участия концентратов различных углеобогажительных предприятий.

Естественно, что управление качеством товарной продукции предопределяет наличие современных датчиков исходной информации, аналитических программ, механизмов исполнения, что обеспечивается системой входного и выходного контроля производства товарной продукции, компьютеризации всего предприятия и его программным обеспечением.

Кроме того, характерными элементами обеспечения качества продукции на современном предприятии стоит считать [106-109]:

- непрерывное усовершенствование технологии производства на базе мирового опыта;
- соблюдение технологической дисциплины во всех звеньях производственного цикла;
- разработку и внедрение систем материального стимулирования качества;
- регламентацию с целью стабилизации всего технологического цикла в системе «загрузки-отгрузки» на базе стандартов предприятия;
- внедрение автоматизированных систем управления, например, комплексной программы механизации и автоматизации технологического процесса.

Для поддержки заданного уровня качества выпускаемой продукции большое значение имеют:

- квалифицированные оперативные действия линейного персонала смен в соответствии с установленной технологией производства;
- ежедневный анализ качества выпускаемой продукции и состояния технологической дисциплины по данным отдела технического контроля (ОТК);
- регулярные цеховые совещания из качества;
- проверки состояния технологической дисциплины цеховыми и другими комиссиями.

С целью повышения профессионального мастерства и ответственности линейного персонала за укрепление производственной и технологической дисциплины организовано техническое и экономическое обучение, аттестация мастеров, проводятся встречи смежных изменений, бригад и т.д. Ежедневный анализ качества выпускаемой продукции и состояния технологической дисциплины осуществляется: мастерами на разрядках технологических смен; руководством цеха на ежедневных оперативных совещаниях при участии старших мастеров, начальников участков и главных специалистов; на селекторном рапорте у начальника производственного отдела при участии главных специалистов предприятия и ОТК.

Еженедельно на совещаниях рассматриваются качество выпускаемой продукции и состояние технологической дисциплины, причины отклонения технологии от требований режимной карты и меры по их устранению, выполнение ранее принятых решений.

Периодическая проверка соблюдения технологических режимов, технических требований и стандартов осуществляется комиссиями, включающими специалистов предприятия или цеха, представителей администрации, лабораторий, ОТК, метрологической службы.

Комиссии регулярно проверяют: наличие и состояние нормативно-технической и технологической документации в цехе и выписок на них: соблюдение требований технологической документации на каждом рабочем месте; наличие и состояние средств измерений и контроля технологических процессов; соответствие качества исходных материалов, используемых в производстве, требованиям технических условий; знание технологической документации.

Из вышеизложенного можно сделать вывод, что усреднение и обогащение при соответственном материально-техническом обеспечении, надлежащем уровне квалификации обслуживающего персонала, являются основными рычагами управления качеством товарной угольной продукции.

5.2. Оценка качества усреднения

Оценка качества усреднения базируется на методах статистического анализа. Смесь условно представляют двухкомпонентной и по степени распределения одного ценного компонента в массе другого оценивают качество усреднения. Основным критерием оценки качества усредненного сырья является среднеквадратичное отклонение δ содержания полезного компонента в пробах смеси от его среднего содержания:

$$\delta = \sqrt{\sum_{i=1}^n (a_i - \bar{a})^2 / (n-1)}, \% \quad (5.1)$$

где a_i - содержание полезного компонента в i -той пробе, %; \bar{a} - среднее содержание полезного компонента в пробуемом материале, %; n - число проб.

Эффективность усреднения определяется характеристикой колебаний показателей качества до и после усреднения. Для оценки эффективности усреднения полезных ископаемых используются:

- степень усреднения C равна отношению среднеквадратичных отклонений показателей качества в неусредненной δ_n и усредненной δ_y пробе полезного ископаемого:

$$C = \delta_n / \delta_y; \quad (5.2)$$

- коэффициент уменьшения среднеквадратичного отклонения в усредненной пробе полезного ископаемого:

$$K_\delta = \delta_y / \delta_n. \quad (5.3)$$

Показатели эффективности усреднения несут одинаковую информацию и связаны между собой:

$$K_\delta = 1/C. \quad (5.4)$$

Наибольшая эффективность усреднения достигается при соединении партий полезного ископаемого, показатели качества которых резко различаются и не связаны корреляционной зависимостью. В этом случае степень усреднения определяется с использованием следующей зависимости:

$$C = \delta_n / \delta_y = \sqrt{n}, \quad (5.5)$$

где n - число партии полезного ископаемого, которые объединяются.

Чем больше партий полезного ископаемого, которые объединяются, тем больше степень усреднения. При перемешивании n партий полезного ископаемого, показатели качества которых связаны корреляционной зависимостью, степень усреднения определяется по формуле:

$$C = \delta_n / \delta_y = \sqrt{n / [1 + \tau(n-1)]}, \quad (5.6)$$

где τ - коэффициент корреляции в смежных партиях полезного ископаемого.

Эффективность усреднения E_y обычно оценивают по формуле:

$$E_y = 1 - K_\delta. \quad (5.7)$$

Усреднение качества полезного ископаемого обеспечивает стабилизацию технологического процесса на оптимальном уровне и эффективную работу способов его автоматизации.

5.3. Оценка качества обогащения

Эффективность обогащения угля

$$E = \frac{\varepsilon - \gamma_k}{100 - \alpha} \times 100\%, \quad (5.8)$$

где ε - извлечение в концентрат фракций, плотность которых ниже плотности разделения, %; γ_k - выход концентрата, %; α - содержание в исходном угле фракций, плотность которых ниже плотности разделения, %;

При разделении угля на три продукта можно определить общую эффективность процесса

$$E = \sqrt{E_1 E_2}, \quad (5.9)$$

где E_1 - показатель эффективности при разделении исходного угля на концентрат и смесь промпродукта и отходов, (первая плотность разделения); E_2 - показатель эффективности при разделении смеси промпродукта и отходов на промпродукт и отходы (вторая плотность разделения).

Эффективность классификации

$$E = \frac{10^4 (\alpha - \beta)(\theta - \alpha)}{(\theta - \beta)\alpha(100 - \alpha)}, \% \quad (5.10)$$

где α , β , θ - соответственно содержание класса меньше крупности разделения в исходном, надситном (сгущенном) и подситном (сливе) продуктах, %.

Эффективность сгущения

$$E = \frac{(T_1 - T_3)}{T_2 - T_3} \cdot 100\%, \quad (5.11)$$

где T_1, T_2, T_3 – содержание твердого соответственно в питании, сгущенном продукте и в сливе, г/л.

Эффективность обесшламливания

$$E = \frac{\alpha - \beta}{\alpha(100 - \beta)} \cdot 10^4, \% \quad (5.12)$$

где α и β - содержание шлама заданной крупности соответственно в исходном и надситном продуктах, %.

Эффективность механического обезвоживания

$$E = \frac{W_{исх}^r - W_{ос}^r}{W_{исх}^r - W_{мол}^r} \cdot 100\%, \quad (5.13)$$

где $W_{исх}^r, W_{ос}^r$ - влажность соответственно исходного продукта и осадка, %;
 $W_{мол}^r$ - максимальная молекулярная влажность продукта, %

В случаях, когда $W_{мол}^r$ неизвестно, его значение необходимо принимать как влажность продукта при идеальных условиях процесса обезвоживания на лучших аналогах данного типа оборудования. При необходимости определения относительной эффективности обезвоживания принимается $W_{мол}^r = 0$.

Среднее вероятное отклонение E_{pm} - полуразность значений плотностей фракций, извлечение которых соответствует 25 и 75%, т.е.

$$E_{pm} = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2}, \text{ кг/м}^3, \quad (5.14)$$

где δ_{75} и δ_{25} - плотность фракций, извлекаемых в продукты обогащения в количествах 75 и 25% от одноименных фракций в исходном угле, кг/м³.

Показатель погрешности I - для машин с водной средой

$$I = \frac{E_{pm}}{\delta_p - 1}, \quad (5.15)$$

где δ_p - плотность разделения, т/м³; E_{pm} - средне вероятное отклонение, т/м³.

5.4. Управление качеством товарной угольной продукции на добычном предприятии

Среди множества факторов, влияющих на эффективность горного производства, существуют главные, без которых не может быть рассмотрена проблема повышения качества добываемых углей. К числу таких факторов относятся рост зольности угольных пачек, а также засорение угля, обусловленное наличием внутрипластовых породных и углистых прослоек; вмещающими породами от присечки кровли и почвы при применении техники, не соответствующей параметрам пласта; породами, полученными при проведении и ремонте подготовительных выработок в случае совместного транспортирования горной массы. Более половины общего засорения составляют внутрипластовые засорения, что в значительной степени снижает эффективность применяемых мер при существующей технике и технологии добычи.

Улучшение качества товарной продукции – одна из основных задач, стоящих перед угольной промышленностью. Увеличение добычи угля, разработка как сложноструктурных пластов, так и нескольких пластов с различными свойствами привели к значительным колебаниям качества рядового угля. На обогатительные машины поступает неравномерный по качественному и количественному составу исходный материал, что снижает точность разделения, пропускную способность различных стадий обогащения, а также увеличивает колебания качества товарных продуктов.

Устранить неравномерность качества возможно благодаря усреднению рядового угля.

Это способствует повышению точности разделения угля при обогащении и обеспечивает стабильность качества товарных продуктов.

Проблема усреднения представляет комплекс конкретных задач, решение которых позволяет осуществить стабилизацию качества угля. К ним относятся изучение генетических закономерностей размещения качественных показателей в недрах, выбор оптимального направления отработки угольных пластов, обеспечивающих минимальную дисперсию показателей качества в добытом угле, планирование объемов и границ добычи для обеспечения среднего уровня показателей качества, смешивание углей в специальных бункерах и штабелях. Каждая из этих задач требует теоретического и экономического обоснования, материальных средств и машин для осуществления их решения.

В связи с большими объемами углей, подвергающихся обогащению, проблема их усреднения представляет собой важную задачу, требующую для решения новейших достижений математического анализа, создания высокопроизводительного оборудования и значительных средств для строительства новых и реконструкции старых усреднительных систем.

Повышение однородности качественного состава исходного угля требует выполнения комплекса мероприятий по его усреднению: управление качеством углей в процессе добычи; усреднение углей в период подготовки к обогащению, в процессе обогащения и перед отгрузкой потребителю. Управление качеством угля в процессе добычи включает выполнение ряда мероприятий, требующих значительных затрат (изменение направления и параметров горных работ, организация оперативного планирования и управления процессом добычи углей в режиме усреднения, селективная выемка пачек угля различного качества, строительство внутришахтных (разрезных) складов на добывающих предприятиях).

Это создает условия, при которых достигается однородность качественного состава рядовых углей.

В то же время создание усреднительных складов непосредственно на шахтах или разрезах требует дополнительных затрат, что повышает себестоимость добываемых углей. Такое строительство экономически оправдано, если имеется мощное добывающее предприятие и относящаяся только к нему обогатительная фабрика; вещественный состав сырья не зависит от гранулометрического состава, изменяющегося в процессе подготовки угля к обогащению.

Для получения однородного сырья при добычных работах необходимо учитывать особенности геологического строения месторождения, которые детализируются по отдельным участкам геологической службой. В соответствии с рекомендациями геолого-маркшейдерской службы составляется план на отработку того или иного участка. При этом должен быть запланирован резерв добычных участков, обеспеченных углями различного качества.

В последнее время наметилась тенденция внедрения в практику усреднения методов, основанных на математическом моделировании горных работ с применением ЭВМ, что позволит обеспечить высокую однородность добываемого сырья, удешевить процесс усреднения, а также прогнозировать уровень усреднения еще не отработанных запасов.

5.5. Управление качеством товарной продукции перед обогащением рядового угля

Рядовой уголь, поступающий на обогатительные фабрики, как правило, представляет неоднородную смесь как по гранулометрическому составу, так и по зольности, влажности, содержанию серы, выходу летучих, спекаемости и другим показателям. Колебания качества рядового угля имеют место даже в пределах одной шахты в случае одновременной разработки нескольких угольных пластов. Исходный материал, методы добычи, а также централизация углеобогащения обуславливают еще большую неравномерность качества рядовых углей, поступающих на обогатительные фабрики.

Для групповых и центральных обогатительных фабрик с большим количеством шахт-поставщиков колебания качества рядового угля достигают значительных величин. Снижение колебаний качества значительно повышает эффект переработки углей, что достигается усреднением их перед обогащением.

Обычно зольность концентрата трудно регулировать в процессе обогащения, так как отсадочные машины, колесные сепараторы и гидроциклоны с тяжелыми средами отрегулированы на определенную плотность разделения с учетом среднего качества смеси пластов и получения необходимой средней зольности товарного угля.

Усреднение рядового угля на ОФ в смесительных бункерах способствует равномерности работы фабрик, увеличению выхода продуктов обогащения, улучшению работы механизмов, повышению рентабельности обогащения культуры производства. Технично-экономические расчеты показывают, что, несмотря на увеличение капиталовложений и эксплуатационные расходы, связанные со строительством усреднительных бункеров, эти фабрики в эксплуатации более экономичны за счет получения большей прибыли за более качественную готовую продукцию [110].

Аккумуляторные бункера выполняют технологическую функцию усреднения поступающего угля.

В настоящее время применяются два метода усреднения: дозирование (шихтование) углей различного качества из бункеров на общий конвейер, распространенное

на групповых центральных обогатительных фабриках, а также на некоторых коксохимических заводах; послойная укладка углей различного качества на складах в штабелях и выборочная подача на ОФ отдельных уложенных слоев, применяемые преимущественно на коксохимических заводах.

Анализируя результаты исследовательских работ по усреднению, сегрегации и измельчению углей в бункерах и на складах, можно отметить следующее: необходимыми условиями проведения качественного усреднения углей являются наличие усреднительных устройств определенной емкости и правильная организация его контроля; целесообразность усреднения рядовых углей по определенным качественным показателям и пределы их допустимых колебаний, необходимая емкость бункеров определяются в каждом конкретном случае (в зависимости от сырьевой базы фабрики, динамики поступления углей на ОФ, схемы обогащения и требований, предъявляемых потребителем к готовой продукции).

Анализ математической обработки результатов усреднения рядового угля показал, что на эффективности усреднения сказывается в большей степени количество выпускных отверстий усреднительных устройств, а не общая емкость их. С увеличением количества дозаторов суммарная эффективность усреднения возрастет. Оптимальным количеством дозаторов принято считать 16-25.

Ряд научно-исследовательских и проектных институтов (Центрогипрошахт, УХИН, КузНИИУглеобогащение) предложили методику расчета количества одновременно работающих ячеек для усреднения рядового угля перед обогащением по нескольким качественным показателям: зольности, ситовому составу угля шахт-поставщиков, выходу летучих и т.д. Эти расчеты базируются на составлении вариантов смеси при различном участии шахт или шахтопластов, для которых расчетным путем определяются зольность рядового угля в смеси по каждому варианту и другие показатели. Установлено, что число вариантов должно быть не менее 25. Усреднение углей по предложенным методикам представляет собой весьма трудоемкий процесс. Методики неудобны для практического применения при проектировании, так как многие данные, характеризующие сырьевую базу, часто отсутствуют. Поэтому вопросы разработки единой методики по определению оптимальной емкости дозирочно-аккумулирующих бункеров, эффективности и пределов усреднения остаются актуальными.

При загрузке угля в бункер наблюдается явление сегрегации, которая зависит не только от ситового состава загружаемого угля, но также от его плотности (удельной массы) и формы крупных кусков угля и минеральных примесей. При загрузке в бункер крупный уголь скатывается к подошве насыпаемого в бункере конуса. В центре остается мелкий уголь и потонувшие в нем крупные пластинчатые куски породы. При разгрузке угля из бункеров сначала выходит центральный столб мелкого угля с включенными в него кусками породы, затем крупный уголь зольностью, достигающей минимального значения. Таким образом, сегрегация вызывает некоторое разусреднение материала и при определении эффективности усреднения необходимо учитывать не только количество бункеров, но и степень усреднения в каждом бункере.

Для усреднения коксующихся углей предусматривается усреднение всего поступающего на ОФ угля после первичной переработки (выборки посторонних предметов и металла), а также дробления крупных кусков.

Для усреднения энергетических углей получили распространение две технологические схемы:

- весь поступающий на фабрику уголь после его первичной переработки направляется на обогащение. В аккумулялирующие бункера направляется только избы-

точная часть угля, равная разности производительности дробильно-сортировочного отделения и производительности фабрики;

- весь поступающий на фабрику уголь аккумулируется в бункерах, а затем выдается на обогащение из бункеров. Эта схема применяется для случаев больших колебаний качественных показателей крепких углей.

Совершенствование процесса усреднения рядовых углей перед обогащением должно идти в направлении:

- создания оптимальных по конструкции и емкости бункеров, обеспечивающих эффективное усреднение, уменьшающих сегрегацию и сводообразование;

- возможности применения вычислительной техники для комплексной автоматизации процесса усреднения углей шихтованием;

- создания средств непрерывного автоматического контроля качества рядового угля.

В табл. 5.4 приводится краткая техническая характеристика дозирочно-аккумулирующих бункеров в проектах обогатительных фабрик, выполненных Сибгипрошахтом, Гипрошахтом и Южгипрошахтом. Для иллюстрации принятых решений по дозирочно-аккумулирующим бункерам рассмотрен ряд строящихся и проектируемых фабрик: ЦОФ «Осинниковская»; ЦОФ «Распадская»; ГОФ шахт «Должанская-Капитальная»; ЦОФ «Западно-Донбасская» № 1; ОФ шахты «Обуховская-Западная»; ЦОФ «Печорская».

Таблица 5.4

Техническая характеристика дозирочно-аккумулирующих бункеров

Фабрика	Производительность фабрики в год, тыс. т	Марка угля	Суммарная емкость бункеров, т	Количество ячеек, шт.	Емкость бункеров, рассчитанная на число часов работы фабрики	Примечание
Сибгипрошахт						
ЦОФ «Абашевская»	1800	Ж	2400	8	6	Бункера пирамидальные типа в блоке с дробильно-сортировочным отделением
ЦОФ Киселевская»	1600	К	2400	8	6	Отдельно стоящие бункера пирамидального типа
ЦОФ «Беловская»	6000	Ж	7400	27	6	Отдельно стоящие бункера пирамидального типа
ЦОФ «Березовская»	4300	К	12000	8 силовых по 1500 т каждый	16	Отдельно стоящие бункера силосного типа
ЦОФ «Артем 1УА»	4109	Д	3000	4	3,5	Отдельно стоящие бункера пирамидального типа
ЦОФ «Осинниковская»	5300	Ж	16000	40	20	Отдельно стоящие бункера с наклонным днищем

Фабрика	Производительность фабрики в год, тыс. т	Марка угля	Суммарная емкость бункеров, т	Количество ячеек, шт.	Емкость бункеров, рассчитанная на число часов работы фабрики	Примечание
ЦОФ «Распадская»	6000	Ж	25000	12	20	Отдельно стоящие бункера силосного типа
Гипрошахт						
ЦОФ «Сабурханская»	5700	ПС; ПЖ	3000	10	3,2-3,3	Бункера пирамидального типа в блоке с главным корпусом ОФ
ГОФ № 9 «Капитальная»	3600	Д	2000	8	3,3-3,8	То же
ГОФ «Интинская»	3600	Д	1200	6	2	То же
ОФ шахты № 9 треста «Эстонсланец»	9000	Сланец	56000	28	3.2	В блоке с дробильным отделением, пирамидального типа
ЦОФ «Шахтерская»	900	Г6	2000	8	11,4	В блоке корпуса мойки пирамидального типа
ЦОФ «Воркутинская»	2250	Ж19	2200	5	6	В блоке с корпусом сортировки пирамидального типа
ОФ «Катхара» (Индия)	3000	К	10000	4x8032	14	Бункера пирамидального типа, отдельно стоящее здание
ЦОФ «Печорская»	3700	Ж ₁₀ , Ж ^B ₁₀	15000	6 силосов Ø12м	17,5	Бункера силосного типа, отдельно стоящее здание
Южгипрошахт						
ЦОФ «Комендантская»	6000	А	780024	24	6,3	Бункера пирамидального типа, отдельно стоящие
ГОФ «Должанская»	6200	А	24000	6 отсеков	13,5	Бункера «самоварного» типа, отдельно стоящие. Количество выпускных отверстий – 52
ЦОФ «Червоноградская»	6000	Г	21000	4 отсека	12	Бункера «самоварного» типа. Количество выпускных отверстий – 36
ЦОФ «Кузнецкая»	6000	Ж	5800	18	15	Бункера силосного типа, отдельно стоящие

Фабрика	Производительность фабрики в год, тыс. т	Марка угля	Суммарная емкость бункеров, т	Количество ячеек, шт.	Емкость бункеров, рассчитанная на число часов работы фабрики	Примечание
ОФ «Иранская» № 1	2100	ГЖ, КЖ, К	14000	20	28,5	Бункера пирамидального типа. Над бункерами расположено дробильное отделение
ЦОФ «Павлоградская»	5250	Г	9000	30	10	То же
ЦОФ «Луганская»	3000	Г	6400	8	12	То же
ЦОФ «Восточная»	6400	К, ОС	15000	16	14	Бункер силосного типа. Над бункером расположено дробильное отделение

ЦОФ «Осинниковская» мощностью 5,3 млн. т в год предназначена для обогащения угля марки Ж, предел обогащения 0 мм. Дозировочно-аккумулирующий бункер имеет общую емкость 16000 т, рассчитанную на 20 ч работы, и состоит из 32 ячеек прямоугольной формы с наклонной стенкой. Емкость каждой ячейки 500 т. Загрузка ячеек производится ленточным конвейером с разгрузочной тележкой, разгрузка – электровибропитателями с автодозаторами на сборный конвейер.

ЦОФ шахты «Распадская» мощностью 6 млн. т в год предназначена для обогащения углей марки Ж, предел обогащения 0 мм. Дозировочно-аккумулирующие бункера имеют емкость 25000 т и представляют собой два ряда бункеров силосного типа, всего 12 силосов, рассчитанных на 20 ч работы фабрики. Загрузка ячеек осуществляется ленточным и катучим конвейерами, разгрузка - электровибропитателями с автодозаторами на сборные ленточные конвейеры.

ГОФ шахт «Должанская – Капитальная» мощностью 6200 тыс. т в год предназначена для обогащения антрацита. Предел обогащения 13 мм.

Дозировочно-аккумулирующие бункера имеют общую емкость 24000 т, рассчитанную на 13,5 ч работы фабрики. Ячейки «самоварного» типа. Загрузка производится ленточным конвейером с разгрузочной тележкой, разгрузка - электровибропитателями на сборный ленточный конвейер. Емкостная часть решена в сборном железобетоне и металле.

ЦОФ «Павлоградская» № 1 мощностью 5250 тыс. т в год предназначена для обогащения угля марки Г, предел обогащения 0 мм.

Дозировочно-аккумулирующие бункера имеют общую емкость 8000 т и состоят из 30 ячеек прямоугольной формы с пирамидальным днищем. Емкость бункеров рассчитана на 10 ч работы фабрики. Ленточные конвейеры через грохоты и дробилки передают рядового уголь на передвижные реверсивные ленточные конвейеры для загрузки ячеек бункеров. Разгрузка осуществляется электровибропитателями на сборные ленточные конвейеры.

Для уменьшения скорости падения угля в ячейках бункеров установлены спиральные спуски, укрепленные металлоконструкциями с углом наклона плоскости скольжения 5-10°.

ОФ шахты «Обуховская-Западная» мощностью 3 млн. т в год предназначена для обогащения антрацита. Глубина обогащения до 0.5 мм. Проект выполнен Ростовгипрошахтом.

Дозировочно-аккумулирующие бункера имеют емкость 6300 т, выполнены они из железобетона, стенки ячеек наклонные. Над дозировочно-аккумулирующими бункерами установлено дробильно-сортировочное отделение.

Распределение по бункерам производится ленточным и реверсивным конвейерами. Разгрузка осуществляется электровибропитателями на сборные ленточные конвейеры.

Особенностью конструкции этих бункеров является применение спускных труб, установленных над разгрузочными отверстиями ячеек. Труба имеет щель, параллельную продольной оси трубы.

По данным Ростовгипрошахта, благодаря установке труб достигаются разгрузка угля из верхних слоев бункера в режиме первичного движения, минимальная поверхность истирания угля о стенки трубы, меньший коэффициент трения между частями угля и уменьшение сил трения из-за отсутствия больших сил давления неподвижно лежащего угля. Поступление в трубу материала нижних слоев бункера (находящихся под давлением вышележащих слоев) ограничивается за счет интенсивности движения материала по трубе сверху. Применение спускных труб позволяет снизить переизмельчение угля при выгрузке его из бункера.

ЦОФ «Печорская» мощностью 3,7 млн. т в год предназначена для обогащения углей марки Ж. предел обогащения 0 мм. Шихтовочно-аккумулирующие бункера силосного типа диаметром 12 мм имеют общую емкость 15000 т, рассчитанную на 17,5 ч работы фабрики. Силосы расположены в два ряда.

Бункера железобетонные с металлическими выпускными воронками. Два ленточных конвейера перегружают рядовой уголь на реверсивные ленточные конвейеры для распределения по рядам силосов.

Разгрузка производится электровибропитателями с автодозаторами. Каждый силос имеет четыре выпускных отверстия, что улучшает условия усреднения и уменьшает сегрегацию.

Для уменьшения скорости падения угля в каждом силосе установлен спиральный спуск с углом наклона к горизонту $39^{\circ}52'$, работающий на принципе саморегулирующего торможения.

Для предотвращения сводообразования к выпускным воронкам подведено пневмообрушение типа «стреляющие сопла».

Анализ схем и компоновочных решений дозировочно-аккумулирующих бункеров рассмотренных обогатительных фабрик позволяет сделать следующие выводы о работоспособности отдельных технологических и конструктивных узлов:

- ленточные конвейеры с передвижными разгрузочными тележками нашли применение на многих ОФ. Недостатком этого механизма является пылеобразование, средства борьбы с которым пока еще неэффективны. Кроме того, отмечается многократный перегиб ленты на барабанах, что уменьшает срок ее службы;

- в целях уменьшения высоты падения угля и его переизмельчения в некоторых проектах стенки бункеров выполнены наклонными. Угол наклона стенок в зависимости от влажности поступающих рядовых углей должен быть в пределах $50-60^{\circ}$;

- для обеспечения ритмичной работы ОФ по рекомендациям Центрогипрошахта емкость дозировочно-аккумулирующих бункеров должна быть: для ГОФ Карагандинского бассейна – не более 13 ч работы, для ЦОФ – не более 15 ч, для ГОФ Донец-

кого и Кузнецкого бассейнов не более 16 ч, ЦОФ – не более 19 ч работы. Необходимо отметить, что емкость существующих бункеров недостаточна;

- суммарная эффективность усреднения зависит от принятого количества дозаторов. Проведенные различными институтами исследования этого процесса показали, что с увеличением количества дозаторов суммарная эффективность усреднения возрастает, но эффективность работы каждого дозатора снижается. Поэтому оптимальным количеством дозаторов следует считать 16-25;

- опыт эксплуатации дозирочно-аккумулирующих бункеров, оснащенных спиральными спусками с углом наклона плоскости скольжения 5-10°, показал, что они в некоторой степени способствуют уменьшению переизмельчения угля, но при загрузке мелких и влажных углей могут явиться причиной образования сводов и зависания материала. Эффективность от установки в бункерах спиральных спусков будет достигнута только при выполнении их с наклонной образующей, угол наклона которой 39°52'. Такой спиральный спуск нашел применение в проекте шихтовочно-аккумулирующих бункеров ЦОФ «Печорская» и в строящихся бункерах шахты № 40 комбината «Воркутауголь».

Рассмотренные примеры проектных решений дозирочно-аккумулирующих бункеров на различных фабриках показывают, что эти решения существенно различаются. Поэтому появилась необходимость разработки проектов дозирочно-аккумулирующих бункеров, которые могли бы применять все проектные институты в зависимости от мощности фабрики, принятой емкости, установленного оборудования и т.д.

В этих проектах учтены общие недостатки бункеров на действующих фабриках, а также разработанных проектов. В результате обследования действующих обогатительных фабрик Донбасса, Кузбасса и Карагандинского бассейна, а также рассмотрения проектных решений дозирочно-аккумулирующих бункеров и опыта эксплуатации бункеров на зарубежных фабриках Гипрошахтом и Центрогипрошахтом были разработаны следующие варианты дозирочно-аккумулирующих бункеров для рядовых углей.

Для индивидуальных и групповых обогатительных фабрик, обогащающих энергетические угли, не требующие усреднения, - щелевидные бункера;

для фабрик, где требуется усреднение угля, - бункера с наклонными стенками.

Для фабрик, обогащающих коксующиеся угли, - бункера силосного типа.

На основании опыта работы углеобогатительных предприятий установлено, что емкость дозирочно-аккумулирующих бункеров на центральной обогатительной фабрике при 260-ти и 360-ти рабочих днях в году должна обеспечивать соответственно 32 и 19 ч работы фабрики, на групповой фабрике при тех же режимах работы – соответственно, 27 и 16 [111].

Для индивидуальных обогатительных фабрик емкость дозирочно-аккумулирующих бункеров должна определяться с учетом усреднения и качества угля и ритмичности работы шахты, но она должна обеспечивать не менее чем сменную работу фабрики.

Неоднородность поступающего на обогащение сырья требует качественных систем управления процессов подготовки шихты. Использование шихты в углеобогащении на данный момент не нашло должного распространения, так как существующие методы не могут быть применены к условиям постоянно меняющегося сырья и так называемой работе «с колес», а также при переменном фракционном и гранулометрическом составе. Поэтому актуальна проблема разработки такой системы управ-

ления процессов подготовки угольной шихты, которая основана на аналитическом аппарате в углеобогащении. При этом минимизируются объемы опробования, что немаловажно с экономической точки зрения.

В работах [112-118] заложены предпосылки для построения такой системы. Следует заметить, что ввиду недавнего решения некоторых задач, таких как аналитическое описание кривых распределения угля по фракциям и крупности, аналитическая модель извлечения продуктов разделения [112], не было разработано адаптированных методов расчета долевого участия углей различных групп в шихте. В дискретных моделях выбор оптимального варианта обычно сводится к организации полного перебора [113]. Алгоритм оптимизации естественно должен предусматривать непрерывную область изменения технологических параметров, что также соответствует их физическому смыслу [114].

Рассмотрим схему процесса подготовки угольной шихты как объекта управления [119].

Исходные данные можно разделить на несколько категорий, обусловленные сырьем (гранулометрическим и фракционным составом) и обусловленные технологической схемой фабрики (кривыми извлечения), а также критерием разделения.

Зная уравнения фракционного и гранулометрического состава и имея математическую модель работы фабрики в соответствии с выбранным критерием разделения, в качестве выходных данных получаем доленое участие углей в шихте, а также прогноз результатов разделения.

Рассмотрим поставленную задачу более подробно.

Известно [115], что данные фракционного состава адекватно описываются системой уравнений:

$$\left\{ \begin{array}{l} \Gamma(\rho) = F(\rho) = \frac{1}{1 + (a_0 + a_1 t)\sqrt{1-t}}, t = \left(\frac{\rho - \rho_0}{\rho_k - \rho_0} \right)^2, \\ \Gamma(\lambda) = F(\lambda) = \frac{1}{1 + (b_0 + b_1 t)\sqrt{1-t}}, t = \left(\frac{\lambda - \lambda_0}{\lambda_k - \lambda_0} \right), \\ A^d = U(\rho_{i-1}, \rho_i) = \frac{L(\Gamma_i(\rho_i)) - L(\Gamma_{i-1}(\rho_{i-1}))}{\Gamma_i(\rho_i) - \Gamma_{i-1}(\rho_{i-1})}, \end{array} \right. \quad (5.16)$$

где a_0, a_1, b_0, b_1 - параметры распределения.

Гранулометрический состав можно определить одним из зарекомендовавших себя способов в зависимости от точности подачи исходной информации [116].

Математическое описание схемы фабрики невозможно без аналитических уравнений, описывающих исходное сырье, и оператора, описывающего действие обогащательного аппарата на сырье.

Технологическую схему удобно представлять в виде направленного графа. Каждый аппарат – это узел такого графа, который имеет определенное количество входов и выходов. Связи между узлами и направлениями показывают движение продуктов на фабрике. Ключевым элементом этой модели является узел, имея в аналитическом виде вход и аналитический оператор, преобразующий его, получаем в аналити-

ческом виде выход, который будет входом для другого узла, поэтому для построения модели фабрики достаточно построить всего один узел.

При построении модели продукт представляется в виде определенной информационной структуры, содержащей параметры продукта. Например: Q - масса сухого продукта, т; V - объем воды, м³; $\gamma_{i\bullet}$ - участие в продукте i -го класса, %; $A_{i\bullet}^d$ - зольность i -го класса, %; $\gamma_{\bullet j}$ - участие в продукте j -ой фракции, %; $A_{\bullet j}^d$ - зольность j -ой фракции, %, здесь $i = 1 \dots n$, $j = 1 \dots m$. Масса и объем V рассчитываются за единицу времени – час.

Узлы можно пронумеровать (упорядочить), лучше ближе к тому порядку, в котором проходит исходное сырье. Если в таком графе есть только связи, направленные от узла с меньшим номером к узлу с большим номером, то продукты выхода схемы с таким графом можно рассчитать. Для этого нужно последовательно (по номерам) вычислять выходы узлов.

В тех случаях, когда нельзя, просчитав последовательно один раз схему, получить все продукты выходов схемы, так как для расчета в некоторых узлах недостаточно данных, следует применить рекуррентную схему расчетов. Для этого необходимо выходы узлов задать приближенно. Это может быть просто нулевой продукт, т.е. $Q = 0$ и $V = 0$. Рассчитав последовательно всю схему, получим нужный нам продукт выхода из этого узла. Если точность, с которой он отличается от предполагаемого продукта, недостаточна, то необходимо производить последовательный расчет с новым предполагаемым продуктом до тех пор, пока точность не достигнет заданную.

Для более конкретной модели узла необходимо определить модель извлечения. Математическое описание кривых разделения следует из решения уравнения случайного блуждания по вертикальной оси (по отношению к нижней поверхности аппарата), записанного в виде уравнения Колмогорова-Фоккера-Планка для относительной концентрации:

$$\frac{\partial c}{\partial t} = D \frac{\partial^2 c}{\partial y^2} + V \frac{\partial c}{\partial y}. \quad (5.17)$$

Здесь $c = c(t, y)$ - значение доли частиц в момент времени t в точке y Ось Qy считаем направленной вверх; D - коэффициент диффузии, м²/с, V - коэффициент сноса, соответствующий вертикальной составляющей скорости частицы, м/с. Поскольку смесь неоднородна по своим физическим свойствам, то для каждого класса (или фракции) можно записать уравнение случайного блуждания со своими условиями прохождения частиц сквозь поверхность извлечения. Это событие происходит с некой вероятностью $p(x)$.

Если обозначить безразмерное время как $\tau = V^2 t / 4D$, вспомогательную функцию как $K(x) = \tau \cdot g(2 - g)$, где $g = \frac{1-L}{L} \cdot \frac{p(x)}{1-p(x)} \theta$, а промежуточную функцию

как $f(x) = (1 - e^{-K(x)}) / K(x)$, то извлечение материала с характеристикой x можно записать как

$$\varepsilon(x) = 1 - f(x). \quad (5.18)$$

Функция $p(x)$ задается для каждого аппарата согласно его физической модели.

Модель узла обогатительной фабрики основана на простейшем уравнении баланса $Q = Q_1 + Q_2$, где Q - исходное питание аппарата; Q_1, Q_2 - питание для следующих обогатительных аппаратов или конечные продукты разделения. Тогда любой обогатительный аппарат однозначно описывается тремя величинами Q, F, ε , где F - функция распределения угля по фракциям (для аппаратов классификации – функция распределения угля по кружности). Пусть $\varepsilon(x)$ определяет долю продукта, которая пойдет в Q_1 . Тогда $Q_1 = \gamma_1 Q$; $Q_2 = \gamma_2 Q$; $\gamma_1 + \gamma_2 = 1$. Поскольку известна функция распределения угля по фракциям, то $\gamma_1 = \int_0^{\infty} F'(x)\varepsilon(x)dx$, $\gamma_2 = \int_0^{\infty} F'(x)(1-\varepsilon(x))dx$.

Тогда функция распределения продуктов разделения следующая:

$$F_1(x) = \frac{1}{\gamma_1} \int_0^x F'(t)\varepsilon(t)dt \quad \text{или} \quad F_1(x) = \frac{1}{\gamma_1} \int_0^x F'(t)(1-\varepsilon(t))dt.$$

Отсюда легко вывести модель для аппарата, разделяющего на три продукта.

Знание аналитического описание исходных данных и аналитическое представление их преобразования позволяет формально получать общие критерии оптимальной работы обогатительных машин с точки зрения технологии обогащения.

Извлечение:

- более легких фракций в концентрат по отношению к исходному

$$\eta_{kk} = \int_{\lambda_0}^{\mu} f_u(\lambda)[1-q(\lambda)]d\lambda; \quad (5.19)$$

- посторонних фракций $\lambda > \mu$

$$\eta_{нк} = \int_{\mu}^{\lambda_m} f_u(\lambda)[1-q(\lambda)]d\lambda; \quad (5.20)$$

- полезного продукта $\lambda \leq \mu$ в отходы

$$\eta_{нк} = \int f_u(\lambda)q(\lambda)d\lambda; \quad (5.21)$$

- тяжелых фракций $\lambda > \mu$ в отходы

$$\eta_{mn} = \int f_u(\lambda)q(\lambda)d\lambda. \quad (5.22)$$

Содержание более легких фракций в исходном продукте

$$\eta_k = \int_{\lambda_0}^{\mu} f_u(\lambda) d\lambda = \xi = F_u(\mu), \quad (5.23)$$

а более тяжелых $\lambda > \mu$

$$\eta_n = \int_{\mu}^{\lambda_m} f_u(\lambda) d\lambda = 1 - \xi = 1 - F_u(\mu). \quad (5.24)$$

После этого извлечение легких фракций $\lambda \leq \mu$ в концентрат по отношению к их содержанию в исходном

$$\varepsilon_k = \frac{\eta_{kk}}{\eta_k} = \frac{1}{F_u(\mu)} \left[F_u(\mu) - \int_{\lambda_0}^{\mu} f_u(\lambda) q(\lambda) d\lambda \right], \quad (5.25)$$

а засорение концентрата посторонними фракциями по отношению к его выходу

$$\alpha_k = \frac{\eta_{nk}}{\eta_{kk} + \eta_{nk}} = \frac{\eta_{nk}}{\eta_k} = \frac{1}{F_u(\mu)} \left[1 - F_u(\mu) - \int_{\mu}^{\lambda_m} f_u(\lambda) q(\lambda) d\lambda \right]. \quad (5.26)$$

Извлечение более тяжелого продукта по отношению к его содержанию в исходном

$$\varepsilon_n = \frac{\eta_{nn}}{\eta_n} = \frac{1}{1 - F_u(\mu)} \int_{\mu}^{\lambda_m} f_u(\lambda) q(\lambda) d\lambda, \quad (5.27)$$

а засорение породы концентратом по отношению к ее выходу, т.е. процент полезного продукта в отходах,

$$\alpha_n = \frac{\eta_{nk}}{\eta_n} = \frac{1}{1 - F_u(\mu)} \int_{\lambda_0}^{\mu} f_u(\lambda) q(\lambda) d\lambda, \quad (5.28)$$

потери полезного продукта по отношению к его содержанию в исходном

$$\frac{\eta_{nk}}{\eta_k} = \frac{1}{F_u(\mu)} \int_{\lambda_0}^{\mu} f_u(\lambda) q(\lambda) d\lambda. \quad (5.29)$$

Указанные выше выражения являются составной частью всевозможных критериев эффективности. Следовательно, и сами эти критерии могут быть выражены с помощью предложенного метода.

Приведенные формулы однозначно определяют алгоритм вычисления всех требуемых расчетных показателей. Таким образом, кривая разделения вместе с фракционным анализом исходного сырья достаточно полно отражает и качественные и количественные характеристики разделения смеси по некоторой граничной плотности разделения. Проведенный выше анализ можно обобщить и на случай разделения на три продукта.

Оценка эффективности обогащения (критерий) в общем случае не влияет на метод использования предложенной модели, поэтому может быть любой. Примером технологического критерия является минимизация потерь сырья в отходах. Кроме этого можно взять экономический критерий или как комбинированный – технико-экономический критерий. Более подробно различные критерии обогащения рассмотрены в работах [117, 118].

Рассмотрим критерий, основанный на минимизации взаимозасорений. Он позволяет учитывать реальные результаты обогащения. Если сопоставить кривые элементарных зольностей для концентрата λ_k и породы λ_n на одном графике с элементарной зольностью исходного λ_u , получим следующее: кривая λ_k вначале повторяет кривую λ_u , но затем, вследствие погрешностей процесса разделения, эти кривые расходятся, образуя так называемый треугольник ошибок. Второй треугольник образуется аналогичным образом кривой элементарных зольностей породы λ_n и кривой λ_k . Потеря зольности породой выражается одной площадью, а излишек золы в концентрате вследствие несовершенства работы обогатительного аппарата – другой. Так как общее количество зольных единиц в концентрате и породе остается неизменным, площади обоих треугольников ошибок равны между собой.

Чем меньше площади треугольников ошибок, тем точнее процесс разделения в машине. В идеальном случае, когда площади стремятся к нулю, кривая элементарных зольностей концентрата λ_k сливается с кривой λ_u от ее начала до точки 0, а кривая элементарных зольностей породы λ_n сливается с кривой от точки 0 до конца кривой λ_u . То есть, при идеальном разделении кривые λ_k и λ_n образуются из кривой λ_u путем разделения ее точкой на две части.

Практическое вычисление величины площади треугольников ошибок графическим методом не может быть использовано при реализации на ЭВМ. Поэтому здесь необходима формализация исходной информации для этих вычислений.

Если после разделения критический концентрат и породу подвергнуть фракционному анализу, то мы сможем получить данные для определения двух функций $\lambda_k(x)$ и $\lambda_n(x)$ в дополнение к исходной функции $\lambda_u(x)$. Пусть при этом выход концентрата был равен γ_k , выход породы тогда, соответственно, равняется $1 - \gamma_k$.

Теперь задача состоит в отыскании непрерывных преобразований кривых. Для этого нужно, чтобы для концентрата, при увеличении граничной зольности к максимальному значению, выход стремился не к единице, а к величине $\lambda_k(x)$, а с другой стороны кривая элементарных зольностей пород должна начинаться с выхода не $x = 0$, а с выхода $x = \gamma_k$. Если обозначить через Δ искомую площадь треугольников ошибок, то ее значение равно:

$$\Delta = \int_0^{\gamma_k} \left[\lambda_k \left(\frac{x}{\gamma_k} \right) - \lambda_u(x) \right] dx, \text{ или } \Delta = \int_{\gamma_k}^1 \left[\lambda_u(x) - \lambda_n \left(\frac{x - \gamma_k}{1 - \gamma_k} \right) \right] dx, \quad (5.30)$$

причем оба эти выражения равны между собой.

Традиционно задача шихтования формулируется следующим образом. Пусть имеется n углей, каждый со своими характеристиками $\gamma_i = \gamma_i(\rho)$, $\lambda_i = \lambda_i(x_i)$, $i = 1, 2, \dots, n$. Требуется выбрать доли участия p_i каждого угля, что бы при этом была получена смесь, характеристики которой $\gamma = \gamma(\rho)$, $\lambda = \lambda(\gamma)$ менее всего отличались бы от заданных $\gamma = h(\rho)$, $\lambda = f(\gamma(\rho))$. Если нам известны требуемые характеристики шихты, то это означает, что нам известны функции $h(s)$ и $f(\rho)$. Для каждого вектора $\bar{p} = (p_1, p_2, \dots, p_n)$ мы можем построить функции $\gamma(\rho)$ и $\lambda(\gamma(\rho))$. Тогда близость полученной шихты к требуемой можно оценить с помощью величины

$$L(p_1, p_2, \dots, p_n) = A \|\lambda - f\| + B \|\gamma - h\|, \quad (5.31)$$

где $\|\lambda - f\|$ и $\|\gamma - h\|$ - норма разностей двух функций в пространстве L_2 ; A и B - коэффициенты, задающие относительную значимость близости функций распределения и близости функций зольности от выхода или от плотности. Тогда наилучший вектор $\bar{p} = (p_1, p_2, \dots, p_n)$, где $\sum p_i = I$, будет тот, который обеспечивает минимум функционала $L(\bar{p}) \Rightarrow \min$.

$$L(\bar{p}) = A \int_0^{\infty} [\lambda(\rho) - f(\rho)]^2 d\rho + B \int_0^{\infty} [\gamma(\rho) - h(\rho)]^2 d\rho. \quad (5.32)$$

Поэтому p_1, p_2, \dots, p_n есть решение системы $\frac{\partial L}{\partial p_i} = 0, i = 1, 2, \dots, n$.

Обозначим через a_{ij} и b_i интегралы $a_{ij} = \int_0^{\infty} \gamma_i(\rho) \gamma_j(\rho) d\rho$,

$$b_i = \int_0^{\infty} h(\rho) \gamma_i(\rho) d\rho.$$

Обозначим также $J_{1j}(\bar{p}) = \int_0^{\infty} [\lambda(\rho) - f(\rho)] \frac{\partial \lambda}{\partial p_i} d\rho$.

Решение системы определяет необходимые значения долей участия каждого угля в искомой смеси.

Таким образом, получены основные положения для создания системы управления процессом подготовки угольной шихты. Сформулирован алгоритм решения задачи управления процессом подготовки угольной шихты, который не зависит от крите-

рия оценки результатов обогащения угля и учитывает особенности технологической схемы. В дальнейшем с введением на множестве технологических схем классификации отдельных узлов фабрики с параметрами одного физического принципа разделения станет возможным сравнение технологических схем на уровне численного моделирования, что создает предпосылки для обоснования выбора оптимальных схем.

5.6. Управление качеством товарной продукции при обогащении рядового угля

В процессе обогащения изменяются не только показатели качества продуктов обогащения, но и их среднее значение. Наибольшее усреднение при обогащении наблюдается по зольности, в меньшей степени по содержанию летучих веществ и сернистости.

Улучшение качества товарной угольной продукции при обогащении осуществляется за счет:

- оптимизации параметров имеющихся технологических операций и процессов;
- увеличение глубины обогащения;
- увеличение количества обогащаемых машинных классов;
- изменения диапазонов крупности машинных классов;
- повышения эффективности работы действующего оборудования;
- замены действующего способа переработки продукта более эффективным;
- введением новых технологических операций и процессов;
- использование комплексной механизации, автоматизации и компьютеризации контроля и управления технологическими процессами.

5.6.1. Оптимизация параметров имеющихся технологических операций и процессов

Оптимизация параметров имеющихся технологических операций и процессов показаны на примере оптимизации операции мокрого подготовительного грохочения рядовых углей на гидрогрохоте ГГК с неподвижной просеивающей поверхностью, процедура которой изложена в работе [120]. Целью оптимизации является определение значимости факторов и установление их взаимосвязи с эффективностью процесса гидрогрохочения.

Для формализации изучаемого процесса с целью оптимизации его по важнейшим параметрам из числа влияющих на показатели работы гидрогрохота факторов были выбраны наиболее существенные, по возможности, независимые и управляемые.

Это позволило представить в модели основные, наиболее значимые факторы и исключить второстепенные, учет которых затрудняют условия проведения активного эксперимента, усложняет саму модель и создает определение трудности при ее математическом анализе и интерпретации.

При определении влияющих факторов была использована априорная и апостериорная информация, а при разработке модели было применено сочетание одного из методов формализации априорной информации с методом активного эксперимента [121].

Функцией цели при исследованиях являлись общепринятые показатели разделения при грохочении: эффективность грохочения, засорение продуктов и граничная крупность разделения.

Выбор факторов для активного эксперимента был осуществлен на основании теоретических исследований, а также методом экспертных оценок [122, 123].

Для определения наиболее значимых факторов, которые необходимо было учесть при формализации процесса, была составлена специальная анкета. Мокрый способ грохочения и конструктивные особенности гидрогрохота явились причиной того, что в число 16-ти рассматриваемых не вошли такие факторы, как показатели, характеризующие механический режим работы грохота и скорость исходного материала, а также напор воды из-за вполне очевидной связи его с расходом воды.

Анкеты были разосланы 19 специалистам. Максимальный бал значимости фактора равнялся 100. В перечень факторов, влияющих на эффективность грохочения, входили следующие:

- 1 – удельная производительность грохота;
- 2 – удельный расход воды;
- 3 – гранулометрический состав исходного материала;
- 4 – форма отверстий сита;
- 5 – размер отверстий сита;
- 6 – угол наклона сита;
- 7 – угол наклона струй;
- 8 – длина сита;
- 9 – ширина сита;
- 10 – расстояние между точками подачи воды;
- 11 – материал сита;
- 12 – плотность грохотимого материала;
- 13 – Содержание твердого в воде, подаваемой на гидрогрохочение;
- 14 – начальная скорость подачи материала на сито;
- 15 – прочие конструктивные особенности;
- 16 – форма частиц грохотимого материала.

В табл. 5.5 приведены оценки, данные экспертами, а в табл. 5.6 результаты определения степени влияния факторов на эффективность грохочения по оценкам экспертов.

В дальнейшем из полученной априорной информации о степени влияния рассматриваемых факторов на эффективность грохочения методом дисперсионного анализа (по критерию Фишера) были выделены наиболее значимые и поддающиеся варьированию в процессе активного эксперимента факторы.

Для этого были определены значения

$$\bar{x}_i = \frac{\sum x_i}{m} \quad (5.34)$$

и после определения дисперсии

$$D = \frac{\sum_{i=1}^m \cdot \sum_{j=1}^n (x_{ij} - \bar{x}_i)^2}{nm} \quad (5.35)$$

Оценки, данные экспертами при определении степени влияния факторов

Номер эксперта	Номер факторов															
	1	5	2	8	6	3	14	4	7	10	9	13	16	12	11	15
1	25	24	23	22	21	18	16	14	17	20	5	10	9	11	6	15
2	35	15	40	20	30	10	20	20	15	10	5	5	1	1	1	15
3	30	8	10	30	15	5	5	15	15	15	30	1	1	1	5	5
4	100	60	80	80	20	60	20	20	50	40	100	10	30	10	5	0
5	60	75	60	90	60	45	60	20	75	10	60	15	10	15	5	0
6	80	70	70	40	40	50	30	70	30	20	10	40	30	10	10	0
7	100	40	90	50	90	70	35	80	20	5	5	5	10	5	10	0
8	10	10	6	6	6	6	10	10	6	3	3	3	10	3	6	0
9	20	20	15	8	4	8	1	1	6	3	7	2	2	1	1	1
10	18	12	12	6	6	6	6	6	4	4	6	4	2	4	4	2
11	20	12	15	10	8	6	5	2	4	3	5	4	1	2	1	2
12	25	18	5	12	5	10	5	2	5	2	0	2	2	2	2	2
13	50	33	100	50	100	33	100	33	50	50	50	33	20	15	15	0
14	100	100	100	100	100	50	35	50	100	35	0	15	0	10	35	35
15	60	80	80	50	80	30	20	70	60	40	10	30	5	5	5	5
16	30	30	15	25	10	20	10	15	5	10	25	10	5	5	5	5
17	80	70	100	50	50	70	80	70	50	45	5	20	5	5	5	5
18	100	80	70	60	70	60	100	80	70	45	10	30	1	5	10	10
19	35	30	25	20	25	20	25	10	25	10	0	2	3	1	5	10

вычисляем отношения $F_i = \bar{x}_i^2$, которые показали, что наибольшее влияние на эффективность грохочения должны оказывать удельная нагрузка $q_T [ML^{-2}T]$, размер щели между колосниками $\delta [L]$, удельный расход воды $q_B [L^3M^{-1}]$, длина просеивающей поверхности $L [L]$, угол наклона просеивающей поверхности α (град.), гранулометрический состав исходного материала $d_{cp} [L]$, начальная скорость грохотимого материала $V_o [LT^{-1}]$, угол наклона струи K и просеивающей поверхности α_c (град.).

Для установления взаимосвязи выбранных факторов с эффективностью грохочения на полупромышленной стендовой установке гидрогрохота были проведены специальные исследования. Реализация заданного в табл. 5.7 плана и математическая обработка результатов опытов позволила построить в безразмерных параметрах для технологических показателей грохочения следующего вида:

$$y = a_0 \left(\frac{q_T}{\rho \sqrt{g \delta}} \right)^{a_1} \cdot \left(\frac{L \delta}{d_{cp}^2 \cos \alpha} \right)^{a_2} \cdot \left(\frac{q_B}{\sin \alpha_c} \right)^{a_3} \cdot \left(\frac{V^2}{g \delta} \right)^{a_4}, \quad (5.36)$$

где y - технологические показатели грохочения; a_0, a_1, a_2, a_3, a_4 - коэффициенты уравнения.

Таблица 5.6

Результаты определения степени влияния факторов по оценкам экспертов организации 1

Номер эксперта	Номер факторов																	
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17		
1	9,76	9,37	8,98	8,59	8,23	7,85	7,03	6,25	5,46	6,64	7,81	1,95	2,05	3,90	3,51	4,29	2,34	5,85
2	14,40	6,17	16,46	8,23	12,34	4,11	8,23	8,23	8,23	6,17	4,11	2,05	2,05	0,41	0,41	0,41	0,41	6,71
3	15,70	4,18	8,75	15,70	7,85	2,61	2,61	2,61	7,85	7,85	7,85	15,70	15,70	0,52	0,52	0,52	2,61	2,61
4	14,59	8,75	11,67	11,67	2,01	8,75	2,91	2,91	2,91	7,29	5,83	14,59	14,59	1,45	4,37	1,45	0,72	0
5	9,09	11,36	9,09	13,63	9,09	6,81	6,81	9,09	3,03	11,36	1,51	9,09	9,09	2,27	1,51	2,27	0,75	0
6	13,33	11,66	11,66	6,66	6,66	8,33	8,33	5,00	11,66	5,00	3,33	1,66	1,66	6,66	5,00	1,66	1,66	0
7	15,26	6,10	13,74	7,63	13,74	10,68	10,68	5,34	12,21	3,05	0,76	0,76	0,76	0,76	1,52	0,76	1,52	6,10
8	10,20	10,20	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12	10,20	10,20	6,12	3,06	3,06	3,06	3,06	10,20	3,06	6,12	0
9	20,00	20,00	15,00	8,00	4,00	8,00	8,00	1,00	1,00	6,00	3,00	7,00	7,00	2,00	2,00	1,00	1,00	1,00
10	17,64	11,76	11,76	5,88	5,88	5,88	5,88	5,88	5,88	3,92	3,92	5,88	5,88	3,92	1,96	3,92	3,92	1,96
11	20,00	12,0	15,00	10,00	8,00	6,00	6,00	5,00	2,00	4,00	3,00	5,00	5,00	4,00	1,00	2,00	1,00	2,00
12	25,25	18,18	5,05	12,12	5,05	5,05	10,10	5,05	2,02	5,05	2,02	0	0	2,02	2,02	2,02	2,02	2,02
13	6,83	4,50	13,65	6,83	13,66	4,30	4,30	13,66	4,50	6,83	6,83	6,83	6,83	4,50	2,73	2,04	2,04	0
14	11,56	11,56	11,56	11,56	11,56	5,78	5,78	4,04	5,78	11,56	4,04	0	0	1,73	0	1,15	4,04	4,04
15	9,52	12,69	12,69	7,93	12,69	4,76	4,76	3,17	11,11	9,52	6,34	1,58	1,58	4,76	0,79	0,79	0,79	0,79
16	13,33	13,33	6,66	11,11	4,44	4,44	8,88	4,44	6,66	2,22	4,44	11,11	11,11	4,44	2,22	2,22	2,22	2,22
17	11,26	9,85	14,08	7,04	7,04	7,04	9,85	11,26	9,85	7,04	6,39	0,70	0,70	2,81	0,70	0,70	0,70	0,70
18	12,48	9,98	8,73	7,49	8,73	7,49	7,49	12,48	9,98	8,73	5,61	1,24	1,24	3,74	0,12	0,62	1,24	1,24
19	14,22	12,19	10,16	8,13	10,16	8,13	8,13	10,16	4,06	10,16	4,06	0	0	0,81	1,21	0,40	2,03	4,06
$\sum_{i=1}^m x_{ij}$	264,42	203,83	207,30	174,32	158,12	133,81	133,81	125,77	124,39	128,51	83,85	88,20	88,20	55,40	41,79	31,28	37,13	40,70
$\sum_{i=1}^m \frac{x_{ij}}{m} = \bar{x}_j$	13,91	10,72	10,91	9,17	9,32	7,04	7,04	6,61	6,54	6,76	4,41	4,64	4,64	2,91	2,19	1,64	1,95	2,14
$(\bar{x}_j)^2$	194,0	114,0	119,0	84,4	68,9	49,0	49,0	43,6	42,2	46,2	19,3	21,1	21,1	6,4	4,8	2,56	3,61	4,4

Таблица 5.7

План и результаты исследований

Обозначения и номера опытов	q_T	δ	q_B	L	α	d_{cp}	V_n	α_c	Функция отклика	
	т/ч·м ²	мм	м ³ /т	мм	град.	м	м/сек.	град.	Граничная крупность разделения, мм	Эффективность, %
Основной уровень (0)	125	10	1,5	8000	28	0,015	5,5	35		
Интервал варьирования	50	5	0,3	1500	8	0,008	1	10		
Верхний уровень (+1)	175	15	1,8	4500	36	0,023	6,5	45		
Нижний уровень (-1)	75	5	1,2	1500	20	0,007	4,5	25		
Кодовые обозначения переменных	x_1	x_2	x_3	x_4	x_5	x_6	x_7	x_8		
Опыт										
1	+1	+1	+1	+1	+1	+1	+1	+1	16,0	63,0
2	-1	+1	-1	+1	+1	-1	+1	-1	12,5	76,5
3	+1	-1	-1	+1	+1	+1	-1	-1	6,6	89,3
4	-1	-1	+1	+1	+1	-1	-1	+1	6,9	87,3
5	+1	+1	-1	-1	+1	+1	+1	-1	12,4	74,5
6	-1	+1	-1	-1	+1	+1	+1	+1	13,9	84,3
7	+1	-1	+1	-1	+1	+1	-1	+1	7,7	80,0
8	-1	-1	-1	-1	+1	-1	-1	-1	5,1	73,3
9	+1	+1	+1	-1	+1	-1	-1	-1	14,9	74,5
10	-1	+1	-1	-1	+1	+1	-1	+1	14,7	70,8
11	+1	-1	+1	+1	-1	-1	+1	-1	6,6	93,0
12	-1	-1	-1	+1	-1	+1	+1	+1	6,4	90,8
13	+1	+1	-1	+1	-1	-1	-1	+1	17,5	70,6
14	-1	+1	+1	+1	-1	+1	-1	-1	19,6	62,6
15	+1	-1	-1	-1	-1	-1	+1	+1	6,9	88,6
16	-1	-1	+1	-1	-1	+1	+1	-1	6,4	82,3
17	+1	0	0	0	0	0	0	0	8,3	84,3
18	-1	0	0	0	0	0	0	0	11,6	88,5
19	0	+1	0	0	0	0	0	0	15,7	81,2
20	0	-1	0	0	0	0	0	0	6,9	87,9
21	0	0	+1	0	0	0	0	0	10,6	89,9
22	0	0	-1	0	0	0	0	0	9,2	86,2
23	0	0	0	+1	0	0	0	0	12,6	85,3
24	0	0	0	-1	0	0	0	0	6,8	18,2
25	0	0	0	0	+1	0	0	0	9,4	84,2
26	0	0	0	0	-1	0	0	0	12,8	81,7
27	0	0	0	0	0	+1	0	0	10,6	84,8
28	0	0	0	0	0	-1	0	0	11,9	87,2
29	0	0	0	0	0	0	+1	0	10,4	84,3
30	0	0	0	0	0	0	-1	0	11,3	88,5
31	0	0	0	0	0	0	0	+1	12,8	87,1
32	0	0	0	0	0	0	0	-1	1,0	88,1

Коэффициенты уравнения (5.36) представлены в табл. 5.8.

Таблица 5.8

Коэффициенты регрессии

Функция отклика	К о э ф ф и ц и е н т ы				
	a_0	a_1	a_2	a_3	a_4
$E, \%$	38	-0,03	0,02	0,03	0,08
$d_{cp}, \text{гр. м}$	0,6008	0,200	0,038	0,200	0,109

Полученные зависимости верны при следующих ограничениях:

$$\begin{aligned}
 20,8 \leq q_T \leq 48,6 \text{ кг/сек} \cdot \text{м}^2; & \quad 0,005 \leq \delta \leq 0,015 \text{ м}; \\
 1,0 \leq q_B \leq 1,8 \text{ кг/кг}; & \quad 2 \leq L \leq 5 \text{ м}; \\
 15 \leq \alpha \leq 40 \text{ град.}; & \quad 0,007 \leq d_{cp} \leq 0,23 \text{ м}; \\
 3 \leq V_n \leq 9 \text{ м/сек.}; & \quad 25 \leq \alpha_c \leq 50 \text{ град.} \\
 1300 \leq \rho \leq 1800 \text{ кг/м}^3; &
 \end{aligned}$$

Анализ полученных зависимостей показывает, что величина эффективности грохочения на гидрогрохоте неподвижного типа прямо пропорциональна вероятности прохождения зерен меньше крупности разделения через отверстия в решетке из продольно расположенных колосников. С увеличением длины просеивающей поверхности, вертикальной составляющей силы тяжести, вертикальной составляющей промывной струи и начальной скорости грохотимого материала (с уменьшением высоты слоя) вероятность прохождения зерна сквозь отверстие в решетке возрастает.

При этом для изучаемого диапазона крупностей разделения с возрастанием в грохотимом материале количества крупных классов и с увеличением нагрузки эффективность грохочения уменьшается. Уменьшение эффективности грохочения при увеличении размера отверстий щелевидной формы объясняется, по нашему мнению, тем, что при этом на показатели разделения в большей мере начинает влиять форма зерен грохотимого материала.

Вполне очевидно, что крупность разделения обуславливается, прежде всего, размером отверстий просеивающей поверхности. Величина крупности разделения возрастает с увеличением длины просеивающей поверхности, вертикальной составляющей струи воды и начальной скорости грохотимого материала. При увеличении в исходном материале крупных классов (>13 мм) на гидрогрохоте происходит уменьшение крупности разделения.

Установленная взаимосвязь факторов с эффективностью грохочения позволяет при изменении гранулометрического состава исходного материала осуществлять оптимизацию работы гидрогрохота путем управления его параметрами с целью поддержания эффективности на заданном уровне.

5.6.2. Увеличение глубины обогащения

Увеличение глубины обогащения осуществляется на углеобогатительных фабриках, в случае если рост зольности и влажности рядового угля превышает ее воз-

возможность получать требуемое качество товарной угольной продукции по существующей технологии.

В качестве примера выбраны результаты модернизации ОФ ООО ПК «Донецкое угольное топливо» [124].

До модернизации технологическая схема обогатительной фабрики предусматривает обогащение рядовых углей только шахты им. Г.М. Димитрова. Возможность работать с привозными углями отсутствовала.

Горная масса с шахты поступает на предварительное грохочение на грохот ГИТ-51, оборудованный колосниковой решеткой с расстоянием между колосниками в свету 100 мм. Надситный продукт неподвижного колосникового грохота передается на плоский ленточный конвейер, где осуществляется ручная выборка породы, направляемой в отвал. Подситный продукт неподвижного колосникового грохота объединяется с продуктом, оставшимся на плоском ленточном конвейере, и поступает на подготовительное грохочение на инерционные параллельно установленные грохоты ГИСЛ-72 и ГСЛ-62, которые экипированы штампованными ситами с отверстиями 13x13 мм.

Подготовительное грохочение осуществляется сухим способом.

Надрешетный продукт с указанных грохотов поступает на дополнительную классификацию грохота типа ГИЛ-52 с ситами 13x13 мм.

Подрешетный продукт первичной и окончательной классификации ленточными конвейерами направляется в погрузочные бункера, а при отсутствии ж.д. вагонов - на аварийный склад. Надрешетный продукт грохотов окончательной классификации системой конвейеров направляется на обогащение в тяжелосредние сепараторы типа СКВ-20.

Разделение крупного угля на компоненты производится в магнитной суспензии плотностью 1700 кг/м. После обезвоживания на грохоте ГСЛ концентрат системой конвейеров направляется в частичную присадку к сорту $\Gamma_{\text{ряд.}}$, частично в бункер для концентрата на собственные нужды. Рядовой уголь класса 0-200 мм отгружается потребителям железнодорожными вагонами. Отходы продуктов обогащения обезвоживаются на грохотах ВП-2 и дальше системой конвейеров канатной дороги поступают в отвал.

Для улавливания магнетита установлен электромагнитный сепаратор ЭБМ-90/250. Улавливание шлама производится с помощью гидроциклонов ГЦ-500.

Сгущенный шлам поступает на обезвоживающий грохот ГИЛ-32, а затем в присадку к рядовому углю. Избыток оборотной воды поступает в наружные отстойники.

К недостаткам существующей технологической схемы следует отнести:

- невозможность обогащения привозных углей (работа ОФ напрямую зависит от работы шахты им. Г.М. Димитрова);

- невозможность обогащения углей с влажностью более 11% (что связано с применением сухого способа подготовительного грохочения);

- не предусмотрена технология обогащения мелкого машинного класса (при высокой зольности рядового угля сухой отсев становится некондиционным продуктом);

- не предусмотрено объединение угольных шламов (в случае, когда присадка этих шламов приводит к некондиции по зольности всего товарного продукта);

- отсутствует замыкание водно-шламового комплекса на промплощадке ОФ.

Баланс продуктов при обогащении рядовых углей шахты Г.М. Димитрова с зольностью 38,3% и влажностью менее 11% приведен в табл. 5.9.

Из табл. 5.9 следует, что выход концентрата составляет 83,4% с зольностью 30,1%, выход породы 16,6% с зольностью 79,13%.

Таблица 5.9

Баланс продуктов технологической схемы фабрики до модернизации при обогащении рядовых углей шахты им. Г.М. Димитрова с зольностью 38,3% и влажностью менее 11%

Продукты	Выход, %	Зольность, %
Концентрат 13-100 мм	23,4	13,7
Отсев 0-13 мм	60,0	36,5
Итого концентрат	83,4	30,1
Порода породовыборки	4,1	85,3
Порода тяжелосреднего сепаратора	12,5	77,1
Итого породы	16,6	79,13
Всего	100,0	38,3

При разработке рекомендаций по модернизации технологической схемы были выдвинуты следующие требования.

Производительность установки с учетом коэффициента неравномерности 250 т/ч на сухую массу.

Исходный материал:

- рядовой уголь марки Г шахты им. Г.М. Димитрова с зольностью 46,1% и влажностью 11,9%;

- привозные угли различных шахт с маркой КГ, Д, А с зольностью 20-20% и влажностью до 11%.

Качество получаемой продукции:

- сортовое энергетическое топливо с зольностью до 15%;

- энергетическое топливо крупностью 0,5-13 мм с зольностью до 22%, крупностью 0-13 мм - до 27% (шлам крупностью 0-0,5 мм до 40%);

- общая зольность отходов не менее 78,0%.

Максимальное востребование существующей технологии и эксплуатируемого оборудования. Учет имеющихся в наличии производственных помещений. Минимальное использование шламовых отстойников.

Выдвинутые требования к технологии и продуктам обогащения можно удовлетворить только при увеличении глубины обогащения с 13 до 0 мм.

В табл. 5.10 и 5.11 приведен, соответственно, гранулометрический и фракционный состав рядовых углей шахты им. Г.М. Димитрова.

Рекомендуемая технология обогащения рядовых углей шахты им. Г.М. Димитрова с влажностью более 11% состоит в следующем.

Рядовой уголь ш. им. Г.М. Димитрова, крупностью 0-150 мм, поступает на предварительное грохочение на колосниковое неподвижное сито с расстоянием между колосниками в свету 100 мм. Класс +100 мм направляется в бункер отходов. Класс -100 мм направляется на мокрое подготовительное грохочение, где происходит выделение трех продуктов.

Таблица 5.10

Гранулометрический состав рядовых углей шахты им. Г.М.Димитрова

Класс, мм	Выход, %	Зольность, %
50-100	2,72	58,3
25-50	6,85	52,6
13-25	13,47	45,3
6-13	22,18	40,2
3-6	21,52	42,2
1-3	24,46	47,7
0-1	8,8	58,25
Итого	100,0	46,1

Таблица 5.11

Фракционный состав машинных классов рядового угля шахты им. Г.М. Димитрова

Плотность фракций, т/м ³	Класс, мм									Итого		
	+13			1-13			0-1					
	$\gamma_{и,}$ %	$\gamma_{ф,}$ %	$A^d,$ %	$\gamma_{и,}$ %	$\gamma_{ф,}$ %	$A^d,$ %	$\gamma_{и,}$ %	$\gamma_{ф,}$ %	$A^d,$ %	$\gamma_{и,}$ %	$\gamma_{ф,}$ %	$A^d,$ %
-1,5	9,66	41,5	6,8	34,46	50,6	6,8						
1,5-1,8	0,65	2,8	31,3	1,52	2,2	27,4						
+1,8	12,73	55,7	81,3	32,18	47,2	83,5						
Итого	23,04	100,0	49,0	68,16	100,0	43,52	8,8	100,0	58,25	100,0	100,0	46,1

Надситный продукт крупностью +13 мм поступает на обогащение в тяжелосредний сепаратор, межситный продукт крупностью 3-13 мм направляется на обогащение в тяжелосредние гидроциклоны, подситный продукт крупностью -3,0 мм поступает в сборник шлама.

Тяжелосреднее обогащение в сепараторе осуществляется с получением двух продуктов: концентрата и отходов, которые поступают на отмывку магнетита и обезвоживание, соответственно, на последовательную установку неподвижного сита с инерционным грохотом и на инерционный грохот. При обезвоживании крупного концентрата получают: кондиционную суспензию, идущую в сборник кондиционной суспензии; некондиционную суспензию, идущую в сборник некондиционной суспензии; концентрат +13 мм, поступающий в бункер сорта ГОМ.

При обезвоживании крупной породы получают некондиционную суспензию, идущую в сборник некондиционной суспензии, и крупные отходы, поступающие в бункер отходов.

Межситный продукт крупностью 3-13 мм поступает на обогащение в тяжело-средние гидроциклоны, где происходит его разделение на два продукта: мелкий концентрат и мелкие отходы.

Мелкий концентрат направляется на отмывку магнетита и обезвоживания на последовательную установку неподвижного дугового сита с инерционным грохотом, где получают кондиционную и некондиционную суспензии (отводящиеся, соответственно, в сборники кондиционной и некондиционной суспензии). Мелкий концентрат крупностью 0,5-13 мм, поступающий на окончательное обезвоживание на фильтрующую центрифугу, и мелкий концентрат крупностью +13 мм, транспортирующийся в бункер сорта ГОМ.

Осадок фильтрующей центрифуги крупностью 0,5-13 мм поступает в бункер сорта ГСШ, а фугат направляется в сборник шламов.

Мелкая порода поступает на отмывку магнетита и обезвоживание на последовательную установку дугового сита и инерционного грохота, надситный продукт которого транспортируется в бункер отходов, а подситный поступает в сборник некондиционной суспензии.

Подситный продукт дугового сита представляет собой кондиционную суспензию, которая возвращается в сборник кондиционной суспензии.

Регенерация магнетитовой суспензии осуществляется на электромагнитных сепараторах с получением магнетита (возвращающегося в сборник кондиционной суспензии), слива (идущего на ополаскивание продуктов тяжелосреднего обогащения) и хвостов (направляемых в сгуститель).

На отмывку магнетита от продуктов тяжелосреднего обогащения подается слив электромагнитных сепараторов и техническая вода.

Все шламы (подситный продукт узла мокрого подготовительного грохочения и фугат концентратных центрифуг) аккумулируются в сборнике шламов, откуда насосами подаются на классификацию по граничному зерну 0,35 мм в гидроциклоны. Сгущенный продукт гидроциклонов с плотностью 350 г/л поступает на обогащение на винтовые сепараторы, где происходит, в основном, выделение отходов с зольностью 70%.

Обезвоживание отходов МВС происходит в осадительной центрифуге. Обезвоживание концентрата МВС осуществляется на ленточном классификаторе.

Осадок классификатора присаживается к мелкому концентрату и поступает в бункер концентрата ГСШ, осадок осадительной центрифуги - в бункер отходов, фугат осадительной центрифуги вместе со сливом гидроциклонов, фильтратом ленточного классификатора и хвостов электромагнитных сепараторов поступают на сгущение в сгуститель. Для эффективного сгущения и получения чистой технической воды в сгуститель подается флокулянт. Слив сгустителя поступает в сборник технической воды, откуда насосами подается в бак технической воды, а сгущенный продукт сгустителя направляется на ленточный фильтр-пресс, где происходит его обезвоживание.

Все переливы и аварийные сбросы поступают в шламовый отстойник, откуда слив перекачивается в сборник шламов, а осадок удаляется грейферным краном на площадку для обезвоживания и просушки и далее, в зависимости от его зольности, направляется в отвал или присаживается к концентрату.

Баланс продуктов обогащения по предлагаемой технологии приведен в табл. 5.12.

Выполненный расчет качественно-количественной схемы показал, что при использовании разработанных рекомендаций при зольности рядового угля 46,1%, получен выход энергетического концентрата марки Γ_{0-100} 57,92% с зольностью 22,69% и

влажностью 12,3%. При этом выход отходов составил 42,0% с зольностью 78,49% и влажностью 16,9%.

Таблица 5.12

Баланс продуктов обогащения по предлагаемой технологии

Продукты	Q, т/ч	$\gamma_{и}$, %	A^d , %	W^p , %
Концентрат 13-100 мм	26,63	10,65	14,72	6,0
Концентрат 3-13 мм	78,02	31,20	22,16	6,0
Концентрат 0,5-3 мм	38,07	15,23	29,52	30,0
Концентрат 13-25 мм	2,09	0,84	20,37	7,0
ИТОГО концентрат	144,81	57,92	22,69	12,3
Отходы +13 мм	27,36	10,95	81,89	10,0
Отходы 3-13 мм	40,29	16,12	83,07	10,0
Отходы 0,5-3 мм	12,9	5,16	69,82	28,0
Отходы 0-0,5 мм	24,64	9,85	71,8	30,0
ИТОГО отходы	105,19	42,08	78,49	16,9
ВСЕГО	250,0	100,0	46,1	

Ориентировочная стоимость капитальных затрат составляет 5,2 млн. грн. (в т.ч. около 2 млн. грн. дополнительное оборудование), эксплуатационных – 3,3 млн. грн.

Экономический годовой эффект составляет 94,56 млн. грн. (при работе ОУ на сырьевой базе, принятой к расчету в рекомендациях).

5.6.3. Увеличение количества обогащаемых машинных классов

Современные технологии обогащения рядовых углей предопределяют выделение трех машинных классов крупностью и их обогащение соответственно методами тяжелосредной сепарации, гидравлической отсадки и флотации.

Теоретические представления о разделительных процессах и опыт работы обогатительного оборудования в различных производственных условиях показал: чем уже диапазон крупности машинного класса, тем более эффективно происходит его обогащение [125-127].

Авторы работы [125] не исключают, что лучшие результаты разделения можно получить при обогащении отдельными классами с узким диапазоном крупности в пределах модуля сит 2-4.

Увеличение мелочи в рядовом угле и в том числе классов 1-3 и 0,5-1,0 усугубляет негативные последствия ширококлассифицированного или неклассифицированного обогащения рядовых углей и предопределяет необходимость изменения диапазона крупности машинных классов за счет увеличения их количества. На эту тенденцию указывает анализ технологических схем ОФ Украины, выполненный в работе [128], свидетельствующий о постепенном переходе фабрик (за период с 1994 г. по 2004 г.) на обогащение рядового угля с трех на четыре машинных класса.

Исследованиями [129, 130] установлено, что наиболее целесообразно осуществлять обогащение пятью машинными классами: +13 (тяжелосредняя сепарация), 3-13 (гидравлическая отсадка), 1-3 (мокрая винтовая сепарация на винтовых сепараторах), 0,5-1,0 (мокрая винтовая сепарация на винтовых шлюзах) и -0,5 мм (флотация). Приведенные границы машинных классов условны и в каждом конкретном случае должны быть уточнены в соответствии с содержанием данных и смежных классов крупности в рядовом угле.

В связи с изложенным Укрнииуглеобогащение разработаны технико-экономические обоснования использования предлагаемой технологии на ЦОФ «Добропольская», «Октябрьская» и «Краснолиманская». Эти фабрики взяты потому, что данная технология приносит максимальный эффект, в первую очередь, при обогащении коксующихся углей.

В качестве примера на рис. 5.1 и 5.2 приведены качественно-количественные схемы ГОАО ЦОФ «Добропольская», рассчитанные при условии обогащения рядовых углей на фабрике тремя (существующая технология) и пятью (рекомендуемая) машинными классами.

Расчетные показатели работы указанных фабрик по существующей и предлагаемой технологическим схемам сведены в табл. 5.13, из которой следует, что во всех случаях выход коксового концентрата существенно увеличивается: так, для ЦОФ «Добропольская» это составляет 0,5% (с 50,8 до 51,3%); «Октябрьская» - 1,7% (с 53,9 до 55,6%); 5,5% (с 55,0 до 60,5%) за счет снижения выхода энергетического концентрата с 12,5 до 6,3%.

При этом следует отметить увеличение зольности отходов гравитации и флотоотходов, что свидетельствует о снижении потерь горючей массы с отходами производства.

Из табл. 5.14, в которой приведен расчет экономической эффективности применения технологии обогащения рядовых углей пятью машинными классами, следует, что с внедрением предлагаемой технологии возрастает реализационная стоимость товарной продукции: на ЦОФ «Добропольская» - на 1240,97 тыс. грн., «Октябрьская» - 2840,97 тыс. грн. и «Краснолиманская» - 5093,75 тыс. грн.

При расчете экономической эффективности в качестве затрат на внедрение рассматриваемой технологии были приняты затраты на приобретение необходимого оборудования и его монтаж (20% от стоимости оборудования), а также амортизационные (20%) и эксплуатационные расходы (1,5%).

В качестве основного оборудования предполагается использовать винтовые сепараторы СВ2-1000, винтовые шлюзы ШВ2-1000, ленточные классификаторы КЛ-2, гидроциклоны ГЦ-630 и ГЦ-350, грохоты ГК-1,5, шламовые центрифуги ЦфШнГ-1,00-ВМ. Указанное оборудование разработано Укрнииуглеобогащением и Гипромашуглеобогащением, и изготавливается на отечественных предприятиях.

Анализ данных табл. 5.14 показывает, что экономический эффект в последующие годы (после первого года внедрения) составляет для данных фабрик не менее 1 млн. грн. в год, а срок окупаемости – от 0,3 до 1,1 года.

Таким образом, и технологические, и экономические расчеты подтверждают целесообразность изменения технологических схем углеобогатительных фабрик в сторону увеличения числа машинных классов на них. Вложение денежных средств во внедрение технологии обогащения рядовых углей пятью машинными классами можно считать делом прибыльным.

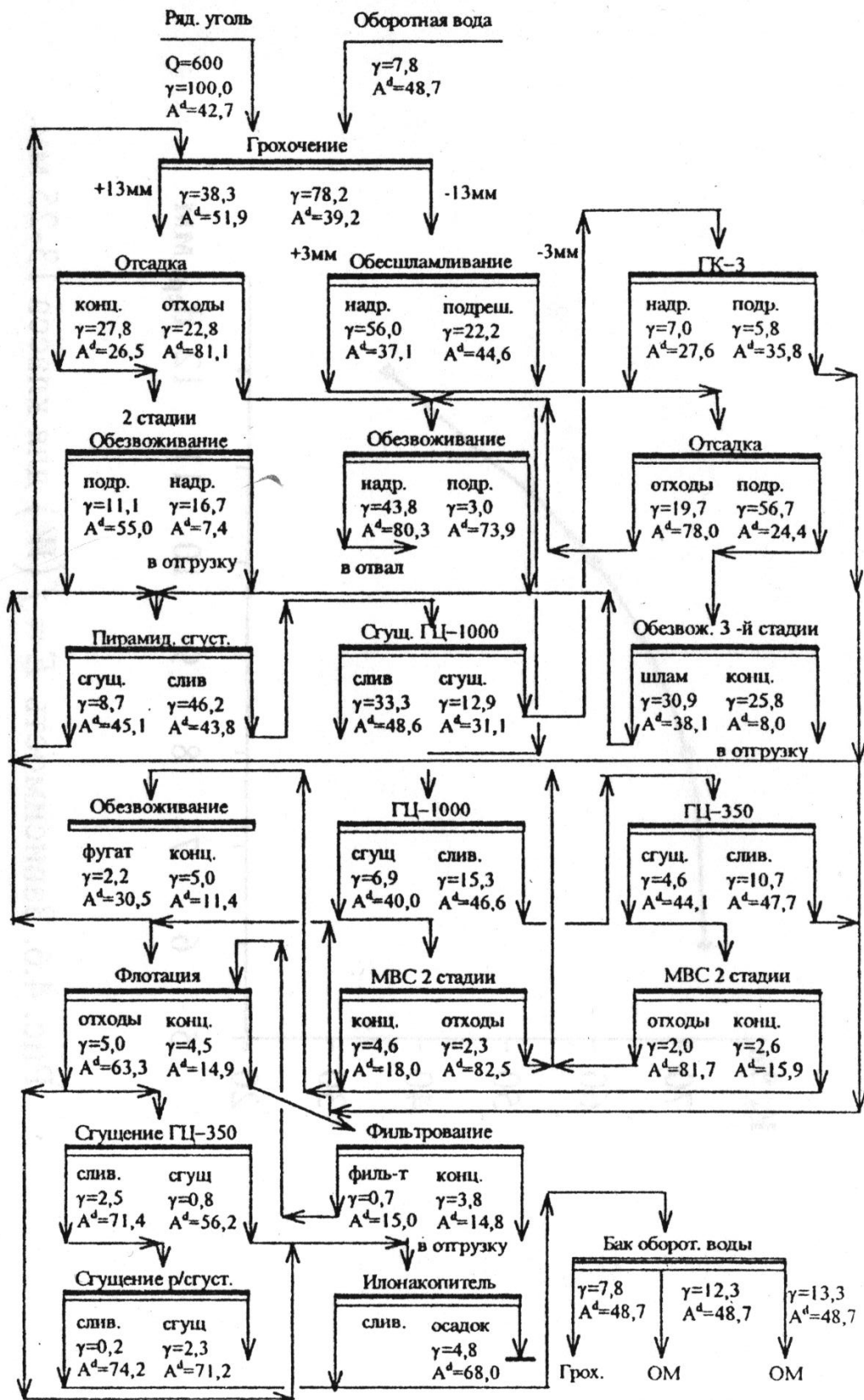


Рис. 5.1. Схема обогащения рядового угля тремя машинными классами на ЦОФ «Добропольская»

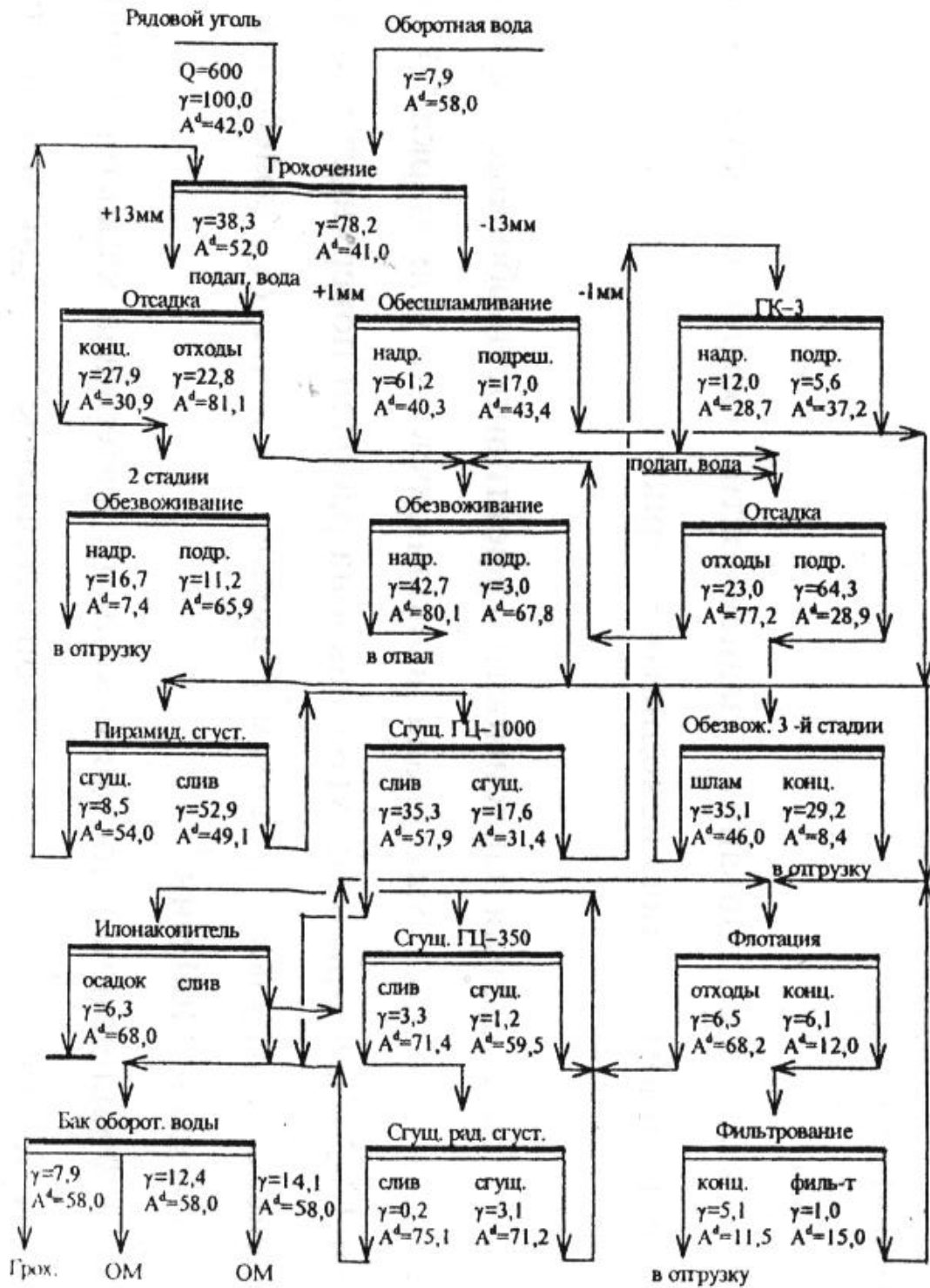


Рис. 5.2. Схема обогащения рядового угля пятью машинными классами на ЦОФ «Добропольская»

Показатели продуктов обогащения

Продукт	Варианты обогащения рядового угля на фабриках					
	Тремя машинными классами			Пятью машинными классами		
	На- грузка Q , т/час	Выход γ , %	Золь- ность A^d , %	На- грузка Q , т/час	Выход γ , %	Золь- ность A^d , %
«Добропольская» (марка «Г»)						
Крупный концентрат	100,0	16,6	7,4	100,0	16,7	7,4
Мелкий концентрат	175,0	29,2	8,4	155,0	25,8	8,0
Флотоконцентрат						
Концентрат винтовых аппаратов	-	-	-	30,0	5,0	11,4
Итого концентрата	305,0	50,8	8,4	308,0	51,3	8,4
Отходы гравитации	256,0	42,7	80,1	263,0	43,8	80,3
Флотоотходы	390,0	6,5	68,0	29,0	4,9	68,0
Всего:	600,0	100,0	42,8	600,0	100,0	42,8
«Октябрьская» (марка «Г»)						
Крупный концентрат	78,4	15,7	7,5	78,4	15,7	7,5
Мелкий концентрат	160,9	32,2	9,8	111,1	22,1	9,3
Концентрат винтовых аппаратов	-	-	-	70,8	14,2	11,5
Флотоконцентрат	30,0	6,0	17,4	17,8	3,5	16,0
Итого концентрата	269,3	53,9	9,8	278,1	55,6	9,7
Промпродукт	5,0	1,0	54,5	5,0	1,0	54,5
Отходы гравитации	210,2	42,0	84,6	204,9	41,0	87,5
Флотоотходы	15,5	3,1	69,8	12,0	2,4	71,6
Всего:	500,0	100,0	43,5	500,0	100,0	43,5
«Краснолиманская» (марка «Ж»)						
Крупный концентрат	120,5	18,8	9,1	120,5	18,8	9,1
Мелкий концентрат	196,5	30,7	8,5	160,8	25,2	8,3
Флотоконцентрат	35,0	5,5	9,5	36,6	5,7	9,3
Концентрат винтовых аппаратов	-	-	-	69,0	10,8	8,5
Итого коксового концентрата	352,0	55,0	8,8	386,9	60,5	8,7
Энергетический концентрат	80,0	12,5	33,5	40,5	6,3	33,5
Отходы гравитации	188,0	29,4	75,2	192,1	30,0	78,8
Флотоотходы	20,0	3,1	70,2	20,5	3,2	72,5
Всего:	640,0	100,0	33,0	640,0	100,0	33,3

Экономические показатели

Показатель	ЦОФ					
	«Добропольская»		«Октябрьская»		«Краснолиманская»	
	3 кл.	5 кл.	3 кл.	5 кл.	3 кл.	5 кл.
Переработка, тыс. т	2310,0	2310,0	1469,2	1469,2	2438,8	2438,8
Зольность рядовых углей, %	42,8	42,8	43,5	43,5	33,3	33,3
Выпуск коксового концентрата, тыс. т	1173,5	1185,0	791,9	816,9	1341,3	1475,5
Зольность коксового концентрата, %	8,4	8,4	9,8	9,7	8,8	8,7
Цена* 1 т коксового концентрата, грн./т	107,91	107,91	104,10	104,37	116,52	116,82
Реализационная стоимость коксового концентрата, тыс. грн.	126632,38	127873,35	82436,79	85259,85	156288,27	172367,91
Выпуск энергетического концентрата, тыс. т	-	-	-	-	304,9	153,6
Зольность энергетического концентрата, %	-	-	-	-	33,5	33,5
Цена* 1 т энергетического концентрата, грн./т	-	-	-	-	72,61	72,61
Реализационная стоимость энергетического концентрата, тыс. грн.	-	-	-	-	22138,79	11152,90
Выпуск промпродукта, тыс. т	-	-	14,7	14,7	-	-
Зольность промпродукта, %	-	-	54,5	54,5	-	-
Цена** 1 т промпродукта, грн./т	-	-	33,15	33,15	-	-
Реализационная стоимость промпродукта, тыс. грн.	-	-	487,31	487,31	-	-
Итого реализационная стоимость товарной продукции, тыс. грн.	126632,38	127873,35	82924,10	85747,16	178427,06	183520,81
Увеличение (снижение) реализационной стоимости товарной продукции, тыс. грн.	-	+1240,97	-	+2823,06	-	+5093,75
Ориентировочные затраты на внедрение, тыс. грн.:						
на первый год	-	1312,40	-	1521,50	-	1136,00
на последующие годы	-	202,90	-	261,5	-	195,20
Экономический эффект, тыс. грн.:						
за первый год внедрения	-	-71,43	-	+1301,56	-	+3957,75
в последующие годы	-	+1038,07	-	+2561,56	-	+4898,56
Срок окупаемости, лет	-	1,1	-	0,6	-	0,3

* В соответствии с согласованным уровнем отпускных цен на угольную продукцию, которая поставляется на коксование при условии ее оплаты в денежной форме, на 199 г. от 11.09.1999 г. (при нормативной влаге и сере).

** В соответствии с прогнозируемыми ценами на угольную продукцию для расчетов экономических показателей угледобывающих предприятий на 1999 г. (при нормативной влаге и сере).

5.6.4. Изменение диапазонов крупности машинных классов

Изменения диапазонов крупности машинных классов осуществляется в узле подготовительного грохочения путем снижения или увеличения граничной крупности разделения.

Рассмотрим задачу снижения граничной крупности разделения на примере технологии подготовки и обогащения машинных классов ЦОФ «Октябрьская» [131].

В соответствии с проектом подготовка машинных классов на ЦОФ «Октябрьская» осуществляется мокрым способом по граничной крупности разделения 25 мм. Для этих целей узел подготовительного грохочения оснащен двумя классификационно-дешламационными инерционными грохотами типа ГПО-4к, оснащенных двумя ярусами сит: верхнего классификационного с размером отверстий 25 мм и нижнего дешламационного шпальтового со щелью 0,5 мм. На верхнем сите ополаскивание водой рядового угля и выделение на нем крупного машинного класса +25 мм. На нижнем сите осуществляется обесшламливание подрешетного продукта верхнего сита грохота и выделение мелкого машинного класса 0,5-25 мм.

Крупный машинный класс самотеком поступает на обогащение в тяжелосредний сепаратор, мелкий машинный класс направляется в гидравлические отсадочные машины.

В связи с изменением сырьевой базы фабрики, проектная схема узла подготовительного грохочения перестала отвечать требованиям технологических процессов. Это объясняется следующими причинами.

В табл. 5.15 приведен в динамике ситовый состав рядового угля ЦОФ «Октябрьская», из которой следует, что содержание класса +25 мм в рядовом угле уменьшилось с 24,8 до 8,9% (в 1985 г.). Таким образом, нагрузка на узел тяжелосреднего обогащения в этот период времени уменьшилась почти в три раза.

Таблица 5.15

Ситовый состав рядового угля на ЦОФ «Октябрьская»

Класс, мм	Выход классов к продукту, %							
	Проект	1966 г.	1970 г.	1975 г.	1980 г.	1985 г.	1990 г.	1995 г.
+25	24,8	20,0	19,8	20,8	10,9	8,9	13,7	12,9
15-25	15,2	22,3	21,3	21,4	29,1	32,9	30,1	25,7
13-15	4,3	5,3	5,5	5,3	6,8	6,0	4,7	5,9
10-13	5,8	5,2	7,2	6,4	8,7	9,6	9,1	8,2
6-10	9,2	9,7	9,1	9,3	14,1	12,2	12,4	12,5
3-6	7,4	12,5	10,4	8,8	9,2	10,1	8,8	11,8
1-3	22,0	15,3	14,7	13,0	9,1	9,7	10,8	10,0
0,5-1	6,0	8,0	4,7	6,8	5,0	4,3	3,4	6,9
-0,5	5,3	7,3	7,3	8,2	7,1	7,2	7,0	5,9
Итого	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Из практики углеобогащения известно [132, 133], что наилучшие показатели разделения имеют место при обогащении углей методом тяжелосредней сепарации.

Поэтому увеличение в сложившихся условиях нагрузки на отсадочные машины приводит к снижению точности разделения на них и увеличению потерь горючей массы с отходами производства [134, 135].

Одним из способов решения этой проблемы является изменение граничной крупности разделения при подготовке машинных классов в сторону ее уменьшения.

При решении вопроса предела снижения граничной крупности разделения при подготовке машинных классов из рядового угля следует иметь ввиду те отрицательные последствия, которые возникают при этом в узле подготовительного грохочения.

В первую очередь эти последствия связаны с тем, что при уменьшении граничной крупности разделения резко снижается эффективность классификационных аппаратов [136-138], при их двухситном исполнении (если нижнее сито предназначено для дешламации мелкого машинного класса) резко возрастает нагрузка на грохоты, что приводит к снижению сроков эксплуатации и увеличению эксплуатационных расходов [139].

Во вторую очередь эти последствия связаны с увеличением энергоемкости процесса грохочения [137], что предопределяет установление более мощных электродвигателей на имеющемся оборудовании или замену последнего на более энергоемкое.

Кроме того, следует обратить внимание на уменьшение живого сечения сит, очистки их от застрявших зерен и на содержание в рядовом угле так называемых «трудных» и «затрудняющих» зерен [138].

Таким образом, предел снижения граничной крупности разделения должен быть обоснован не только с точки зрения перераспределения нагрузки между тяжело-средними сепараторами и отсадочными машинами, но и с точки зрения самого процесса грохочения.

В табл. 5.16 приведено содержание крупного машинного класса в рядовом угле при различной граничной крупности подготовительного грохочения.

Таблица 5.16

Содержание крупного машинного класса

Класс, мм	Выход классов к продукту, %								
	Проект	1966 г.	1970 г.	1975 г.	1980 г.	1985 г.	1990 г.	1995 г.	2000 г.
+25	24,8	20,0	19,8	20,8	10,9	8,9	13,7	12,9	16,4
+15	40,0	42,3	41,1	42,2	40,0	41,8	43,8	38,6	31,0
+13	44,3	47,6	46,6	47,5	46,8	47,8	48,5	44,5	38,8
+10	50,1	52,8	53,8	53,9	55,5	57,4	57,6	52,7	50,8

Из табл. 5.16 следует, что при снижении граничной крупности разделения с 25 до 15, 13 и 10 мм, выход крупного класса в среднем возрастает, соответственно, с 16,5 до 41,2; 46,7 и 54,2%.

Опыт работы углеобогатительных фабрик свидетельствует, что при содержании в рядовом угле крупного машинного класса до 20%, его обогащение можно осуществлять в неклассифицированном виде [140]. Таким образом, с точки зрения обогащения рядового угля двумя машинными классами, необходимо снизить граничную крупность разделения до 15, 13 или 10 мм. Однако в связи с тем, что ЦОФ «Октябрь-

ская» перерабатывает энергетические и коксующиеся угли, то снижение граничной крупности разделения целесообразно до 13 мм (с учетом выпуска сортового топлива). Кроме того, как следует из табл. 5.17, в случае снижения граничной крупности разделения содержание «трудных» и «затрудняющих» зерен ($0,75-1,5 d_{ц}$) возрастает и составляет в среднем для граничной крупности разделения 25, 15, 13 и 10 мм, соответственно, 18,0; 34,7; 26,0 и 19,7%. Из этих данных видно, что при разделении по 15 мм наблюдаются самые плохие условия для грохочения материала.

Таблица 5.17

Содержание «трудных» и «затрудняющих» зерен

Класс, мм	Выход «трудных» и «затрудняющих» зерен, %								
	Проект	1966 г.	1970 г.	1975 г.	1980 г.	1985 г.	1990 г.	1995 г.	Среднее
+25	8,5	14,7	20,4	15,2	21,2	19,8	19,0	19,7	18,0
+15	18,3	29,9	40,6	30,1	41,3	31,3	42,4	43,6	34,7
+13	19,2	22,6	22,9	21,6	31,9	34,6	29,4	25,9	26,0
+10	16,2	18,7	7,9	16,1	25,3	27,8	22,1	23,3	19,7

Таким образом, из вышеизложенного следует, что наиболее целесообразно с технологической точки зрения граничную крупность разделения принять равную 13 мм.

Экономический эффект от снижения граничной крупности при подготовке машинных классов с 25 мм до 13 мм составляет 457,1 тыс. грн. (в ценах 1997 г.).

Задача повышения граничной крупности разделения рассмотрена на примере технологии подготовки и обогащения машинных классов на ЦОФ «Червоноградская» [141]. Повышение роли углеобогащения, как объективно необходимой стадии угольного производства обуславливается следующими требованиями.

К первому требованию относится необходимость сокращения выпуска низкокалорийного топлива путем увеличения охвата обогащением всех добываемых углей во всем диапазоне их крупности, в том числе и мелких классов, 14,6% которых выпускаются в виде необогащенных отсеков зольностью 29,5%, а в отдельных случаях до 38,0% (в Донецком бассейне) и до 40% (в Львовско-Волынском бассейне) [142].

Ко второму требованию относятся экологические аспекты складирования отходов угольного производства, решаемые за счет снижения потерь горючей массы с породой. По ориентировочной оценке каждый процент снижения зольности отходов обогащения означает увеличение в них остатка угольного вещества на 0,5-0,7%, тем более, что зольность выпускаемых обогатительными фабриками отходов, как правило, на 1,5-4,0% ниже технически возможного предела, обеспечиваемого современными аппаратами [143].

К третьему требованию относится указание Минуглепрома Украины о том, что калорийность угольной продукции, направляемой на тепловые электростанции не должна быть ниже 5000 ккал/кг в 1997 г. и 6000 ккал/кг в 1998 г., что может быть достигнуто за счет снижения зольности угольных концентратов.

Основываясь на вышеизложенном, можно сделать однозначный вывод о том, что обогащению должен подлежать весь добытый коксующийся уголь, а также весь энергетический уголь если его зольность превышает 30%.

В табл. 5.18 приведена качественная характеристика рядового угля, поступающего на переработку на ЦОФ «Червоноградская», из анализа которой следует, что все классы этого угля должны быть подвергнуты обогащению, так как их зольность значительно превышает 30%.

Таблица 5.18

Гранулометрический состав рядового угля на ЦОФ «Червоноградская»

Класс, мм	1980-1981 г.г		1985 г.		1990 г.		1994 г.		1997 г.		Среднее	
	Выход γ , %	Зольность A^d , %	Выход γ , %	Зольность A^d , %	Выход γ , %	Зольность A^d , %	Выход γ , %	Зольность A^d , %	Выход γ , %	Зольность A^d , %	Выход γ , %	Зольность A^d , %
+50	9,0	65,1	8,4	70,2	7,43	71,9	8,15	76,50	3,1	72,9	7,2	70,5
25-50	16,1	59,1	15,9	67,9	16,04	68,1	16,10	71,50	15,2	69,2	15,9	68,1
13-25	18,9	49,8	20,7	52,4	21,55	56,0	20,04	58,34	20,2	60,8	20,3	56,0
10-13	10,9	36,7	9,7	40,6	9,46	47,0	13,65	50,65	8,7	47,8	10,5	44,8
6-10	12,5	30,5	14,5	35,1	16,81	42,7	16,14	45,30	22,7	44,9	16,5	41,0
3-6	15,1	32,2	12,4	37,9	10,52	39,7	8,96	43,40	10,0	39,7	11,4	37,0
1-3	8,2	31,5	8,7	33,2	8,60	35,2	9,39	37,16	7,9	39,7	8,6	35,7
0-1	9,3	31,4	9,7	37,3	9,59	38,6	7,57	42,40	12,2	35,6	9,6	37,7
Итого	100,0	44,0	100,0	48,6	100,0	50,87	100,0	54,30	100,0	50,7	100,0	49,7

Однако, в соответствии с проектом, на фабрике осуществляется выпуск сухого отсева как товарного продукта со средней зольностью 30%.

Как следует из табл. 5.19 несмотря на снижение выхода сухого отсева с 17,5 до 12,1%, его зольность выросла в среднем на 8,9% и составила 38,9%. При этом, калорийность этого продукта (табл. 5.20) находится на уровне 4250 ккал/кг.

Таблица 5.19

Выход сухого отсева на ЦОФ «Червоноградская»

Показатели сухого отсева	Проект	Годы						Среднее
		1992	1993	1994	1995	1996	1997	
Выход γ , %	17,5	14,3	5,4	20,6	14,5	7,3	10,6	12,1
Зольность A^d , %	30,0	38,0	38,5	39,3	39,8	38,3	38,4	38,9

Таблица 5.20

Теплота сгорания товарной продукции ЦОФ «Червоноградская»

Продукты	Теплота сгорания, ккал/кг	
	высшая	низшая
ГЖОКОМ +10 мм	8030	5795
ГЖОСШ 0-10 мм	7995	5015
Сухой отсев	7800	4250

Таким образом, исходя из современных тенденций развития угольной промышленности, на ЦОФ «Червоноградская» должно быть прекращено выделение сухого продукта и весь мелкий уголь должен подвергаться обогащению, при этом фабрика должна вернуться к выпуску стандартного сортового топлива.

Изменение граничной крупности разделения в узле мокрого подготовительного грохочения осуществляется путем замены нижнего яруса сит на сита с необходимыми отверстиями (13 мм).

Таким образом, невыделение сухого отсева, направление всего рядового угля на обогащение и изменение граничной крупности разделения с технической точки зрения вызывает затруднения.

Рассмотрим предложенное техническое мероприятие с технологической точки зрения.

При работе фабрики по новой технологии (одной ее секции) произойдет увеличение нагрузки на узел мокрого подготовительного грохочения в пределах $12,1 : 2 = 6,05\%$ (за счет ликвидации на $\frac{1}{2}$ сухого отсева, табл. 5.20). По данным [5.39] в 1996 г. ЦОФ «Червоноградская» переработала 3943,6 тыс. т рядового угля за 3323 часа. Часовая производительность фабрики составляла 1187 т/ч, а с учетом ликвидации сухого отсева наполовину часовая производительность фабрики составит около 1260 т/ч.

При работе фабрики одной секцией (двумя подсекциями) нагрузка на подсекцию узла мокрого подготовительного грохочения составит $1260 : 2 = 630$ т/ч, что в 1,575 раз больше, чем предусмотрено регламентом процесса. С целью устранения этого несоответствия необходимо или работать тремя подсекциями (для этого необходимо во время ППР осуществлять переэкиперовку нижнего яруса сит инерционных грохотов третьей подсекции с одного размера на другой, а также закрывать или открывать просеивающую поверхность струнного сита по второй секции фабрики), или увеличить время работы фабрики с 3323 до 5234 часов, т.е. на 1911 часов (резерв по времени у фабрики есть, так как по данным [5.39] простой фабрики в 1996 г. составили 3464 часа).

С технической точки зрения предпочтительнее второй вариант, так как в этом случае одна секция фабрики полностью может находиться на планово-предупредительном ремонте и не возникает необходимости в замене сит в узле мокрого подготовительного грохочения.

В соответствии с [138] увеличение нагрузки на классификационное оборудование и увеличение в нем содержания мелких классов приведет к снижению эффективности подготовительного грохочения. В этом случае, в крупном машинном классе, направляемом на обогащение в тяжелосредние сепараторы, содержание некондиционных зерен будет превышать нормативные значения, что увеличит потери концентратных фракций с отходами производства. Для устранения этого явления рекомендуется увеличить граничную крупность разделения с 10 до 13 мм [137].

Увеличение граничной крупности разделения приведет к росту нагрузки на отсадочные машины в среднем на 16,55% (6,05% за счет невыделения сухого отсева и 10,5% - за счет увеличения граничной крупности разделения с 10 до 13 мм). По данным [144] в 1996 г. ЦОФ «Червоноградская» переработала отсадкой 2634800 т рядового угля, что при времени работы 3323 часа и работе одной секции фабрики (две ОМ-24) нагрузка на одну отсадочную машину с учетом обесшламливания мелкого

машинного класса с эффективностью 70% составляет $34,5 \text{ т/ч}$ ($2634800 : 3323 : 2$) \times $(1 - 0,199 \cdot 0,7)$, где 0,199 – выход класса 0-1 мм согласно табл. 5.21, в дол. ед.

Таблица 5.21

Гранулометрический состав мелкого машинного класса (данные 1997 г.)

Класс, мм	Выход γ , %		Зольность A^d , %
	к исходному	к продукту	
10-13	8,7	14,1	47,8
6-10	22,7	36,9	44,9
3-6	10,0	16,3	39,7
1-3	7,9	12,8	39,7
0-1	12,2	19,9	35,6
Итого	61,5	100,0	41,9

При использовании новой технологии, увеличение нагрузки на отсадочную машину составит 16,55% или $345 \cdot 1.1655 = 402 \text{ т/ч}$.

В соответствии с технологическим регламентом нагрузка на отсадочную машину ОМ-24 определена в количестве не более 400 т/ч. Превышение нагрузки составляет 2 т/ч или 0,005%.

Таким образом, с учетом времени работы узла мокрого подготовительного грохочения (5234 ч) нагрузка на отсадочную машину не будет превышать нормативную (400 т/ч).

Присадка класса 10-13 мм к мелкому машинному классу позволит улучшить работу отсадочной машины за счет формирования более пористой структуры ее постели, а также уменьшит влажность мелкого концентрата. Кроме того, и, что самое важное, увеличится калорийность этого вида топлива. При работе отсадочной машины с измененным гранулометрическим составом, предлагается снижение зольности мелкого концентрата при сохранении зольности мелкой породы на прежнем уровне.

Увеличение мелочи в рядовом угле, направляемом на обогащение, предопределяет увеличение нагрузки на водно-шламовую схему фабрики и в первую очередь по обработке класса 0-1 мм.

Выход класса 0-1 мм, дополнительно направляемого на обработку, составит на промежуточном этапе 1,08%, по окончании работы 2,16% (по данным 6 мес. 1997 г.). При часовой нагрузке по фабрике 650 т/ч (по тем же данным) дополнительное количество шлама, направляемого на переработку на промежуточном этапе составит 7,02 т/ч, на окончательном – 14,04 т/ч.

Такое увеличение количества шлама не повлечет за собой каких-либо затруднений в его обработке на существующем оборудовании водно-шламового комплекса, который может обработать значительно большее количество класса 0-1 мм.

В табл. 5.22 приведена теплота сгорания продуктов обогащения ЦОФ «Червоноградская», при выпуске продуктов по различным технологиям. Из анализа данных табл. 5.23 следует, что калорийность продуктов обогащения фабрики с применением промежуточной и окончательной технологий возрастает соответственно на 113 ккал/кг (с 5002 до 5115 ккал/кг) и на 257 ккал/кг (с 5002 до 5259 ккал/кг).

Теплота сгорания товарной продукции ЦОФ «Червоноградская»

Продукты	Технологии								
	Существующая (1997 г.)			Промежуточная			Окончательная		
	Выход, %	Теплота сгорания, ккал/кг		Выход, %	Теплота сгорания, ккал/кг		Выход, %	Теплота сгорания, ккал/кг	
		высшая	низшая		высшая	низшая		высшая	низшая
ГЖОКОМ +10	8,7	8030	5795	4,35	8030	5795	-	-	-
ГЖОСШ 0-10	25,2	7995	5015	12,60	7995	5015	-	-	-
ГЖОКОМ +13	-	-	-	3,50**	8062*	5818*	7,0**	8062*	5818*
ГЖОСШ 0-13	-	-	-	16,75***	7998*	5142*	33,5***	7998*	5142*
Сухой отсев	10,7	7800	4250	5,35	7800	4250	-	-	-
Концентрат	33,9	8002	5180	37,20	8007	5239	40,5	8009	5259
Продукты обогащения	44,6	7964	5002	4255	7981	5115	40,5	8009	5259

* При теплоте сгорания концентрата класса 10-13 мм: низшей – 5700 ккал/кг; высшей 8010 ккал/кг.

** При выходе класса 10-13 мм – 10,5%.

*** При выходе мелкого концентрата от мелкого машинного класса 61,7%.

Увеличивается соответственно и калорийность сорта ГЖОКОМ +13 в сравнении с сортом ГЖОКОМ +10 на 23 ккал/кг с 5795 до 5818 ккал/кг и сорта ГЖОСШ 0-13 в сравнении с сортом ГЖОСШ 0-10 на 127 ккал/кг с 5015 до 5142 ккал/кг. Следовательно, можно говорить об увеличении стоимости такой продукции до уровня стоимости аналогичной продукции Донецкого бассейна.

Таким образом, поэтапная ликвидация сухого отсева вызывает некоторые технические и технологические трудности на промежуточном этапе работы (для устранения которых наиболее целесообразно увеличить время работы фабрики, в сравнении с ее временем работы в 1996 г.). При переходе фабрики полностью на новую технологию указанные трудности исчезают. Использование новой технологии позволяет фабрике повысить сортность и калорийность выпускаемой продукции, снизит при этом ее зольность.

Экономическая целесообразность предлагаемого технического решения подтверждается тем, что реализационная стоимость товарной продукции увеличивается в сравнении с базовым вариантом на промежуточном этапе с 65,3 до 76,1 млн. грн., т.е. на 10,8 млн. грн., после выполнения работы с 65,3 до 87,0 млн. грн., т.е. на 21,7 млн. грн. (в ценах 1997 г.).

5.6.5. Повышение эффективности работы действующего оборудования

Повышение эффективности работы действующего оборудования рассмотрено на примере интенсификации процесса флотации путем совершенствования конструкции флотационных машин механического типа [145].

Флотационный процесс – неотъемлемая часть технологических схем на фабриках, обогащающих коксующиеся угли, и связан со всеми процессами углепереработки.

Существенное влияние на технологию флотации оказывают конструктивные особенности аппарата, в котором происходит процесс обогащения, и, в первую очередь – его основного элемента, т.е. узла аэрации. От него зависит интенсивность перемешивания пульпы с реагентами, степень аэрации пульпы, условия минерализации пузырьков, условия всплывания минерализованных пузырьков и их деминерализация, а также сохранность пенного слоя.

В мировой практике существует множество конструкции механических аэраторов. К наиболее распространенным относятся:

- центробежные, одно- и двухсторонние;
- диагональные;
- лопастные и широко лопастные;
- с полыми лопастями;
- с наклонным диском.

Перечисленные конструкции аэраторов нашли применение на углеобогажительных фабриках нашей страны и были в свое время опробованы при флотационном обогащении углей различных стадий метаморфизма. В дальнейшем с целью унификации ремонтной базы наиболее изнашивающихся узлов аэраторов, на углеобогажительных фабриках был осуществлен переход в основном на аэраторы единой конструкции с импеллерами лопастного (широколопастного) типа.

Однако аэраторам указанного типа присущи следующие недостатки:

- высокая материалоемкость (более 1300 кг);
- наличие двухступенчатого успокоителя (статора и решетчатого успокоителя);
- повышенная турбулентность;
- унос с отходами флотации угольных частиц крупностью 0,3-1,0 мм, приводит к потерям горючей массы;
- нерегулируемость степени аэрации по камерам флотомашин.

Для устранения отмеченных недостатков в УКрнииуглеобогащении разработан аэрационный блок механической флотационной машины с радиально-осевым импеллером.

Сравнительная техническая характеристика различных типов аэраторов приведена в табл. 5.23 [146, 147].

Таблица 5.23

Техническая характеристика аэраторов

Наименование показателей	Центробежный аэратор	Широколопастный аэратор	Радиально-осевой аэратор
Объем камеры флотомашин, м ³	6; 12	6; 12	6; 12
Аэратор:			
диаметр импеллера, м	0,4	0,66	0,50-0,63
частота вращения импеллера, мин. ⁻¹	6060	210-250	200-250
потребляемая мощность, кВт	27	37	22
масса аэратора, кг	920	1300	890
количество аэраторов в камере флотомашин, шт.	2	1	1
Объем засасываемого воздуха, м ³ /ч	90	250	500

Конструкция узла импеллер-статор показана на рис. 5.3.

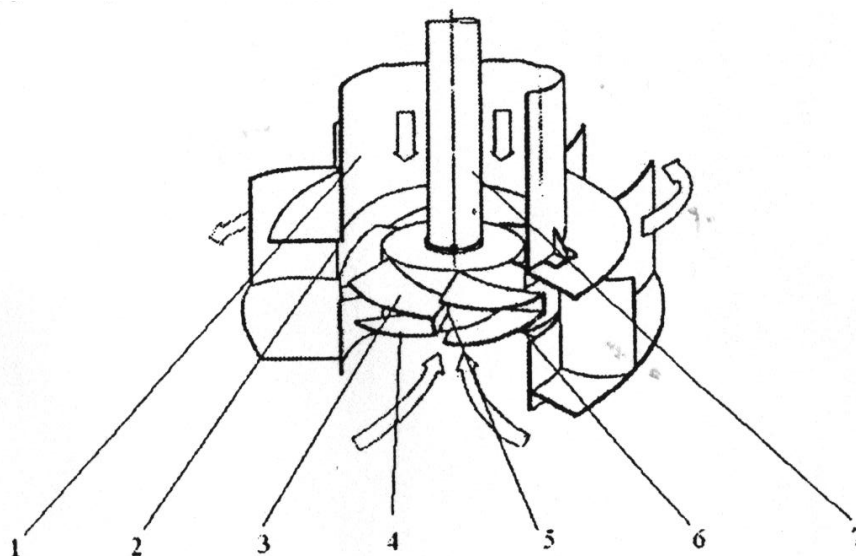


Рис. 5.3. Конструкция узла импеллер-статор:

1 – вал аэратора; 2 – импеллер; 3 – верхняя осевая лопасть; 4 – нижняя осевая лопасть; 5 – радиальная лопатка; 6 – статор; 7 – воздуховод.

В разработанном аэрационном блоке, включающем вал 1, импеллер в виде осевого колеса с лопатками 2, стакан с циркуляционными окнами 7, статор с направляющими лопатками 6, импеллер выполнен сочетанием центробежной лопатки 5 и двух осевых лопаток 3 и 4.

Такая конструкция лопаток импеллера способствует максимальному подосу воздуха с последующим его диспергированием, что интенсифицирует процесс флотации и снижает потребление электроэнергии.

Лопатки верхнего осевого колеса импеллера при его вращении на валу обеспечивают засасывание воздуха из атмосферы через воздуховод, выполненный из обсадной трубы и воздухозаборного патрубка с регулятором расхода воздуха. Передними кромками верхних осевых лопаток импеллера осуществляется первоначальное диспергирование пузырьков воздуха, поступающего в импеллер. Лопатки нижнего осевого колеса импеллера засасывают пульпу из придонной части камеры флотомашины и смешивают ее с поступающим в межлопаточные каналы воздухом.

Совмещение в одном импеллере двух встречно расположенных осевых колес и радиальных лопаток позволяет уменьшить высоту зоны интенсивного перемешивания и увеличить зону спокойного всплывания минерализованных пузырьков воздуха в камере флотомашины. Это создает условия для пульсирующей турбулентности в сочетании с волновым движением пульпы, которые способствуют максимальному подосу воздуха с последующим его диспергированием и распределением в жидкой фазе. Такая конструкция обеспечивает равномерное распределение пульповоздушной смеси по объему камеры, увеличивает диспергирование воздуха и степень аэрации пульпы.

Пульповоздушная смесь, пройдя по межлопаточным каналам, попадает под действие центробежных сил и сил давления со стороны лопаток осевых колес импеллера на криволинейные лопатки статора, где направление потока изменяется с тангенциально-осевого на радиальное. Пузырьки воздуха, имеющие меньшую по сравне-

нию с пульпой плотность, дольше находятся в межлопаточном пространстве импеллера и, попадая на радиальные лопатки, получают дополнительное диспергирование. Окончательное диспергирование воздуха происходит после схода пульповоздушной смеси с повышенной скоростью с центробежных лопаток на лопатки статора.

Статор радиально-осевого аэратора состоит из 12-ти изогнутых вертикальных пластин, закрепленных на образующей обсадной трубы (воздуховод), обеспечивает безударный отвод пульповоздушной смеси и ее распределение по горизонтальному сечению камеры.

Такое решение импеллерно-статорного блока аэратора позволяет устанавливать его на более высоком уровне по отношению к днищу камеры без снижения аэрационных характеристик машины, что особенно важно для машины большой производительности. Машины такого типа имеют более выгодные энергетические характеристики (снижение энергозатрат в 1,2-1,7 раза) по сравнению с традиционными.

Результаты опробования работы флотомашин с различными типами аэраторов приведены в табл. 5.24.

Таблица 5.24

Результаты работы аэраторов

Номер опытов	Тип аэратора	Зольность, %			Выход флотоконцентрата, %	Извлечение горючей массы в концентрат, %	Селективность процесса флотации, %
		питания флотации	флотоконцентра	отходов флотации			
ЦОФ «Чумаковская»							
1	Радиально-осевой	31,7	10,5	81,3	70,1	91,86	3,96
	Широколопастный		13,0	83,3	73,4	93,50	3,10
ГОФ «Самсоновская»							
2	Радиально-осевой	18,4	11,9	71,9	89,2	96,4	1,67
	Широколопастный		13,5	71,5	91,6	97,2	1,35
3	Радиально-осевой	17,4	11,4	71,0	89,9	96,4	1,64
	Широколопастный		12,7	69,0	91,6	96,8	1,45
ЦОФ «Калининская»							
4	Радиально-осевой	23,4	8,8	76,0	78,3	93,2	3,17
	Широколопастный		9,8	73,4	78,6	92,6	2,81
5	Радиально-осевой	23,3	8,4	75,3	77,7	92,8	3,31
	Широколопастный		8,7	73,7	77,5	92,3	3,19
6	Радиально-осевой	22,7	6,5	79,6	77,8	94,2	4,22
	Широколопастный		7,9	72,0	76,9	91,6	3,42

Сравнительный анализ результатов опробования показывает, что флотационные машины, модернизированные аэраторами радиально-осевого типа, обеспечивают более высокую селективность процесса разделения, т.е. получение более низкозольного флотоконцентрата и более высокозольных отходов (меньшая зольность отходов флотации на ЦОФ «Чумаковская» объясняется ее пятимерным исполнением).

Результаты ситового анализа (табл. 5.25) свидетельствуют о том, что потери горючей массы с отходами флотации в основном обусловлены присутствием угольных частиц крупностью +0,5 мм, зольность которых составляет 9,5-11,7%. Аэраторы радиально-осевого типа создают возможность для более эффективной работы флотомашин и снижения потерь угля с отходами флотации. Унос с отходами флотации угольных частиц крупностью +0,5 мм в 2,5 раза меньше, чем в отходах флотомашин с широколопастными аэраторами.

Таблица 5.25

Гранулометрический состав продуктов флотации

Класс крупности, мм	Питание флотации, %		Флотомашина с аэраторами радиально-осевого типа				Флотомашина с аэраторами широколопастными			
			Флотокон- центрат, %		Флотоотхо- ды, %		Флотокон- центрат, %		Флотоотхо- ды, %	
	Вы- ход γ , %	Золь- ность A^d , %	Вы- ход γ , %	Золь- ность A^d , %	Вы- ход γ , %	Золь- ность A^d , %	Вы- ход γ , %	Золь- ность A^d , %	Вы- ход γ , %	Золь- ность A^d , %
+1,0	4,70	3,9	4,42	3,0	1,12	6,8	2,17	2,5	3,51	8,9
0,5-1,0	6,77	5,0	8,75	4,0	1,33	11,8	4,77	3,0	2,68	15,4
+0,5	11,47	4,5	13,17	3,6	2,45	9,5	6,94	2,8	6,19	11,7
0,35-0,5	15,10	8,5	20,06	6,5	2,36	33,6	16,29	3,9	2,72	41,7
0,2-0,35	3,84	17,5	4,79	8,3	-	-	2,73	5,6	0,26	-
0,1-0,2	19,42	24,2	23,36	9,3	7,80	77,4	21,74	6,9	6,53	87,7
0,045-0,1	5,91	25,2	11,65	7,4	6,94	84,1	13,37	7,6	6,30	91,2
0-0,045	44,26	52,1	26,97	19,7	80,45	85,4	38,93	24,4	78,00	89,7
Итого	100,0	31,7	100,0	10,5	100,0	81,3	100,0	13,0	100,0	83,3

Таким образом, из анализа сравнительных характеристик наиболее распространенных конструкций механических аэраторов флотационных машин видно, что благодаря конструктивным особенностям аэраторов радиально-осевого типа обеспечивается:

- равномерное распределение пульповоздушной смеси по объему камеры;
- увеличение степени аэрации пульпы;
- максимальный подсос воздуха с последующим его диспергированием;
- улучшение гидродинамических условий в камере флотомашин, а именно создание спокойной зоны минерализации и пеноотстоя;
- возможность регулирования количества воздуха, подаваемого в процессе флотации;
- снижение потребления электроэнергии;
- повышение селективности процесса флотации;
- снижение потерь горючей массы с отходами за счет уменьшения уноса с отходами флотации низкозольных угольных частиц крупностью +0,5 мм.

5.6.6. Замена способов переработки на более эффективные

Совершенствование узла мокрого подготовительного грохочения на ЦОФ «Чумаковская» [137]

Необходимость наращивания производственной мощности ЦОФ «Чумаковская» предопределила необходимость устранения «узких мест» в технологической схеме цепи аппаратов фабрики. Исследования показали, что главным сдерживающим фактором увеличения производительности фабрики является узел подготовительного грохочения, схема которого представлена на рис. 5.3а.

Из рис. 5.3а следует, что узел подготовительного грохочения состоит из четырех грохотов ГРС-1А для сухого отсева рядового угля и грохота ВП2 для обесшламливания надрешетного продукта, а также четырех ленточных конвейеров.

В связи с влажностью поступающего на грохочение рядового угля более 7% производительность грохота ГРС-1А не превышала 100-150 т/ч и при этом не обеспечивалась кондиционность надрешетного продукта.

Институтом «Укрнииуглеобогащение» было предложено оснастить узел подготовительного грохочения комплексом КПУ800.

Схема узла подготовительного грохочения ЦОФ «Чумаковская» после внедрения комплекса КПУ800 приведена на рис. 5.3б, а результаты работа в табл. 5.26.

Из табл. 5.26 следует, что в результате внедрения комплекса КПУ800 при примерно одинаковом качестве отсева производительность узла подготовительного грохочения увеличилась на 80 т/ч и составила 620 т/ч, при этом засорение надрешетного продукта снизилось на 1,5% и составило 8,4%. Кроме того, были демонтированы электродвигатели общей мощностью 94 кВт и пять подвижных грохотов, что уменьшило шумовые характеристики узла подготовительного грохочения.

Применение нового флотационного реагента на ЦОФ «Самсоновская» [148]

В начале 90-х годов прошлого столетия в связи с переходом к рыночной экономике наибольшее распространение среди реагентов-вспенивателей на углеобогажительных фабриках Украины получил продукт под названием масло ПОД. К достоинствам данного реагента можно отнести доступность для украинского потребителя, поскольку является продуктом отечественной нефтехимии (выпускается на предприятиях ОАО «азот» г. Северодонецк, г. Черкассы и г. Ровно), достаточные ресурсы и относительная дешевизна.

Однако реагент масло ПОД имеет ряд существенных недостатков, основным из которых является низкая флотационная активность, а также неудовлетворительные эксплуатационные свойства. Относительно высокие вязкость (до $80 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$) и температура застывания (до минус 18°C) создают определенные трудности при транспортировании реагента по трубопроводам и подаче в процесс при работе обогажительных фабрик в холодный период года. Низкая флотационная активность обуславливает повышенный расход реагента. Эти обстоятельства предопределили проведение исследований по изысканию более эффективных реагентов-вспенивателей.

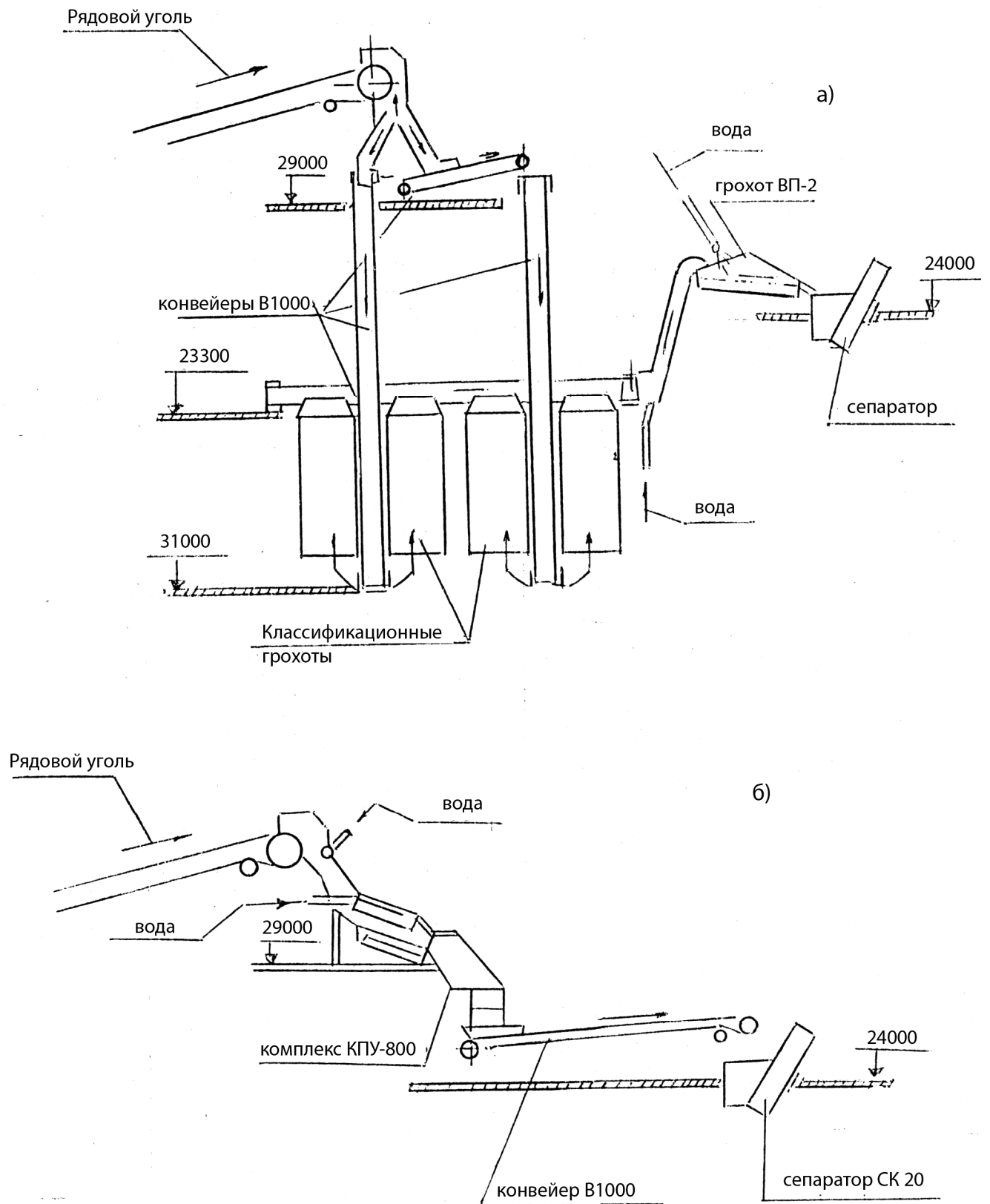


Рис. 5.3. Схема узла подготовительного грохочения ЦОФ «Чумаковская» до (а) и после (б) внедрения комплекса КПУ800

**Результаты работы узла подготовительного грохочения ЦОФ «Чумаковская»
до и после внедрения комплекса КПУ800**

Классы, мм	Выход классов к продукту, %				
	Исходный	4 грохота ГРС-1А + + 1 грохот ВП2		КПУ800	
		надрешетный	подрешетный	надрешетный	подрешетный
+25	9,6	47,3	-	52,6	-
13-25	11,0	42,8	2,9	39,0	3,9
6-13	12,3	8,8	13,2	4,8	11,5
3-6	10,2	0,4	12,7	1,1	10,0
1-3	23,1	0,3	28,9	1,0	22,9
0-1	33,8	0,4	42,3	1,5	33,5
Итого	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Выход к исходному, %	100,0	20,3	79,7	18,2	-
Производительность, т/ч		540		620	
Удельный расход во- ды, м ³ /т		1,1		1,0	
Эффективность гро- хочения по нижнему классу, %		97,2		97,6	
Эффективность гро- хочения, %		84,2		82,7	

Институтом «Укрниуглеобогащение» испытан в качестве вспенивателя в лабораторных и промышленных условиях композиционный реагент, выпускаемый в России в соответствии с ТУ 0252-005-45651137-2002.

Композиционный реагент изготавливается на основе прямогонных керосино-газойлевых фракций переработки нефти с добавлением газойлевых фракций термических и каталитических процессов, кубовых остатков бутиловых спиртов (КОБС) и присадки для понижения температуры застывания.

В России реагент применяется на обогатительных фабриках Кузбасса в качестве единого реагента, содержащего в своем составе 8% гетерополярного реагента КОБС.

Следует отметить, что подача в процесс заранее приготовленной смеси собирателя и вспенивателя (композиционного, комплексного или единого реагентов) наряду с достоинством – удобство дозирования реагентов, имеет следующий недостаток: отсутствует возможность отдельно регулировать действие каждого из реагентов. Например, при увеличении содержания твердого в пульпе необходимо повысить расход только аполярного реагента, а при чрезмерном пенообразовании («запенивании») следует уменьшить подачу только вспенивателя. Кроме того, отдельная дозировка и собирателя, и вспенивателя создает благоприятную возможность для повышения селективности разделения угольных частиц методом флотации.

В настоящее время на большинстве фабрик Украины применяется комбинированный способ подачи реагентов, позволяющий гибко регулировать процесс флотации: дозировка аполярного и гетерополярного реагентов осуществляется отдельно, а подача в процесс после смешивания в трубопроводе – одновременно.

Учитывая указанные выше недостатки применения единых флотореагентов, представлялось наиболее целесообразным исследовать флотационные свойства композиционного реагента, содержание КОБСа в котором увеличено с 8% до 50% с целью определения возможности применения его в качестве вспенивателя.

Композиционный реагент указанного состава был испытан в лабораторных условиях в качестве вспенивателя в сочетании с собирателем ТС-1 или дизтопливом по отношению к углам различной стадии метаморфизма.

Результаты выполненных экспериментов (табл. 5.27) свидетельствуют о технологических преимуществах композиционного реагента по сравнению с остальными реагентами-вспенивателями при флотации всех марок углей.

Таблица 5.27

Показатели работы флотации в лабораторных условиях

Марка угля	Расход реагентов, г/т						Зольность, %			Выход флотоконцентра, %	Приведенный выход флотоконцентра*, %	Удельные затраты на реагенты на тонну перерабатываемого шлама, грн.	Экономический эффект на тонну перерабатываемого шлама, грн.
	Вспениватель			Собиратель			исходного	флотоконцентра	отходов				
	масло ПОД	Т-66	КЭГОЛ	композиционный реагент	дизтопливо	ТС-1							
Г	120	80	40	40	480	1100	48,4	14,8	72,1	41,4	41,4	2,44	-
							48,5	13,7	74,3	42,5	43,5	2,74	3,14
							48,5	15,1	81,0	49,3	49,2	2,50	12,74
							48,3	15,2	82,7	51,0	50,5	2,53	14,84
Ж	200	100	100	100	1100	1100	26,7	10,5	72,3	73,8	73,8	5,58	-
							26,4	10,6	73,5	74,9	74,3	5,89	0,59
							26,6	10,7	76,8	75,9	75,6	5,89	2,94
							25,1	10,9	82,8	80,3	77,6	5,97	6,47
К	180	120	60	60	850	850	26,3	8,3	70,4	71,0	71,0	4,35	-
							25,9	8,5	74,1	73,5	72,6	4,81	2,98
							26,2	8,7	72,2	72,4	71,8	4,456	1,62
							26,1	8,7	75,8	74,1	73,3	4,49	4,80
А	200	100	100	100	720	720	40,8	13,3	74,1	54,8	54,8	3,68	-
							40,4	13,4	76,2	57,0	56,3	3,99	2,92
							40,7	15,0	80,1	60,5	58,8	3,99	8,29
							40,5	14,8	83,4	62,5	60,8	4,07	12,52
				330			41,4	17,6	85,1	64,8	61,7	2,28	16,24

* Выход приведен к одинаковым зольностям исходного и флотоконцентра для каждой марки угля.

Сопоставление флотационных свойств различных вспенивателей при одинаковых их расходах показывает, что в порядке возрастания флотоактивности реагенты

располагаются в следующей последовательности: масло ПОД, Т-66, КЭТГОЛ, КОБС, композиционный реагент.

Промышленную проверку флотационных свойств композиционного реагента проводили на углях марки Ж (ГОФ «Самсоновская»). В качестве базы для сравнения принимали качественно-количественные показатели, полученные в период эксплуатации фабрики с применением масла ПОД. Результаты испытаний подтвердили технологические преимущества композиционного реагента.

В результате длительной работы флотационного отделения фабрики на новом реагентном режиме зольность отходов увеличилась на 2,6% при практически неизменном качестве концентрата. Потребность во вспенивателе уменьшилась в 7 раз (со 140 г/т до 20 г/т).

Таким образом, использование в качестве вспенивателя композиционного реагента позволяет интенсифицировать флотацию и улучшить качественно-количественные показатели разделения при одновременном снижении расхода реагента. Высокие флотационные свойства нового реагента, хорошая текучесть при низких температурах и достаточные ресурсы для обеспечения потребностей углеобогачительных фабрик Украины позволяют рекомендовать этот реагент для широкого промышленного использования.

5.6.7. Введение новых технологических операций и процессов

Применение мокрой винтовой сепарации для обогащения первичного шлама на ЦОФ «Червоноградская» [149]

Одним из требований повышения конкурентоспособности товарной угольной продукции является улучшение ее качественных показателей и, в первую очередь, зольности [150, 151].

В связи с увеличением мелочи в рядовом угле, отгружаемом ГП «Львовуголь» на ЦОФ «Червоноградская», ликвидации сухого отсева и с учетом шламообразования машинных классов в технологической схеме фабрики, количество первичного шлама в схеме увеличилось, а его зольность возросла. Присадка уловленного шлама к концентрату гравитации в полном объеме приводит к превышению предельных норм зольности отгружаемой продукции. Вышеизложенное предопределяет необходимость введения на фабрике операции обогащения первичного шлама.

Первичный шлам ЦОФ «Червоноградская» представляет собой подситный продукт неподвижных шпальтовых сит и конусных грохотов ГК-1,5, сгущенный в гидроклассификаторе. Содержание твердого в сгущенном продукте классификатора составляет 200-250 г/л.

Гранулометрический состав первичного шлама приведен в табл. 5.28, из данных которой следует, что зольность классов крупности находится на уровне 42,5% и более. Это обстоятельство говорит о невозможности ситовой или гидравлической обработки первичного шлама.

Для определения целесообразности обогащения первичного шлама выполнен его фракционный анализ.

Из данных табл. 5.29 следует, что категория обогатимости всех выделенных классов и первичного шлама «очень трудная». При обогащении по плотности 2000 кг/м³ теоретическая зольность концентрата составляет менее 13,7%, при зольности отходов более 80,2%.

Таблица 5.28

Гранулометрический состав первичного шлама ЦОФ «Червоноградская»

Класс, мм	Выход, %	Зольность, %	Суммарное по надситному		Суммарное по подситному	
			Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %
+3	2,91	58,9	2,91	58,9	100,0	46,5
1-3	20,16	47,2	23,07	48,7	97,09	46,2
0,5-1	19,77	42,0	42,84	45,6	76,93	45,9
0,25-0,5	23,83	36,8	66,67	42,5	57,16	47,2
0,125-0,25	14,88	44,2	81,55	42,8	33,33	54,6
0,063-0,125	12,50	61,7	94,05	45,3	18,45	63,0
-0,063	5,95	65,7	100,0	46,5	5,95	65,7
Итого	100,00	46,5				

Таблица 5.29

Результаты фракционного анализа первичного шлама

Плотность фракций, кг/м ³	Выход к клас- су, %	Выход к продук- ту, %	Золь- ность, %	Сумма всплывших фракций		Сумма потонувших фракций	
				выход, %	золь- ность, %	выход, %	золь- ность, %
-1500	36,69	36,69	4,8	36,69	4,80	100,00	46,62
1500-1600	3,93	3,93	24,4	40,62	6,70	63,31	70,86
1600-1800	5,43	5,43	37,1	46,05	10,28	59,38	73,93
1800-2000	4,47	4,47	49,3	50,52	13,73	53,95	77,64
2000	49,48	49,48	80,2	100,00	46,62	49,48	80,20
Итого	100,00	100,00	46,6				
Категория обогащаемости	Г = 20 (очень трудная)						

Таким образом, можно сделать вывод, что в практических условиях возможно получение из первичного шлама концентрата с зольностью менее 23,5% при зольности отходов более 70%.

В настоящее время обработка первичного шлама осуществляется в рамках технологического процесса «Выделение и обработка крупнозернистого шлама [152].

Принципиальная схема технологического процесса «Выделение и обработка крупнозернистого шлама» приведена на рис.5.4.

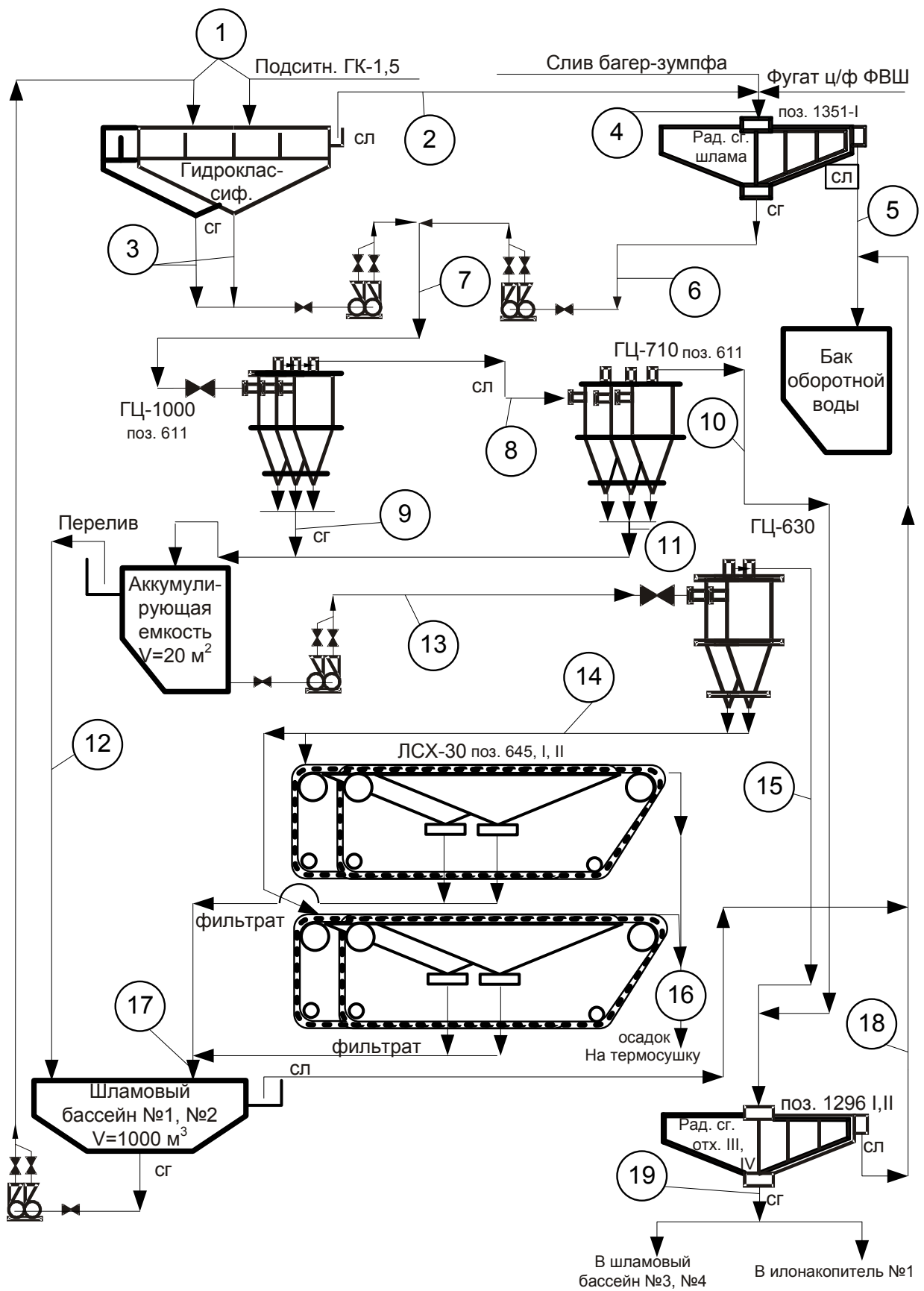


Рис. 5.4. Принципиальная схема технологического процесса «Выделение и обработка крупнозернистого шлама». О – точки опробования.

Крупнозернистый шлам выделяется из смеси водно-шламовых суспензий необогащенного и обогащенного шламов. Необогащенный шлам представлен подрешетным продуктом конусных грохотов ГК-1,5 и сгущенным продуктом шламового бассейна № 1 и № 2, которые совместно обрабатываются в гидрокласификаторе. Обогащенный шлам представлен следующими продуктами: сливом багер-зумпфа и фугатом обезвоживающих концентратных центрифуг ФВН-100.1К-2, сгущенными в радиальном шламовом сгустителе, слив которого направляется в оборот.

Сгущенные продукты гидрокласификатора и шламового радиального сгустителя подвергаются совместно многостадийной обработке в гидроциклонах по следующей схеме.

Исходная водно-шламовая суспензия, представленная вышеуказанными продуктами, подается на классификацию первой стадии в гидроциклонах ГЦ-1000, поз. 611 в количестве 6 шт.

Слив гидроциклонов ГЦ-1000 направляется на сгущение второй стадии в гидроциклон ГЦ-710, в количестве 3 шт.; слив гидроциклона ГЦ-710 поступает в радиальные сгустители отходов, поз. 1396-I, II, в количестве 2 шт., а сгущенный продукт совместно со сгущенным продуктом гидроциклонов ГЦ-1000 аккумулируется в емкости крупнозернистого шлама, поз. 660. Перелив емкости сбрасывается в шламовые бассейны № 1 и № 2, а основной продукт подается на сгущение третьей стадии в гидроциклоны ГЦ-630; слив гидроциклонов ГЦ-630 сбрасывается в радиальные сгустители отходов, поз. 1396-I, II, а сгущенный продукт ГЦ-630 подается на обезвоживание на ленточные вакуум-фильтры Лсх-30, поз. 645-I, II, в количестве 2 шт. Фильтрат ленточных вакуум-фильтров Лсх-30 сбрасывается в шламовые бассейны № 1 и № 2. а обезвоженный осадок в смеси с осадком концентратных обезвоживающих центрифуг ФВН-100.1К-2) направляется на термосушку.

С целью определения качественно-количественных показателей и установления диапазона крупности машинного класса, т.е. границы обезливания первичного шлама, на лабораторной установке были выполнены исследования мокрой винтовой сепарации первичного шлама. Содержание твердого в исходной пульпе поддерживалось на уровне 200 г/л.

Результаты исследований режимов МВС первичного шлама приведены в табл. 5.30, из данных которой следует, что при обесшламливании по граничной крупности 0,5 мм зольность концентрата составляет 28,4% при зольности отходов 72,7%. При этом выход концентрата и отходов находятся на уровне 61,9% и 38,1%.

Таблица 5.30

Результаты процесса МВС первичного шлама на лабораторной установке винтового сепаратора

Продукты обогащения	Крупность первичного шлама, мм									
	0-6,0		0,063-6,0		0,125-6,0		0,25-6,0		0,5-6,0	
	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %
Концентрат	52,6	32,8	64,0	32,0	71,0	31,5	68,1	29,1	61,9	28,4
Отходы	47,4	61,7	36,0	68,9	29,0	70,4	31,9	71,1	38,1	72,7
Исходный	100,0	46,5	100,0	45,3	100,0	42,8	100,0	42,5	100,0	45,6

На рис. 5.5 приведены зависимости качественно-количественных показателей продуктов МВС от граничной крупности обесшламливания.

Из рис. 5.5а и 5.5б следует, что с увеличением граничной крупности обесшламливания зольность концентрата МВС уменьшается, а зольность отходов увеличивается.

Из рис. 5.5в и 5.5г следует, что зависимость выходов концентрата и отходов носят экстремальный характер, причем первая зависимость имеет максимум (71,0%), а вторая – минимум (29,0%), точки экстремумов лежат на граничной крупности обесшламливания 0,125 мм.

При этой крупности обесшламливания зольность концентрата составляет 31,5%, зольность отходов 70,4%.

Таким образом, обогащение первичного шлама необходимо осуществлять по плотности 2000 кг/м³, при обесшламливании его по крупности 0,125 мм.

На основании результатов выполненных исследований и с учетом опыта обогащения шламовых продуктов на углеобогатительных фабриках Украины и за рубежом разработана технологическая схема обогащения первичного шлама, приведенная на рис. 5.6.

Отличие технологических схем, приведенных на рис. 5.4 и 5.6, заключается в применении процесса МВС для обогащения сгущенных продуктов гидроциклонов ГЦ-1000 и ГЦ-710, со сгущением концентрата МВС в гидроциклонах ГЦ-630 и обезвоживанием на ленточном вакуум-фильтре ЛСХ-30 или на высокочастотном грохоте ГсМх-8х1.

Результаты расчета качественно-количественных показателей предлагаемой технологии приведены на рис. 5.7, а баланс выходных продуктов в табл. 5.31.

Из табл. 5.31 следует, что, несмотря на то, что зольность исходного рядового шлама (в сравнении с регламентом) выросла с 44,23% до 46,5%, выход концентрата увеличился на 3,71% с 5,29 до 9,0% при снижении его зольности на 1,0% с 23,5% до 22,5%. Одной из составляющих увеличения выхода концентрата является рост зольности продукта, направляемого в сгуститель отходов, на 3,38% с 60,2% до 63,58%.

Таблица 5.31

Баланс выходных продуктов

Продукты	Варианты					
	По регламенту			Предлагаемый		
	Q, т/ч	Выход, %	Золь- ность, %	Q, т/ч	Выход, %	Золь- ность, %
Первичный шлам (исходный)	212,6	31,28	44,23	212,6	31,28	46,5
Концентрат (шлам)	36,0	5,29	23,5	61,6	9,0	22,5
Прочие продукты, в том числе:	176,6	25,99	48,5	151,0	22,28	56,3
в сгуститель отходов	98,7	14,52	60,2	98,2	14,48	42,72
в оборот	77,9	11,47	33,46	52,8	7,8	63,58

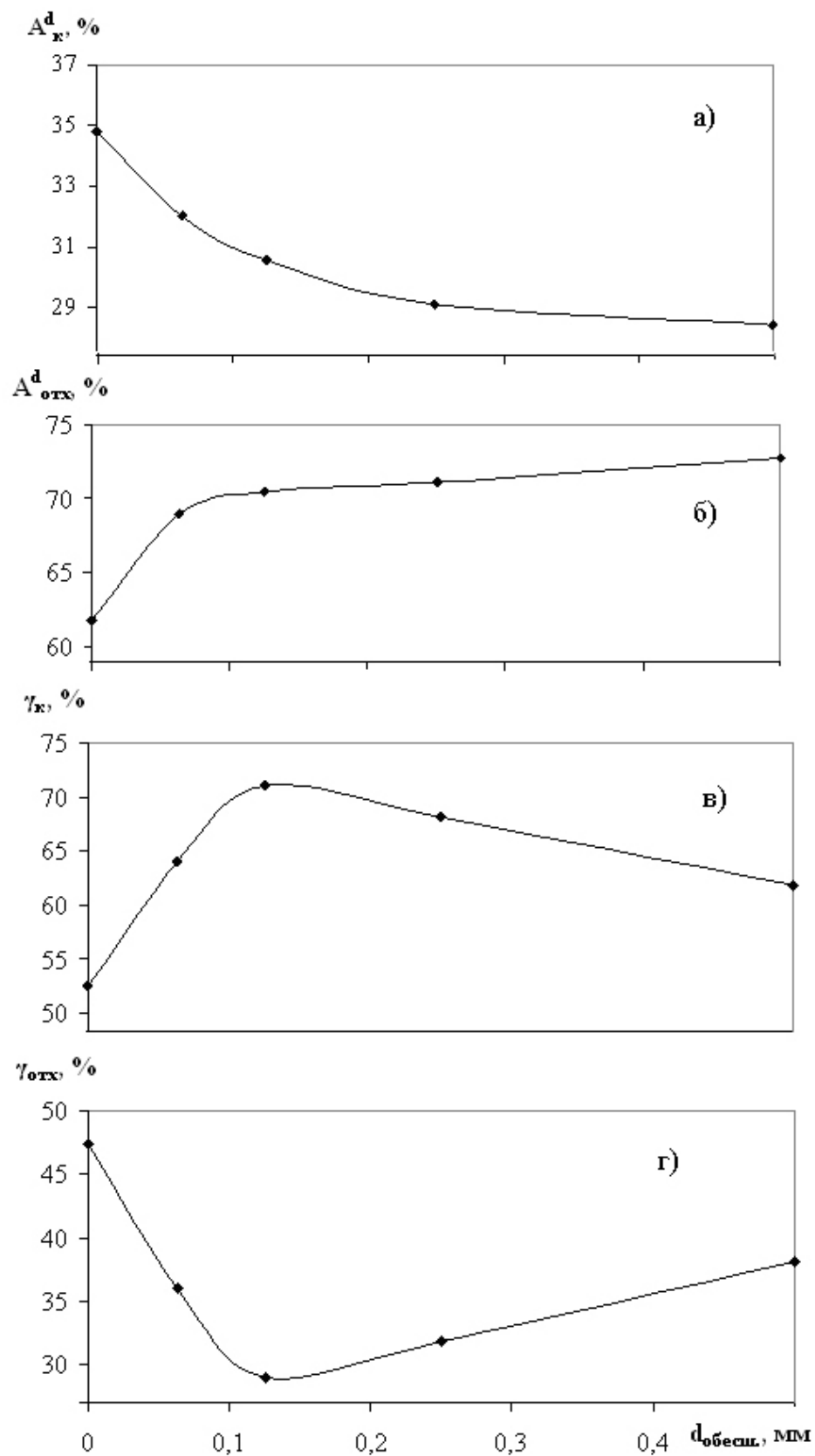


Рис. 5.5. Зависимости зольности концентрата (а), зольности отходов (б), выхода концентрата (в) и выхода отходов (г) от граничной крупности обесшламливания

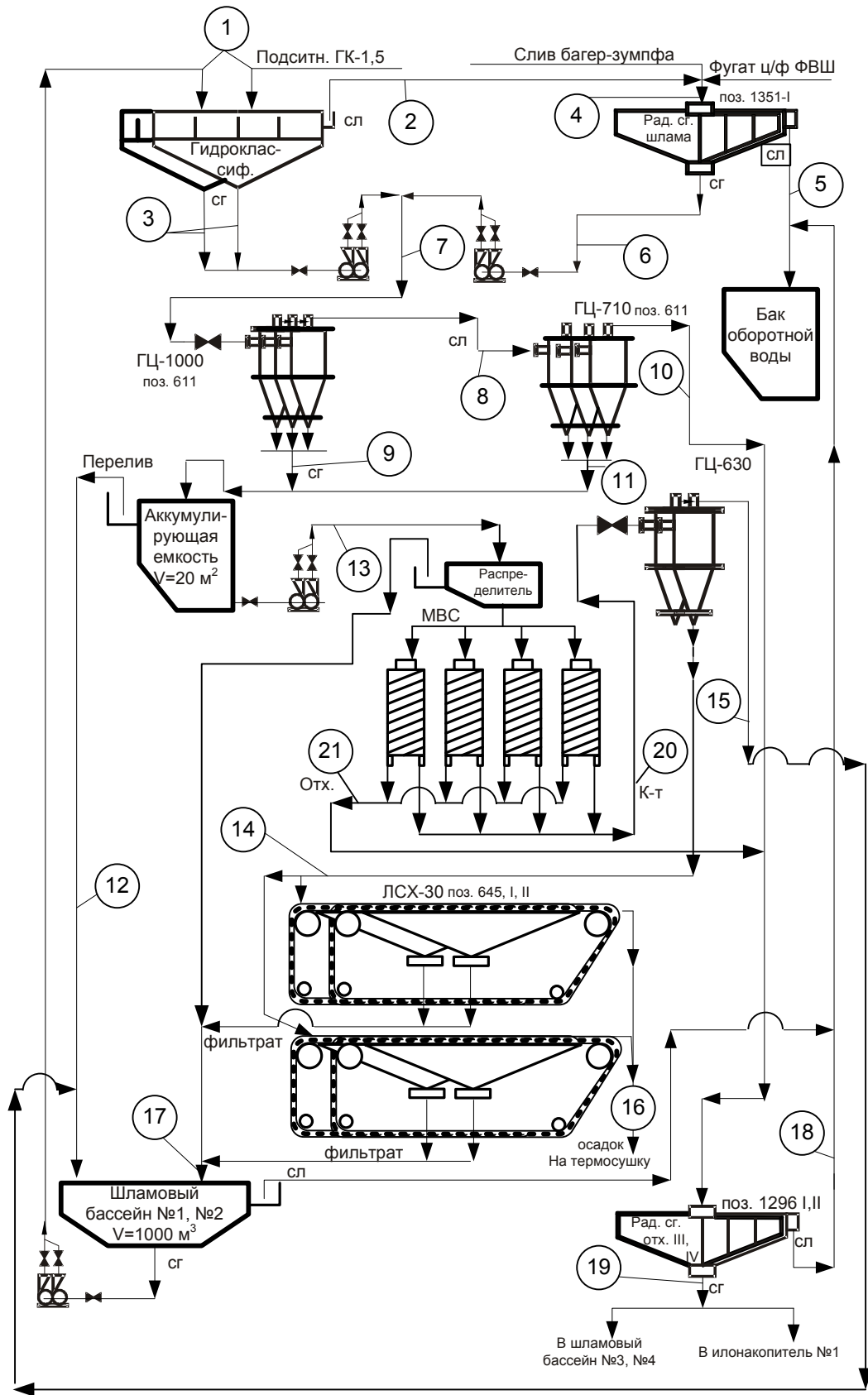


Рис. 5.6. Предлагаемая принципиальная схема технологического процесса «Обогащение крупнозернистого шлама». О – точки опробования.

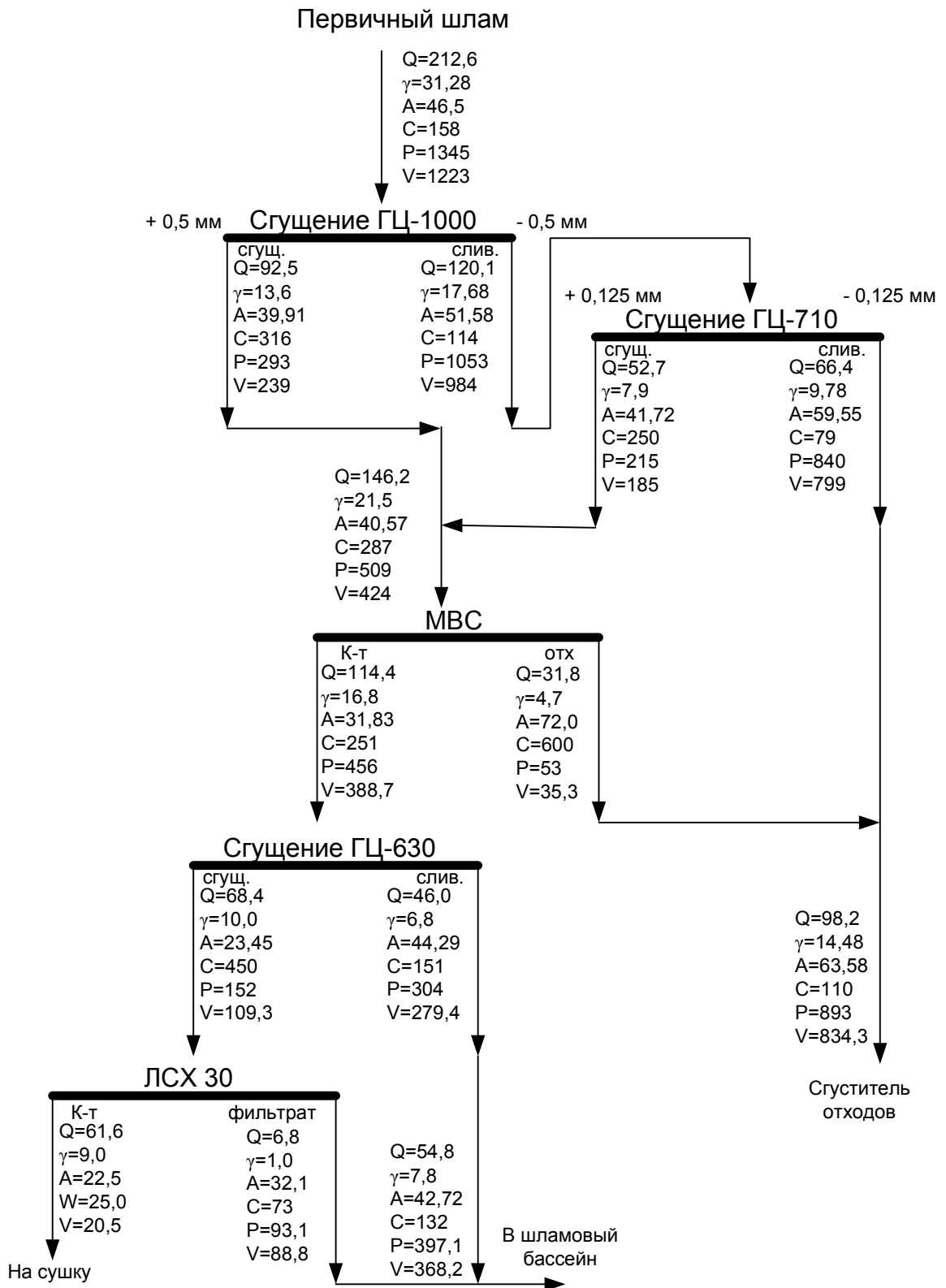


Рис. 5.7. Качественно-количественные показатели технологического процесса «Обогащение крупнозернистого шлама».

На рис. 5.8 приведен проект привязки блока винтовых сепараторов (10 шт.) на отм. +21,6 м.

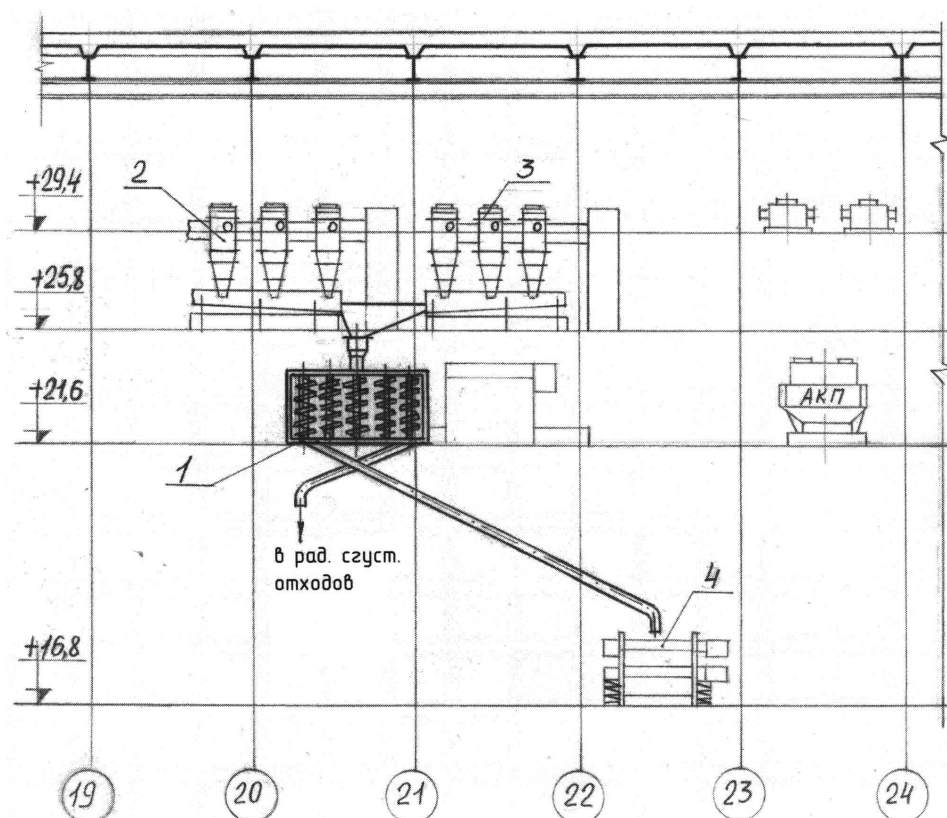


Рис. 5.8. Проект привязки блока винтовых сепараторов для обогащения первичного шлама на ЦОФ «Червоноградская»

Водно-шламовая суспензия, состоящая из сгущенного продукта гидроклассификатора и шламового радиального сгустителя, подвергается двухстадийной обработке в гидроциклонах ГЦ-1000 (поз. 2) и ГЦ-710 (поз. 3).

Первая стадия классификации суспензии происходит в гидроциклонах ГЦ-1000 (6 шт.), слив которых направляется на сгущение второй стадии в гидроциклоны (ГЦ-710) (3 шт.). Слив гидроциклонов ГЦ-710 направляется в радиальный сгуститель, а сгущенный продукт совместно со сгущенным продуктом гидроциклонов ГЦ-1000 поступают на винтовые сепараторы, где происходит их обогащение. Концентрат МВС направляется на грохот ГСМх-8х1 (поз. 4) для обезвоживания, а отходы МВС поступают в радиальный сгуститель отходов.

Усовершенствование технологии сгущения отходов флотации углеобогадательной фабрики ООО «Авдеевский КХЗ» [153]

В связи с заполнением илонакопителя и отсутствием разрешения на дополнительный отвод земель под сброс отходов флотации Авдеевского КХЗ актуальным стал вопрос замыкания цикла оборотного водоснабжения на углеобогадательной фабрике путем внедрения технологии высококонцентрированного сгущения отходов флотации в сгустителях с осадкоуплотнителями и обезвоживания сгущенных осадков на фильтр-прессах.

Для решения этого вопроса институтом «Укрниуглеобогащение» была рассмотрена технико-экономическая целесообразность технологии сгущения отходов флотации УПЦ-1 Авдеевского КХЗ по двум вариантам:

1 вариант - обработка и сгущение в сгустителях С-10-2 всего объема отходов флотации, поступающего в радиальные сгустители - 2000 м³/час с содержанием твёрдого 30 г/л;

2 вариант - обработка и сгущение в сгустителях С-10-2 сгущенного радиальных сгустителей в количестве 600 м³/час с содержанием твёрдого 80 г/л.

Известно, что содержание твёрдого в исходном продукте и его гранулометрический состав оказывают существенное влияние на эффективность сгущения отходов флотации и являются решающим фактором при подборе концентрации, расхода и способов подачи флокулянтов.

Ранее проведенными исследованиями, [154], установлено, что с уменьшением крупности частиц и увеличением их зольности процесс сгущения ухудшается. Наибольшее влияние на скорость осаждения и концентрацию твердой фазы в сгущаемом продукте оказывают частицы менее 10 микрон. При этом заниженный расход флокулянта является недостаточным для стабильного образования флокул, а превышение расхода флокулянта изменяет структуру флокул, молекулы полимера соединяются между собой и, наоборот, стабилизируют взвешенные частицы, препятствуя их слипанию. При оптимальном количестве полимера образующиеся флокулы являются наиболее компактными и механически прочными.

Анализ гранулометрического состава отходов флотации свидетельствует о том, что отходы до радиального сгустителя представлены, в основном, классом менее 0,045 мм, содержание которого составляет 90,5%, а зольность – 72,1%, что свидетельствует о трудной их флокулируемости. Содержание класса +0,2 мм составляет менее 1% (0,45%). Зольность отходов флотации равна 71%.

Отходы флотации после радиального сгустителя также на 85,8% состоят из тонких илов класса -0,045 мм зольностью 73,2%.

Приведенные особенности гранулометрического состава отходов флотации обуславливают необходимость применения эффективных флокулянтов и их повышенного расхода.

Для определения наиболее эффективных флокулянтов, максимально увеличивающих скорость осаждения твердых частиц из отходов флотации АКХЗ, были исследованы флокулянты Магнафлок №156, №1597, №5250 и Флопам, применяющиеся на различных углеобогатительных фабриках. Наиболее эффективным из исследованных флокулянтов определен Магнафлок №156.

Для разработки технологии сгущения отходов флотации по 1 варианту исследования флокулируемости проводились при существующем содержании твёрдого в пульпе 20 и 30 г/л. В качестве флокулянта использовался Магнафлок №156 в виде раствора 0,0235%-ной концентрации. Исследования проводились в широком диапазоне расхода флокулянта.

Результаты флокулируемости отходов флотации, отобранных с флотомашин, приведены в табл. 5.32.

Как видно из табл.5.32, добавление флокулянта к отходам флотации, содержащим 20 г/л твёрдого, увеличивает скорость осаждения твёрдого с 2,8 мм/мин (холодная проба) до 152, 190 и 213 мм/мин при расходе флокулянта соответственно 50, 60 и 70 г/т.

Скорость осаждения отходов флотации, содержащих 30 г/л твёрдого, при добавлении расхода флокулянта 60-100 г/т, увеличилась с 1,5 мм/мин до 171-234 мм/мин. Такая скорость осаждения является достаточной для получения приемлемых

показателей работы сгустителя С-10-2 (содержание твёрдого в сливе не более 5 г/л и в сгущённом около 400 г/л при нагрузке 350-400 м³/час).

Таблица 5.32

**Флокулируемость отходов флотации до радиального сгустителя
(флокулянт Магнафлок №156)**

Содержание твёрдого в пульпе, г/л	Концентрация флокулянта, %	Скорость осаждения отходов флотации, мм/мин при расходе флокулянта, г/т						
		0	50	60	70	80	100	120
20	0	2,8						
	0,0235		152	190	213			
30	0	1,5						
	0,0235			171	192	225	234	

Но, так как для эффективной работы сгустителя С-10-2 нагрузка на него не должна превышать 400 м³/час, количество сгустителей для сгущения хвостов флотации в объеме 2000 м³/час с содержанием твёрдого 30 г/л должно быть не менее 5-ти, что было принято экономически нецелесообразным.

При рассмотрении варианта сгущения отходов флотации после радиального сгустителя, исследования проводились на пульпе с содержанием твёрдого 50, 60, 70 и 80 г/л. Скорость осаждения отходов флотации после радиального сгустителя при изменении расхода флокулянта для различного содержания твёрдого приведена в табл. 5.33.

Таблица 5.33

**Флокулируемость отходов флотации после радиального сгустителя
(флокулянт Магнафлок №156)**

Содержание твёрдого в пульпе, г/л	Концентрация флокулянта, %	Скорость осаждения отходов флотации, мм/мин при расходе флокулянта, г/т							
		0	50	60	70	80	100	120	150
50	0	4,1							
	0,0125		105	160	200	240			
	0,0235		90	125	168	208			
60	0	3,6							
	0,0235		40	67	100	128	188	235	207
70	0	3,1							
	0,0235		30	56	73	100	134	179	236
80	0	1,9							
	0,0125		15	37	55	78	115	160	220
	0,0235		36	49	70	92	140	182	287

Как видно из табл. 5.33, при увеличении содержания твёрдого с 50 до 80 г/л скорость осаждения частиц резко снижается. Так, при расходе флокулянта 70 г/т скорость осаждения отходов флотации снижается с 200 до 55 мм/мин. Поэтому, для сгущения суспензии с содержанием твёрдого 80 г/л после радиальных сгустителей и получения при этом чистого слива требуется повышенный расход флокулянта – 130...150 г/т. Снижение концентрации раствора флокулянта с 0,0235% до 0,0125% не приводит к увеличению скорости осаждения отходов флотации при столь высоком содержании твёрдого.

Таким образом, результаты исследований свидетельствуют о том, что для достижения удовлетворительной скорости осаждения отходов флотации, моделирующей получение чистого слива в сгустителе С-10-2 (200 мм/мин) необходимы следующие расходы флокулянта Магнафлок №156 (с концентрацией 0,0235%):

- 70 – 80 г/т при содержании твёрдого в исходной пробе 50 г/л;
- 100 – 120 г/т при содержании твёрдого 60 г/л;
- 120 – 140 г/т при содержании твёрдого 70 г/л;
- 140 – 150 г/т при содержании твёрдого 80 г/л.

При исследовании флокулируемости отходов флотации наряду с высотой осветленного слоя замерялась высота осадка и определялось содержание твёрдого в сгущённом продукте, как показано в табл. 5.34.

Как видно из табл. 5.34 в лабораторных условиях содержание твёрдого в сгущённом продукте достигает 337-369 г/л при содержании твёрдого в исходной пульпе 70-80 г/л и расходе флокулянта 150 г/т. Так как в лабораторных условиях процесс уплотнения осадка не моделируется в достаточной степени, на основании предыдущих исследований можно предположить, что в сгустителе с осадкоуплотнителем содержание твёрдого в сгущённом продукте будет значительно больше и достигнет величины 500-600 г/л, что соответствует технической характеристике предлагаемых сгустителей С-10-2.

Таблица 5.34

Уплотнение отходов флотации после радиального сгустителя при применении флокулянта Магнафлок №156

Содержание твёрдого в пульпе, г/л	Концентрация флокулянта, %	Содержание твёрдого в осадке, г/л при расходе флокулянта, г/т						
		0	50	60	70	80	100	150
50	0,0125		216	236		260		
	0,0235		250	250		260		
60	0,0125					250	283	
	0,0235			183		263	294	327
70	0,0125			199		240		
	0,0235			219		257		337
80	0,0125		303	294	303	312	333	
	0,0235					295	312	369

Для снижения расхода флокулянта и обеспечения высокой производительности сгустителей с получением осветленной воды необходимо обеспечить эффективное перемешивание пульпы с флокулянт. При быстром взаимодействии молекул полимера с поверхностью твердой фазы флокулянт не полностью обволакивает частицы. Дополнительная обработка пульпы флокулянт и последующее перемешивание позволяют получить устойчивые флокулы, твердые частицы которых оказываются покрыты флокулянт в нескольких активных точках. Поэтому было исследовано влияние дробной дозировки флокулянта на скорость осаждения твердой фазы отходов флотации в пульпе, табл. 5.35

Таблица 5.35

Флокулируемость отходов флотации после радиального сгустителя при различных способах дозировки (расход флокулянта 130 г/т)

Содержание твёрдого в пульпе, г/л	Концентрация флокулянта, %	Дозировка флокулянта, %		Начальная скорость осаждения, мм/мин	Средняя скорость осаждения, мм/мин	Содержание твёрдого в осадке, г/л
		вначале	через 2 мин			
80	0,0125	100	-	162	86	305
		80	20	246	139	357
		50	50	258	146	377
	0,0235	100	-	186	131	364
		80	20	282	186	400
		50	50	288	193	400

Результаты исследований дробной дозировки флокулянта свидетельствуют о том, что, применяя дробную дозировку флокулянта при сгущении отходов флотации с содержанием твёрдого в пульпе 80 г/л, расход реагента можно снизить до 130 г/т, при этом начальная скорость осаждения отходов флотации составляет 288 мм/мин, а средняя – 193 мм/мин. Таким образом, дробная дозировка позволяет увеличить скорость осаждения частиц в 1,5 раза.

На основании результатов проведенных в настоящей работе исследований была предложена следующая технология перемешивания пульпы с флокулянт:

- исходная пульпа обрабатывается вначале частично (на 50 %) флокулянт в трубе, на расстоянии 5-7 м от смесителя;
- поступающая в смеситель, пульпа разделяется на три потока вертикальными продольными перегородками;
- в каждый поток дозируется оставшаяся часть флокулянта;
- с помощью вертикальных стержней осуществляется турбулизация каждого из потоков;
- в конце смесителя все потоки объединяются, а затем делятся на два тангенциально подведенных патрубка загрузочного устройства;
- вращательное движение потока создаёт дополнительное перемешивание пульпы и способствует её плавному переходу в вертикальную часть загрузочного устройства;
- из смесительных патрубков сфлокулированная пульпа поступает в загрузочные камеры, где происходит выделение воздуха;

- деаэрированная сфлокулированная пульпа направляется под конический распределитель.

По результатам расчётов была выбрана схема двухстадиального сгущения отходов флотации, где на первую стадию сгущения было принято два существующих на фабрике радиальных сгустителя и во второй стадии установлено параллельно три сгустителя С-10-2. Это обеспечило эффективную и стабильную работу сгустителей при нагрузке 200-250 м³/час (16 т/час) при чистом сливе с высотой осветлённого слоя 0,5-1 м и с содержанием твёрдого в сгущённом не менее 350 г/л.

Данная технология использована при внедрении замкнутой водно-шламовой схемы на углеобогатительной фабрике Авдеевского КХЗ, где кроме флокулянта Магнафлок № 156 дополнительно, для получения особо чистого слива, применен Магнафлок № 1597.

5.6.8. Комплексная механизация, автоматизация и компьютеризация контроля и управления технологическими процессами

Автоматизация процесса флотации [155]

Анализ работы флотационных отделений показывает, что на большинстве углеобогатительных фабрик автоматизация процесса флотации осуществляется с помощью различных технических средств индивидуального изготовления, использование которых по ряду причин (малофункциональность, низкая эксплуатационная надёжность и т.д.) не позволяет полностью реализовать резервы снижения потерь угольных частиц с отходами и повышения выхода концентрата.

Наибольшее распространение получили системы стабилизации уровня пульпы в камерах флотационных машин и системы удельного расходования реагентов. Применение контуров стабилизации расхода и плотности пульпы питания флотации затруднительно, так как их использование связано с изменением режима работы агрегатов цеха флотообогащения.

Эксплуатационные системы автоматизации имеют существенные недостатки:

- регулируют только подачу реагентов, не контролируя и не управляя зольность концентрата и отходов;

- дозаторы реагентов имеют большие габариты, сложную конструкцию и не обеспечивают необходимые объём и точность дозирования, кроме того, они недостаточно надёжны в эксплуатации;

- используемые в основном гидростатические устройства контроля плотности пульпы забиваются щепой и другими предметами, поступающими с пульпой, поэтому требуют систематической чистки и контроля работоспособности;

- расходомеры, основанные на использовании трубы Вентури, громоздкие и трудоёмкие в изготовлении, дорогостоящие, так как они сделаны из нержавеющей стали и требуют полного заполнения трубопровода, что не всегда возможно в реальных условиях;

- уровень пульпы в ваннах флотомашин не регулируется, что обуславливает дополнительное увеличение дисперсии зольности концентрата и зольности отходов.

Кроме того, системы автоматизации нередко построены на устаревшей элементной базе, отсутствуют средства автодиагностики элементов схемы и средств отбора информации.

В действующих системах управления расход собирателя осуществляется пропорционально расходу твёрдой фазы в пульпе, а пенообразователя по объёмному рас-

ходу пульпы, поступающей на флотацию. Дальнейшее развитие автоматизации флотации связано, в первую очередь, с применением усовершенствованной стратегии управления, позволяющей более тонко воздействовать на процесс в целях улучшения экономических показателей. В ряде угледобывающих стран (в частности, Великобритании и Австралия) используется подход, при котором учитывается не только объем подаваемого на флотацию сырья, но и поверхность твердой фазы поступающей на флотацию пульпы.

Таким образом, для эффективного ведения процесса флотации необходимо выдерживать дозу удельного расходования реагента на единицу поверхности угольных и золообразующих частиц в соответствии с формулой

$$Q_r = PQ_c + hQ_a, \quad (5.37)$$

где Q_r - количество подаваемого реагента, кг/с; P и h - коэффициенты, определяющие оптимальное количество реагента на единицу поверхности угля и минеральных примесей; Q_c и Q_a - удельный расход поверхности частиц угля и золообразующих частиц, м²/с.

В ГОАО «НИПИуглеавтоматизация» разработан способ автоматического управления процессом флотации. Его сущность заключается в том, что при управлении измеряют объемный расход Q_{sl} исходной пульпы и показатель экстинкции света частицами твердой фазы исходной пульпы L_{sol} . Кроме того, измеряют в оптическом диапазоне усредненной альбедо частиц A_{sol} . Управление процессом флотации осуществляется путем регулирования расхода реагента. Количество Q_r определяют в зависимости от поверхности частиц твердой фазы, поступающей на флотацию пульпы:

$$Q_r = gL_{sol}Q_{sl}(1 - mA_{sol}), \quad (5.38)$$

где g - коэффициент учета изменения зольности частиц твердой фазы, $g = \frac{2(PA_a - hA_c)}{A_a - A_c}$; m - коэффициент определения оптимального количества реагента

на единицу твердости угольных и золообразующих частиц, $m = \frac{P - h}{PA_a - hA_c}$, A_a и A_c - альбедо угольных и золообразующих частиц.

Система автоматизации процесса флотации (САПФ), разработанная НИПИуглеавтоматизацией, обеспечивает регулирование расхода реагентов по суммарной поверхности твердой фазы пульпы с учетом соотношения между поверхностью частиц минеральных примесей и угля (рис. 5.9). В процессе исследований создан и испытан экспериментальный образец устройства оценивания суммарной поверхности твердой фазы пульпы. Применено также устройство контроля зольности отходов флотации.

Функциональная часть системы выполнена на базе микропроцессорного программируемого контроллера (в дальнейшем контроллер). Благодаря этому уменьшены габаритные размеры и масса изделий, повышена надежность функционирования за счет самодиагностики состояния контроллера, улучшена ремонтпригодность и обеспечена воз-

возможность ее унификации при использовании гибких перестраиваемых программ в соответствии с особенностями технологических схем.

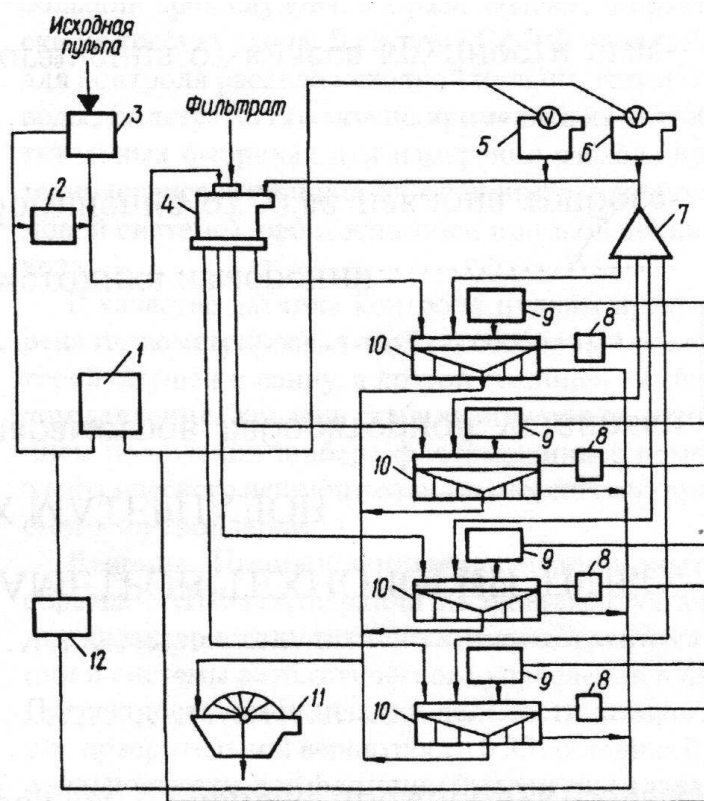


Рис. 5.9 Технологическая схема автоматизированного процесса флотации:
 1 – пульт управления; 2 и 3 – блоки оценивания суммарной поверхности частиц и расхода;
 4 – аппарат для кондиционирования пульпы; 5 и 6 – дозатор подачи реагента-собираателя и реагента-пенообразователя; 7 – распределитель реагентов; 8 – исполнительный механизм;
 9 – блок оценивания уровня; 10 – флотомашина; 11 – вакуум-фильтр; 12 – устройство контроля зольности.

Применение нового поколения микропроцессорной техники позволило использовать более сложные алгоритмы управления, обеспечивающие возможность автоматического управления процессом флотации как по суммарной поверхности и зольности твердой фазы исходной пульпы, так и по зольности отходов. В результате процесс стал управляемым, появилась возможность получать концентрат заданной зольности, а отходы флотации – ниже заданной зольности.

Система САПФ выполняет следующие основные функции: автоматическое и дистанционное регулирование подачи реагентов; регулирование процесса путем дробной подачи реагентов в камеры флотомашин в зависимости от качества отходов; автоматическое регулирование уровня в ванне флотомашин; автоматическую коррекцию удельных расходов флотореагентов в зависимости от качества выходных продуктов; автоматический контроль объемного расхода исходной пульпы; автоматический контроль зольности исходной пульпы; автоматический контроль суммарной поверхности твердой фазы пульпы; автоматический контроль уровня в ванне флотомашин; автоматический контроль поступления реагентов в технологический процесс; автоматический контроль текущих и суммарных расходов дозируемых реагентов; фиксацию времени отклонения значений контролируемых технологических параметров от заданных (по выбору оператора); автодиагностику отказов (по выбору оператора); автодиагностику отказов аппаратов системы; дис-

танционное изменение заданий удельных расходов флотореагентов; дистанционное управление исполнительными механизмами перемещения шиберов в ваннах флотомашин; сигнализацию аварийных состояний изделий системы; передачу информации о значении технологических параметров в систему управления верхнего уровня.

В системе САПФ усовершенствованы основные технические средства: дозаторы реагентов и расходомер. Дозатор можно применять для дозирования и других жидкостей, например, флокулянта. Расход реагентов регулируется изменением частоты и скважности электрических импульсов, подаваемых на катушку электромагнита, управляемого открытием и закрытием калиброванного отверстия с помощью клапана. В системе подачи реагентов предусмотрены баки стабилизации уровня.

Вместо расходомера на базе трубы Вентури применен более дешевый, простой и надежный расходомер на основе сужающего устройства. Корпус из низколегированной стали представляет собой патрубок (внутренняя поверхность футеруется карбидом кремния), обеспечивающий перепад давления, измеряемый отборниками, конструктивно совмещенными в одном корпусе. Измерительный элемент выполнен в виде кассеты, что позволяет оперативно заменить его при износе.

Разработанный расходомер в 5-10 раз (в зависимости от типоразмера) легче трубы Вентури, имеет больший срок службы, в 2 раза дешевле и практически не требует ухода. В системе САПФ используется для контроля расхода исходной пульпы, технической воды, фильтрата. Его можно применять на углеобогатительных фабриках для измерения расхода других технологических жидкостей (например, в водно-шламовой системе), работоспособен при изменении расхода.

В качестве датчика контроля пульпы предусмотрена пьезометрическая трубка, свободный конец которой опущен в ванну, а другой соединен с отборником давления. Уровень стабилизируется регулированием положения шибера флотомашин с помощью электрического исполнительного механизма, управляемого контроллером.

Промышленные испытания опытного образца САПФ подтвердили высокие эксплуатационные характеристики технических средств автоматизации и системы автоматического управления в целом. Погрешность стабилизации зольности концентрата при доверительной вероятности 0,95 составила 0,27%, а зольность отходов флотации была не ниже заданной (около 70%). В результате более качественного управления процессом выход флотоконцентрата увеличился на 0,45%.

Автоматизация процесса фильтрации [156]

Разработке комплекса автоматизации процесса фильтрации (КСАФ) предшествовали аналитические и экспериментальные исследования [157-159], из которых следует, что возможными каналами регулирования, изменяющими производительность вакуум-фильтра по флотоконцентрату и фильтрату, могут быть значение вакуума в зоне набора осадка и частота вращения дисков. Установлено [160-162], что вид статических характеристик, снятых по каналу «частота вращения дисков – производительность вакуум-фильтра по твердому», изменяется в зависимости от свойств исходной пульпы и имеет явно выраженный максимум.

Передаточная функция вакуум-фильтра по нагрузке, т.е. при изменении уровня пульпы в ванне, описывает интегрирующим звеном

$$W(p) = K / P, \quad (5.39)$$

где K - коэффициент усиления, который для вакуум-фильтра «Украина-80» составляет 0,24-2,25; P - оператор Лапласа.

Производительность фильтра по суспензии

$$Q_{\phi.c} = K_1 \Delta h S / t, \quad (5.40)$$

где $K_1 = 0,9-0,95$ – коэффициент, учитывающий толщину слоя осадка; $\Delta h = 0,05-0,1$ – заданный диапазон изменения уровня суспензии в ванне вакуум-фильтра, м; S – средняя площадь зеркала суспензии в ванне, m^2 (для фильтров «Украина-80» $S = 4,32 m^2$); t – время снижения уровня на Δh , с.

Результаты исследований показали: при объеме сборника флотоконцентрата $10 m^3$ целесообразно применять П-закон регулирования для управления производительностью фильтровального отделения как простой в реализации и не ухудшающий влажность отфильтрованного продукта. Снижение уровня пульпы вызывает уменьшение вакуума и толщины осадка, ухудшает отдувку осадка.

Таким образом, для стабилизации работы вакуум-фильтров необходимо поддерживать уровень пульпы в ваннах постоянным. Производительность фильтра – неслучайная функция, зависящая от таких случайных факторов, как содержание твердых частиц в исходной суспензии и их гранулометрического состава, состояния фильтрующих поверхностей, структуры осадка, колебаний вакуума. При оснащении фильтров нерегулируемыми по скорости приводами дисков указанная характеристика становится неуправляемой, поэтому уровень суспензии в ванне можно регулировать лишь ее количеством. Единственная регулируемая величина – производительность фильтровального отделения. Суммарную производительность можно менять, непрерывно изменяя производительность группы вакуум-фильтров или их количество.

Основываясь на результатах технологических исследований, разработаны, изготовлены и испытаны два образца комплекса для управления процессом фильтрации на дисковом и ленточном вакуум-фильтрах. Конструктивно КСАФ включает: шкаф контроля и управления; датчик уровня суспензии в сборной емкости – для условий дискового вакуум-фильтра; датчик высоты слоя фильтруемого концентрата – на полотне ленточного вакуум-фильтра; регулятор нагрузки; блок контроля уровня в ванне вакуум-фильтра (уровня твердой фазы в конусе сгустителя – для ленточного вакуум-фильтра); блоки контроля вакуума, сигнальный, отсеки вакуума, управление отдувкой; устройство контроля температуры воды, подаваемой на орошение фильтруемого слоя (для ленточного вакуум-фильтра).

Комплекс обеспечивает выполнение следующих функций:

- регулирование текущей производительности фильтровального отделения в зависимости от уровня в сборнике флотоконцентрата изменением частоты вращения приводов дисков или полотна вакуум-фильтра и (или) управление по заданной программе изменением числа циклов повторного набора осадка (для дискового вакуум-фильтра);
- регулирование уровня в ваннах (высоты слоя концентрата на полотне – для ленточных вакуум-фильтров) изменением расхода суспензии;
- управление защитой от потери вакуума в коллекторе при аварийном снижении уровня суспензии в ванне отдельного вакуум-фильтра;
- дистанционное управление производительностью фильтровального отделения путем изменения частоты вращения привода фильтров, оснащенных регулируемыми электропроводами;
- контроль и сигнализацию уровня суспензии в сборной емкости флотоконцентрата (высота твердой фазы фильтруемого слоя в сгустительном конусе – для ленточных вакуум-фильтров);
- контроль частоты вращения дисков вакуум-фильтра (при их оснащении регулируемыми электроприводами);

- контроль текущего значения числа циклов повторного набора осадка на диски вакуум-фильтра;
- контроль и сигнализацию состояния аппаратов и механизмов, функциональную диагностику неисправностей контура регулирования производительности;
- контроль вакуума в коллекторе, давление воздуха, подаваемого на отдув осадка;
- управление запорной арматурой на линии подвода вакуума и сжатого воздуха к фильтру;
- связь КСАФ с автоматизированной системой АСУТП фабрики.

Для реализации перечисленных функций каждый фильтр оснащен техническими средствами контроля параметров, входящими в комплект поставки. На рис. 5.10 и 5.11 приведены технологические схемы применения КСАФ при автоматизации одного дискового и одного ленточного вакуум-фильтров.

Комплекс рассчитан на автоматизацию трех вакуум-фильтров. Функциональная часть реализована на микропроцессорном контроллере фирмы «Шнайдер». В комплект поставки также входят исполнительные механизмы, с помощью которых обеспечивается управление запорными трубопроводными органами, через которые реализуются функции регулирования технологических потоков суспензии, подвода вакуума и сжатого воздуха.

Сигналы с устройств отбора информации о технологических параметрах поступают на вход модулей микропроцессорного контроллера (смонтирован в шкафу контроля и управления), реализующего алгоритмы управления процессом. Через исполнительные блоки регулятора нагрузки, отсечки вакуума и управления отдувкой выполняется регулирование уровня суспензии в ваннах, а также отключение от коллектора того вакуум-фильтра, в ванне которого уровень снизился ниже критического, или фильтр переводится на режим работы с меньшей частотой вращения дисков, или отключение от цикла отдувки части дисков вакуум-фильтра, или переход в режим с повторным набором осадка на диски вакуум-фильтра (без отдувки при каждом обороте дисков).

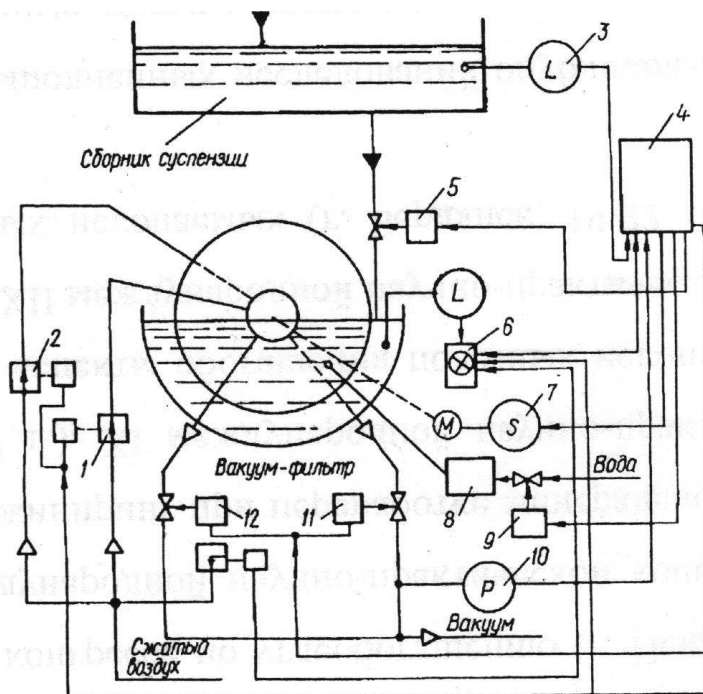


Рис. 5.10. Технологическая схема применения комплекса КСАФ (на примере автоматизации одного дискового вакуум-фильтра): 1, 2 – блоки управления отдувкой; 3 – датчик уровня суспензии; 4 – шкаф контроля и управления; 5 – регулятор нагрузки; 6 – блок сигнальный; 7 – электропривод тиристорный регулируемый; 8 – вакуум-насос; 9 – электромагнитный клапан; 10 – блок контроля вакуума; 11, 12 – блоки отсечки вакуума; М – привод; Д – уровень суспензии; Р – степень разрежения.

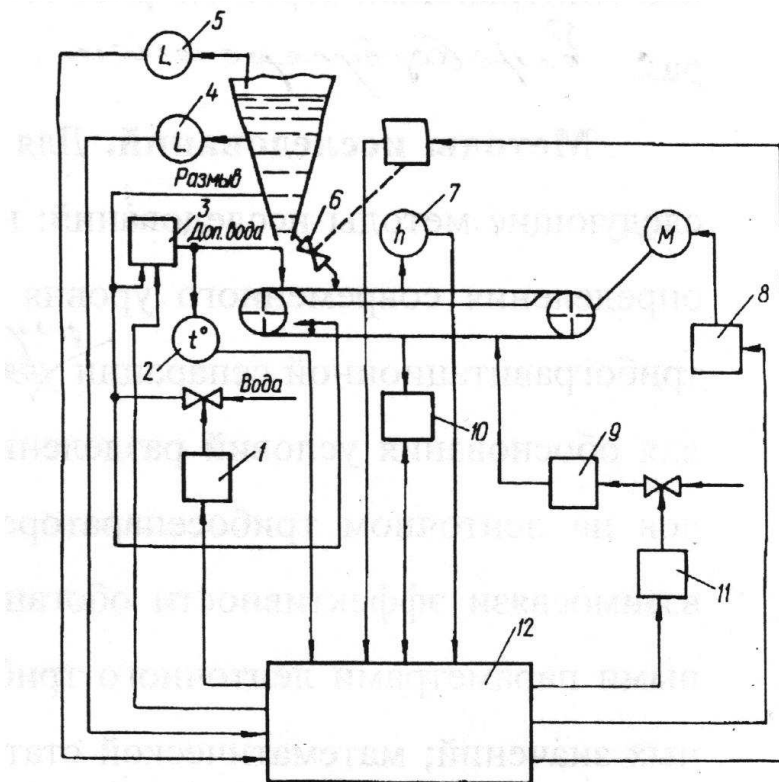


Рис. 5.11. Технологическая схема применения комплекса КСАФ

(на примере автоматизации одного ленточного вакуум-фильтра): 1 – клапан электромагнитный; 2, 4 и 5 – датчики температуры, уровня суспензии и перелива; 3 – подогреватель; 6 – регулятор нагрузки; 7 – датчик высоты слоя на полотне вакуум-фильтра; 8 – электропривод тиристорный регулируемый; 9 – блок контроля вакуума; 10 – вакуум-насос; 11 – клапан электромагнитный; 12 – шкаф контроля и управления; h – высота слоя материала на полотне вакуум-фильтра

Исходя из данных о нагрузке на флотоотделение, уровне суспензии в сборной емкости флотоконцентрата и производительности вакуум-фильтров контроллером определяется количество необходимых для работы фильтров. Эта информация выдается оператору фильтровального отделения перед запуском механизмов на дисплей панели, размещенной на лицевой стороне шкафа контроля и управления.

При работе в дистанционном режиме оператор осуществляет запуск фильтровального отделения ОФ в соответствии с инструкцией по эксплуатации и обслуживанию дисковых вакуум-фильтров, в автоматизированном режиме запуск, остановка и работы вакуум-фильтров происходят по введенной в контроллер программе. Текущая информация представляется оператору фильтровального отделения на дисплее контроллера и через светодиоды дискретной сигнализации. Одна из основных функций комплекса КСАФ – регулирование текущей производительности фильтровального отделения в зависимости от уровня флотоконцентрата в сборной емкости, что обеспечивает согласование производительностей флотационного и фильтровального отделений. Для этого разработан специальный датчик (рис. 5.12), позволяющий получать непрерывную аналоговую информацию об изменении уровня и дискретную – при достижении нижнего, среднего и верхнего уровней. Внутри сборной емкости флотоконцентрата смонтированы полиэтиленовые трубы 4 и 5, а также труба 11, в которой в зависимости от уровня суспензии перемещается поплавок 10 с прикрепленным к нему тросом 8, переброшенным через вращающийся шкив 7. На другом конце троса – уравнильный груз 3.

На оси вращающегося шкива закреплена ось резистивного потенциометра (на рис. 5.12 не показан). При перемещении поплавка шкив приводится во вращение, а вместе с ним вращается и ось потенциометра. В целях обесшламливания поверхности поплавка его наружная поверхность и внутренняя поверхность трубы 11 постоянно омываются технической водой, поступающей через ниппель 9. Трубы 4 и 5, в которых

находится уравнильный груз, внизу заварены крышкой во избежание попадания в них суспензии.

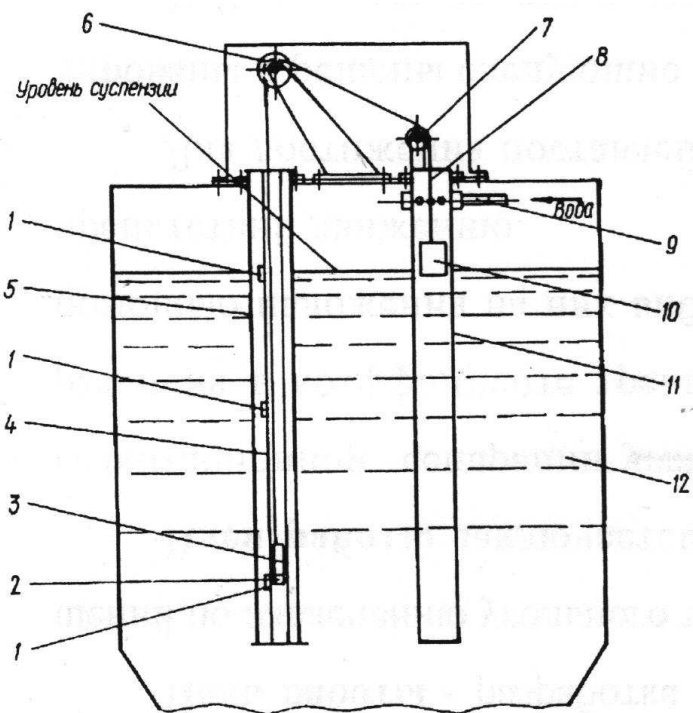


Рис. 5.12. Схема датчика уровня суспензии в сборной емкости:
 1 – герконы; 2 – постоянный магнит; 3 – уравнильный груз; 4, 5 – полиэтиленовые трубы;
 6, 7 – шкивы; 8 – трос; 9 – ниппель подачи воды; 10 – поплавок; 11 – труба перемещения
 поплавка; 12 – сборная емкость флотоконцентрата

Для отбора дискретной информации об уровнях суспензии с наружной стороны трубы 4, по которой перемещается уравнильный груз с постоянным магнитом 2, закреплены магнитоуправляемые контакты (герконы) 1. Они срабатывают при перемещении мимо них постоянного магнита. Информация, отбираемая от потенциометра, как аналоговая, так и дискретная поступает на вход контроллера.

Для непрерывного контроля уровня суспензии в ванне вакуум-фильтра разработан датчик, который позволил получать непрерывную аналоговую и дискретную информацию, поступающую на вход контроллера. Скорость вращения дисков (в режимах регулирования скорости их вращения и без отдувки осадка) контролируется путем подсчета частоты вращения ведущей шестерни вала с дисками. При этом подсчитывается количество прошедших мимо головки бесконтактного торцевого датчика зубьев шестерни вала дисков фильтра. Информация направляется в контроллер.

Для контроля толщины слоя фильтруемого материала на полотне ленточного вакуум-фильтра также создан специальный датчик. На полотне фильтра монтируется валик, который перемещается в вертикальной плоскости по поверхности фильтруемого слоя материала. Одновременно перемещение валика в вертикальной плоскости вызывает перемещение связанной с валиком платформы и ротора сельсин-датчика. Конструкция позволяет контролировать слой фильтруемого материала толщиной 150-170 мм.

Изготовлено и испытано в производственных условиях два образца комплекса: при управлении процессом фильтрации с помощью вакуум-фильтров дискового на углеобогатительной фабрике и ленточного на фабрике, обогащающей песок.

Результаты испытаний подтвердили правильность принятых технических решений и показали, что использование комплекса КСАФ позволило снизить среднюю влажность фильтруемого материала на 2-2,5%, а также количество циркуляционных потоков обезвоживающего флотоконцентрата в 2 раза. Вследствие этого улучшилась работа флотофильтровального отделения, в частности, технологический выход флотоконцентрата увеличился на 0,4%.

5.7. Управление качеством товарной угольной продукции при ее отгрузке потребителю

Кроме вышеуказанных методов, возможно усреднение качественных показателей готовых продуктов обогащения непосредственно перед их отгрузкой потребителю.

Производить усреднение концентрата можно как в погрузочных бункерах, так и на складах по схемам, принятым для усреднения рядовых углей перед обогащением.

Отличие процессов усреднения рядовых углей и концентратов заключается в различии подходов. Если в первом случае главным является стабильность показателей качества исходного материала, поступающего в основное производство, то во втором случае – удовлетворение требований, предъявляемых потребителями к товарной угольной продукции. Эти требования могут быть разными в зависимости от ее назначения.

Кроме того, при погрузке товарной угольной продукции должны быть решены задачи:

- снижения смерзаемости углей и концентратов в зимнее время;
- предотвращение потерь угля от выдувания ветром при железнодорожных перевозках.

Смерзаемость сыпучих материалов обусловлена наличием в них влаги, превращающейся при температуре ниже 0° в лед, который, цементируя отдельные зерна и куски материала, превращает в сплошной монолит сыпучую в условиях положительных температур массу, изменяя ее механические свойства. Однако не всякая влага, содержащаяся в материале, создает опасность для его смерзания. Существует так называемая безопасная влага, которая не замерзает при низких температурах.

Наиболее полно изучено поведение влаги в почвах и грунтах. Многие в этих исследованиях является общим и для других сыпучих материалов, что позволяет использовать их результаты при решении проблемы смерзаемости углей.

В углях различают три разновидности влаги:

- 1) гигроскопическую (внутреннюю), которая адсорбирована частицами угля. Содержание ее зависит от влажности окружающей среды;
- 2) поверхностную (внешнюю), включающую пленочную влагу, удерживающуюся на поверхности угля молекулярными силами сцепления, и гравитационную, передвигающуюся под влиянием силы тяжести;
- 3) кристаллизационную и химическую связанную с органическими и минеральными компонентами угля.

В зависимости от подверженности смерзанию влага может быть разделена на следующие группы:

1. Несмерзающаяся, кристаллизационная и химически связанная с веществом.
2. Замерзающая, но не вызывающая смерзания материала, так как она находится не на поверхности, а внутри зерен или кусков.

3. Замерзающая и вызывающая смерзание зерен и кусков материала, так как она расположена на его поверхности.

При низких температурах опасной влагой для смерзания углей является вся гравитационная влага и большая часть пленочной. Гигроскопическая влага менее опасна, так как она смерзается только тогда, когда находится в парообразном состоянии. Наименее влагоемкие угли обладают наибольшей способностью смерзаться и уже при влажности 5% теряют сыпучесть, а более влагоемкие угли сохраняют сыпучесть при содержании влаги до 20%.

Степень смерзаемости углей зависит от многих факторов, основными из которых являются: содержание поверхностей влаги в углях, температура окружающей среды, крупность (гранулометрический состав) углей, время нахождения в пути и тип железнодорожного вагона.

С увеличением содержания влаги в углях, времени транспортировки и с понижением температуры окружающей среды толщина и прочность промерзшего слоя увеличивается. Крупность углей по разному влияет на степень их смерзаемости. Установлено, что мелкие классы (3-6 мм) и угли крупностью 13-25 мм смерзаются слабее. Максимальная прочность характерна для смерзшихся углей крупностью 6-13 мм.

В результате проведенных исследований смерзаемости различных материалов разработаны методы, обеспечивающие несколько меньшую их смерзаемость при перевозке либо восстановление сыпучих свойств. По своему характеру эти методы классифицируются на механические, физические и химические.

Механические методы – рыхление смерзшейся массы груза кайлами, металлическими ломом, отбойными молотками и т.д. Такого рода механические воздействия разрушают подвижной состав и поэтому применение их ограничено.

Физические – это многочисленная группа методов, нашедших широкое применение на практике и имеющих целью сохранить в грузе сыпучесть или восстановить ее:

а) замораживанием или перемораживанием его до погрузки в вагоны с целью перевода замерзающей влаги в лед. В таком состоянии влага не создает опасности смерзания груза, однако этот метод не является рациональным, так как связан с большими капитальными затратами и совершенно неэффективен, если в пути следования чередуются оттепель и морозы;

б) сушкой материала с целью удаления из него замерзающей влаги;

в) созданием прослоек из несмерзающихся материалов;

г) обмасливанием минеральными маслами и веществами, способствующими образованию поверхностных пленок с низкой температурой замерзания;

д) оттаиванием или размораживанием груза в пунктах прибытия в теплогаражах, нагревательных камерах, а также паром, горячим воздухом, газовыми горелками, горячей водой, с помощью электрического тока и т.п.

На ряде металлургических и коксохимических заводов для размораживания смерзшихся грузов применяются теплогаражи. Однако процесс размораживания в теплогаражах малоэффективен и требует продолжительного времени.

Одним из физических методов восстановления сыпучести смерзшихся грузов является разогрев их инфракрасными лучами, нашедший довольно широкое применение в ряде зарубежных стран (Венгрия, США, Канада). Этот метод обеспечивает сохранность подвижного состава, может применяться при различных видах разгрузки, не вызывая изменений качества груза, однако он эффективен только при условии, ко-

гда толщина смерзшейся корки груза не более 150 мм, а продолжительность разогрева в этих условиях не будет превышать 1,5 ч.

Х и м и ч е с к и е способы борьбы со смерзаемостью основаны на способности некоторых веществ вступать в химическую реакцию с содержащейся в смерзающемся материале влагой. При этом общее количество влаги в грузе может быть уменьшено до пределов, не вызывающих смерзания.

Из разных веществ, способных вступать в реакцию с влагой, практическое применение для борьбы со смерзаемостью получила лишь негашеная известь CaO , которая в процессе гашения поглощает воду, образуя гидрат окиси кальция Ca(OH)_2 . Этот процесс сопровождается выделением тепла, которое благодаря малой теплопроводности угля может сохраняться в нем продолжительное время. Способ предотвращения смерзаемости груза добавлением негашеной извести малоэкономичен из-за больших ее расходов (на 1 кг влаги необходимо 3,1 кг CaO) к тому же добавки извести полезны не для каждого технологического процесса.

Ф и з и к о - х и м и ч е с к и е методы борьбы со смерзаемостью определяются способностью некоторых солей образовывать водные растворы с низкой температурой замерзания. Соли хлористого натрия NaCl , хлористого магния MgCl_2 и хлористого кальция CaCl_2 в зависимости от концентрации могут оставаться в жидком состоянии при температурах значительно ниже 0°C . Смешиваясь с влагой материала, такая соль образует незамерзающий раствор, препятствующий смерзаемости твердых частиц груза.

Таким образом, перечисленные способы борьбы со смерзаемостью предусматривают профилактические меры, имеющие целью воспрепятствовать смерзанию материала, и меры, облегчающие выгрузку уже смерзшегося в пути груза.

Наиболее приемлемым для углей является физико-химический метод, основанный на добавлении к влажному материалу реагента, способного связать свободную влагу в незамерзающие соединения или образовывать растворы, замерзающие при довольно низких температурах.

Основным видом потерь угля при перевозках являются потери мелкого угля от выдувания.

Потери угля в процессе железнодорожных перевозок становятся заметными уже при дальности перевозок около 500 км. С увеличением пути следования угольных маршрутов до 100 км потери угля крупностью 0-13 мм достигают 1,2-1,3 т на один вагон грузоподъемностью 60 т против установленной нормы естественной убыли 0,44 т.

Было установлено также, что потери угля при железнодорожных перевозках образуются из-за его выдувания при воздействии потока воздуха во время движения поездов; утечки мелких угольных зерен через зазоры и неплотности и частично через щели в кузове вагонов; осыпания угля с верхней открытой поверхности, нагруженной выше уровня кузова вагона.

Опытными перевозками, организованными Новосибирским институтом инженеров железнодорожного транспорта (НИИЖТ), было установлено, что потери углей мелких классов только от выдувания достигают в среднем 1 т на вагон. При перевозках на расстояние 6000 км потери составляют 2,3 т на один вагон, или более 4% веса отправляемых углей. Потери угля от выдувания при обычных скоростях движения поездов, не превышающих 60 км/ч, в среднем составляют 1 т на вагон, или 1,6%.

Учитывая, что в дальнейшем скорость движения поездов будет возрастать до 100 км/ч и выше, а содержание мелких классов угля имеет тенденцию к увеличению,

потери угля от выдувания увеличатся в 2-2.5 раза, так как «угольная метель», наблюдается уже при скоростях 70-80 км/ч.

Размеры потерь угля при железнодорожных перевозках исчисляются сотнями тысяч тонн, в результате чего государству наносится большой материальный ущерб.

В результате высыпания и выдувания угля из вагонов сильно загрязняются железнодорожные пути, на ремонт и очистку которых требуется большие затраты. Кроме того, происходит интенсивное загрязнение окружающей среды.

В связи с этим многими организациями разрабатываются меры по ликвидации или хотя бы снижению этих потерь. К основным мерам относятся следующие:

- разравнивание, уплотнение и укатка мелкого угля в вагонах с помощью катков-ровнителей;

- применение кольцевых маршрутов с вагонами, специально подготовленными для перевозки угля;

- формирование «шапки» угля высотой 200-300 мм без провалов у бортов и торцовых дверей, а также покрытие «шапки» углями крупных классов;

- покрытие поверхности угля в вагонах различными эмульсиями.

Влажный уголь почти не распыляется при перевозке открытым способом. Следовательно, простейшей защитной пленкой является водяная пленка. Однако вода быстро испаряется, поэтому примерно через 200 и более километров пути начинает выдуваться мелкий уголь.

5.8. Управление качеством товарной продукции у потребителя

Одним из основных направлений технического прогресса в современной металлургии является улучшение качества шихтовых материалов. Это положение в равной мере относится к коксу и железорудной части шихты, к качественным показателям которых предъявляются высокие требования.

В связи с большими объемами углей, подвергающихся обогащению, проблема усреднения их качественных характеристик представляет собой важную задачу, требующую для решения значительных капиталовложений в строительство складов для аккумуляции и усреднения рядовых углей.

На углеобогатительных фабриках при коксохимических заводах усреднение рядовых углей перед обогащением производится в штабелях и бункерах.

К складам для аккумуляции и усреднения углей на коксохимических заводах предъявляются следующие требования:

- достаточная емкость, обеспечивающая возможность отдельного хранения углей по шихтокомпонентам и вместе с тем усреднения углей в пределах каждого шихтокомпонента;

- механизация всех операций по приему, выдаче и штабелированию, полнота забора угля и удобство последующего заполнения освободившихся участков или емкостей склада, минимальная потеря угля при любых операциях;

- возможность проведения мероприятий по борьбе с окислением угля и ликвидации очагов самовозгорания.

Угольные склады открытого типа сооружаются по многим схемам и имеют различное оборудование. Открытые склады подразделяются на эстакадные с траншеями и одно- и двухгалерейные.

В связи с применением ручного труда при разгрузке угля из вагонов, находящихся на эстакаде, в траншею, а также из-за высокой стоимости и громоздкости эстакадно-траншейные склады не проектируются.

Одногалерейный угольный склад обслуживается одной линией реверсивных конвейеров, расположенных вдоль склада в галерее на высоте 5-6 м от уровня площадки. От вагонопрокидывателя уголь конвейером подается к середине склада на один из двух имеющихся реверсивных конвейеров и разгружается барабанной тележкой через поворотно-передвижной штабелер в первичный штабель. Отсюда уголь грейфером мостового перегружателя передается в основной штабель. В первичный штабель может быть уложено 700-900 т, а при повороте стрелы штабелера и перемещении его в пределах ширины основного штабеля – 1400 т и более. Выдача угля со склада осуществляется грейфером мостового перегружателя через передвижной бункер и конвейер погрузчика на один из двух реверсивных конвейеров, которым уголь передается на конвейер, идущий на углеподготовку.

Преимущества одногалерейных складов с реверсивными конвейерами – в использовании одних и тех же конвейеров для приема и выдачи угля; все участки склада доступны для забора угля грейфером; сравнительно невелики затраты для сооружения одной наземной галереи.

Недостатки складов этого типа: ограниченная возможность одновременного приема угля на склад и выдачи со склада; ограниченная выдача угля со склада, которая определяется производительностью мостового перегружателя; необходимость оборудования склада большим количеством мостовых перегружателей; при одинаковых площадях емкость одногалерейного склада меньше емкости двухгалерейного.

Одногалерейные склады с реверсивными конвейерами могут быть на коксохимических заводах, перерабатывающих не более 10 тыс. т угля в сутки.

Двухгалерейный угольный склад обслуживается двумя линиями конвейеров: одна линия для приема угля на склад расположена в галерее вдоль склада на высоте 12-14 м от площадки склада, а другая линия в подземной галерее. Уголь с конвейеров приема посредством разгрузочных тележек выдается через окна в галерее на железобетонные наклонные стенки в первичный штабель. Для увеличения емкости первичного штабеля участки, отведенные под уголь каждой марки, разделены железобетонными перегородками.

Из первичного штабеля уголь может забираться грейфером мостового перегружателя в основной штабель склада или же непосредственно на углеподготовку через специальные воронки. Из основных штабелей склада уголь выдается грейфером мостового перегружателя аналогичным образом.

К преимуществам двухгалерейного склада относится возможность одновременно принимать уголь на склад и выдавать его со склада; к недостаткам – неполная разгрузка угля самотеком из первичного штабеля через воронку и необходимость применения бульдозера или перегружателя для подачи угля в воронки; а также большая стоимость сооружения склада этого типа.

Кроме того, эксплуатируются двухгалерейные склады с наземными галереями, которые обслуживаются мостовым перегружателем с реверсивным конвейером на мосту. Уголь с конвейера приема передается через желоба на реверсивный конвейер, который снабжен барабанной разгрузочной тележкой с челноковым движением. С помощью этой тележки уголь разгружается тонкими слоями в основной штабель.

Со склада грейферным краном через стационарные приемные воронки уголь выдается на реверсивный конвейер. Отсюда через выдвижной конвейер он направля-

ется на ленточный конвейер в нижней галерее склада, по которому поступает на углеподготовку.

Склады этого типа высокопроизводительны, обеспечивают хорошее усреднение угля в штабелях; количество операций с углем здесь минимальное, так как отсутствует первичный штабель.

К недостаткам таких складов относятся: громоздкость оборудования; ленты конвейеров на мостовом перегружателе не защищены от атмосферных влияний, что затрудняет работу зимой.

Емкость склада зависит от производительности коксохимического завода, расстояния его от сырьевой угольной базы, условий доставки угля, количества намечаемых компонентов угля, входящих в шихту, и количества (%) угля, подлежащего усреднению на складе. В настоящее время на большинстве коксохимических заводов усредняется до 100% поступающих углей из-за неравномерности их качественных показателей.

Для бесперебойного снабжения коксовых печей шихтой равномерного качества большое значение имеет выбор необходимой емкости угольного склада. В результате исследований, проведенных на Западно-Сибирском металлургическом и Криворожском коксохимическом заводах, установлено, что емкость склада независимо от удаления коксохимического предприятия от источников сырья должна обеспечить единовременное хранение количества угля, достаточного для бесперебойного снабжения коксовых печей шихтой в течение 6-7 суток. С точки зрения создания запасов углей на складе, необходимых для организации тщательного усреднения угольной шихты, емкость склада независимо от удаления коксохимического предприятия от источников сырья должна быть не менее 100 тыс. т.

При этом следует отметить, что емкость склада рассчитывается, исходя из обеспечения требуемой степени равномерности качества угольной шихты и бесперебойного снабжения коксовых печей шихтой при нарушении в поставке углей заводу. Большая из этих величин и будет необходимой емкостью склада.

Склады закрытого типа для аккумуляции и усреднения коксующихся углей сооружаются в виде одного или двух рядов прямоугольных или круглых бункеров с выпускным отверстием у каждого бункера с выпускным отверстием у каждого бункера или же в виде длинных хранилищ с отсеками для разных марок угля и большим количеством выпускных отверстий в каждом отсеке.

Подача угля в хранилища и разгрузка его осуществляется ленточными конвейерами с передвижными разгрузочными тележками. На конвейер уголь подается питателями.

Типовой склад Гипрококса состоит из двух рядов железобетонных бункеров цилиндрической формы диаметром 13,2 м, высотой 35,2 м и емкостью 2500 т каждый.

Для обеспечения схода углей применяются металлические воронки с диаметром выпускного отверстия 1-1,2 м. Закрытый склад угля одновременно служит дозировочным отделением углеподготовки.

Преимущества закрытых складов такого типа – компактность, полная механизация перегрузочных операций и возможность совмещения склада с дозировочным отделением, в результате этого упрощается общая схема углеподготовки и значительно сокращаются эксплуатационные расходы.

К недостаткам следует отнести высокую стоимость, трудность ликвидации очагов самовозгорания углей, низкую эффективность по усреднению качественных показателей складированных углей из-за высокой емкости одной ячейки (2500 т).

Угольная шихта, применяемая для коксования, представляет собой смесь углей, различающихся по технологическим свойствам: зольности, обогатимости, сернистости, выходу летучих, спекаемости, влажности и др. От того, насколько точно дозируются компоненты шихты в соответствии с заданием и строго выдерживается дозировка, зависит постоянство качества кокса.

Запас угля в бункерах дозирочного отделения, требуемый для составления шихты, определяется в зависимости от режима работы углеподготовительного цеха, наличия склада для хранения углей, равномерности поступления углей на завод и его производительности.

Возможны два варианта режима работы углеподготовки.

В первом уголь, поступающий на завод круглосуточно, принимают в бункера дозирочного отделения.

В этом случае хранилища дозирочного отделения служат для приема угля с учетом неравномерности его поступления и для обеспечения дозировки.

Общая емкость бункеров при таком режиме составит

$$V_{\text{общ.}} = Q(2k - 0,8), \quad (5.41)$$

где Q - суточный расход углей всех марок, т; k - коэффициент неравномерности поступления углей на завод.

Для заводов, расположенных на территории угольных бассейнов, $k = 1,35$, для заводов Приднепровья – 1,65, для восточных заводов, расположенных на большом расстоянии от шахт и разрезов (свыше 1000 км) – 1,80.

Во втором варианте поступающий уголь принимается на склад и лишь частично направляется в бункера дозирочного отделения.

Необходимая минимальная емкость бункеров в этом случае может быть определена следующим образом.

При подаче угля в бункера со склада и частично из вагонов, прибывших в течение одной смены (8 ч.)

$$V_{\text{общ.}} = 0,9Q + V_o;$$

двух смен

$$V_{\text{общ.}} = 0,55Q + V_o;$$

трех смен

$$V_{\text{общ.}} = 0,2Q + V_o,$$

где Q - суточный расход углей различных марок, т; V_o - запас емкости, предусматриваемый для работы дозирочного отделения в случае непредвиденного перерыва в подаче угля в бункера, т.

При трехсменной подаче в бункера дозирочного отделения запас емкости V_o должен обеспечить шестичасовую остановку для профилактических осмотров и ремонтов оборудования:

$$V_o = -\frac{Q}{24} \cdot 6 = 0,25Q; \quad (5.42)$$

при двухсменной подаче угля (четырёхчасовую)

$$V_o = -\frac{Q}{24} \cdot 4 = 0,17Q; \quad (5.43)$$

при односменной подаче угля (двухчасовую)

$$V_o = -\frac{Q}{24} \cdot 2 = 0,08Q. \quad (5.44)$$

При выборе количества бункеров дозирочного отделения для коксохимических заводов исходя из числа компонентов, входящих в состав шихты с учетом характеристики угольного бассейна, технологической группировки углей и возможного количества компонентов шихты в будущем при использовании различных углей бассейна следует учитывать необходимость усреднения углей и предусматривать один-два резервных бункера для обеспечения их чистки и ремонта дозирующих устройств.

Были проведены исследования, доказавшие необходимость разделения цилиндрических бункеров, предназначенных для усреднения по всей высоте, вертикальными стенками на две и четыре ячейки, что приводит к значительному увеличению эффективности усреднения угля по крупности и другим показателям; при этом ячейки заполняются последовательно и одновременно опорожняются.

Усреднение коксующихся углей имеет особое значение, так как постоянство качества кокса по химическому и ситовому составу, а также механической прочности особенно важно для эффективной работы доменных печей. В соответствии с правилами технической эксплуатации колебания влажности, зольности, сернистости и выхода летучих веществ шихты не должны превышать (\pm) 1,0; 0,5; 0,1; 0,7%.

Складирование и хранение угля должно производиться в соответствии с «Инструкцией по эксплуатации складов для хранения углей на шахтах, разрезах, обогатительных фабриках и сортировках».

Длительное хранение топлива связано с его значительными качественными и количественными потерями. Ископаемые угли ухудшают свои свойства как в качестве топлива, так и, в особенности, в качестве технологического сырья. Кроме того, хранение углей приводит к их самонагреванию и самовозгоранию. Абсолютная величина этих потерь зависит как от свойств хранящегося топлива, так и от условий хранения.

Величина снижения теплоты сгорания зависит от продолжительности хранения марки угля, максимальной температуры в штабеле и других условий. По исследованиям ЦНИИ МПС, если температура угля в штабеле не превышает 30°, то потери теплоты сгорания донецких газовых углей за два года хранения доходят до 2%, при 40° - до 3%, при 50° - до 4%.

Потеря в 2% получается при 50° за 1 год хранения, при 70° - за 7 месяцев, при 90° - за 3 месяца, при 100° - за 2 месяца.

Изменение гранулометрического состава зависит от типа углей и условий хранения. Так, например, на основании опытных данных при хранении антрацита марки АК в штабеле высотой более 3,5 м происходит интенсивное разрушение кусков и количество мелочи доходит до 46-50%.

Понижение термической устойчивости углей приводит к снижению КПД котельных установок до 10-15%.

Количественные потери энергетических углей при хранении на складах составляют в среднем 4-6% в год.

Важнейшим из технологических показателей является коксуемость, потеря которой при хранении обнаруживается гораздо раньше, чем начинают изменяться другие показатели качества угля. Потери спекаемости и коксуемости составляют по ряду

данных от 10 до 50% за месяц хранения. Многие угли после 20-30 дней хранения дают кокс, не выдерживающий нормальной барабанной пробы.

В процессе хранения коксующихся углей наблюдается: повышение прочности кокса жирных углей в начальной стадии их окисления; прогрессивное систематическое снижение прочности кокса из углей других марок и понижение прочности кокса из шихт, в состав которых входят окисленные угли. Поэтому сроки хранения карагандинских углей на коксохимических заводах не должны превышать 1 месяц, других коксующихся углей – 1,5-2 месяца. По мере изменения сроков хранения углей на складах понижается выход из углей смолы, в газах наблюдается увеличение содержания CO и CO₂.

Таким образом, длительное хранение запасов технологических углей без специальных методов складирования просто невозможно, так как оно часто совершенно обесценивает их качество.

Чем больше мелочи находится в углях, тем быстрее может произойти его возгорание. Соотношение классов крупности угля в штабеле должно иметь отношение 1:0,41:0,33:0,15. В этом случае происходит снижение объема пустот с 50 до 15% при условии послойной утрамбовки.

Ориентировочно приняты следующие уровни температур в штабеле:

- бурый уголь - 40-60 град.;
- газовый, длиннопламенный - 60-70 град.;
- коксовый - 60-80 град.;
- антрацит - 70-90 град.

Нижний уровень температуры означает необходимость ее постоянного контроля. Верхний уровень предопределяет принятие специальных мероприятий по устранению очагов нагрева или разборку штабеля.

Рекомендуемая масса 1 штабеля:

- каменные угли - 2,5-3,0 тыс. т;
- антрацит - 5,0-10,0 тыс. т

Рекомендуемые геометрические размеры штабеля:

- тип – призматический;
- сечение штабеля – равнобедренная трапеция;
- ширина основания – 16-18 м;
- угол откоса в зависимости от марки угля.

Ширина верхнего основания должна предусматривать безопасное передвижение уплотняющего катка или бульдозера.

Длительное хранение углей (более 1 года) должно осуществляться в уплотненных штабелях (кроме сортового топлива, где недопустимо измельчение). Однако этот вид складирования имеет следующие недостатки:

- унос мелочи с поверхности штабеля, особенно когда штабелирование ведется в ветреную погоду;

- трудность разборки уплотненного штабеля высоковлажного угля в зимних условиях. Обычно штабель такого угля в зависимости от климатических условий промерзает на глубину от 0,7 до 1,0 м. Прочность смерзшегося уплотненного слоя угля настолько велика, что для разборки штабеля приходится прибегать к взрывным работам;

- необходимость иметь катки определенного веса, которые не всегда имеются на угольных складах.

Период и продолжительность закладки штабеля имеют исключительно важное значение для сохранности штабелируемого угля. В штабелях, заложенных в условиях

отрицательных температур воздуха и грунта, максимальные температуры не превышают 40 град.

Штабеля должны закладываться только на естественный грунт.

Под угольные склады, независимо от их типа, следует отводить участки, не затопляемые паводком. Если же такого места нет, то территория угольного склада должна быть защищена от затопления.

При наличии высоких грунтовых вод, которые могут вызвать увлажнение подошвы штабеля, по границам складской площади устраивается дренаж или поглощающие колодцы. Дренажные каналы могут устраиваться и на самой площадке на расстоянии 25-50 м одна от другой, и располагаться перпендикулярно продольной оси склада.

Площадки угольных складов планируются с уклоном для стока воды, причем с нагорной стороны территория склада ограждается канавой, препятствующей доступу воды на площадку склада.

Верхний слой грунта площадки, на которой непосредственно складировается уголь, должен быть плотно утрамбован с удалением растительной почвы, корней растений, щепы и т.д.

Во избежание загрязнения угля при его хранении рекомендуется площадку склада устраивать с глинистым или шлако-глинистым покрытием, состоящим из тщательно утрамбованного слоя в 12-15 см, причем утрамбованный слой в течение 3-5 дней поливается водой.

Уплотняющая нагрузка для штабеля не должна превышать 0,2 МПа.

Максимальная высота отдельно уплотняемого слоя угля может быть принята: для бурых углей 1,5-1,8 м. для каменных – 2 м.

Общая высота штабеля может быть неограниченна и обуславливается лишь техническими возможностями механизмов, применяемых для формирования штабеля и условиями, изложенными в п. 12.

Высота штабеля зависит от марки угля и сроков хранения.

Для антрацитов и углей марки Т высота штабелей не ограничена.

Для углей коксовых со сроком хранения не выше 10 суток высота штабеля должна быть не более 15 м, при более продолжительном хранении не более 12 м.

Для углей марки Д при хранении не более 10 суток высота штабеля должна быть не более 12 м, при более длительных сроках хранения не более 10 м.

При отсыпке угля в штабели должны соблюдаться следующие противопожарные разрывы и проезды:

- | | |
|--|----------|
| 1) пожарные проезды между штабелями угля, не менее | - 6 м; |
| 2) проходы между штабелями | - 2 м; |
| 3) проходы от нижней кромки угольного штабеля: | |
| - до оси ближайшего железнодорожного пути | - 2,5 м; |
| - до полуогнестойких и полусгораемых зданий | - 15 м; |
| - до сгораемых зданий | - 20 м; |
| - до складов горюче-смазочных и лесных материалов | - 60 м; |
| - до вентиляционной шахты, шурфов для подачи свежего воздуха в шахту | - 60 м. |

Распределение температур в неуплотненном и уплотненном штабелях различно. В хорошо уплотненном штабеле градиент температур по его высоте невелик и в летний период после годовичного хранения обычно составляет 10-12 град. В уплотненных штабелях, если в первые 5-8 месяцев хранения температура угля не достигнет

значений 75-85 град., то последующее хранение обязательно ведет к стабилизации штабельных процессов.

Если же начальное окисление протекало интенсивно, то в штабеле может возникнуть высокотемпературный очаг. Однако в хорошо уплотненном штабеле такой очаг не получает большого развития и может быть локализован и ликвидирован. Для этих целей могут быть рекомендованы следующие мероприятия: при температуре 60-70 град. – повторная укатка; при 80-100 град. – укатка с нанесением ингибитора и покрытия; при 100 град. – тщательное уплотнение с нанесением ингибитора и изолирующего покрытия (например, раствором: глина-песок, глина-известь; зимой - ледяная корка и т.д.).

Иначе идет изменение температур в неуплотненном или недостаточно уплотненном штабеле. Градиент температур по высоте такого штабеля уже в начальный период хранения может достигнуть 60-70 град. Нагревание угля распространяется с откосов в глубь штабеля вплоть до его центра, причем с ростом температур зона максимального нагрева перемещается вверх по штабелю. Локализация высокотемпературных очагов в таких штабелях затруднена и штабеля подлежат разборке.

Толщина пластического слоя U в обогащенных газовых углях в пределах допустимых сроков хранения по температуре в штабеле (30 дней) изменяется незначительно, а к 60 дням изменяется (по данным исследованного штабеля) с 19 до 15 мм, т.е. на 21,1%. Для рядовых газовых углей изменения U более значительно. К 30 дням U изменился с 17 до 13 мм, т.е. на 23,5%.

Более заметное изменение толщины пластического слоя наблюдается у углей марок К, Ж, ПС, ОС, ПЖ, которое может достигать к 60 дням до 40%.

Срок хранения коксовых углей в неуплотненном состоянии 30 дней, в уплотненном – 45 дней. Срок хранения обмасленных обогащенных углей в весенне-зимних условиях может быть допущен до 120 дней.

Срок хранения углей зимой в одинаковых штабелях может быть в 1,5-2 раза больший, чем летом.

Хранение рядовых углей происходит при температурных режимах на 10 град. меньше, чем концентратов из-за их более интенсивного окисления, связанного, по мнению некоторых ученых, с большим наличием в рядовом угле минеральных примесей и, в первую очередь, пирита.

Предохранение углей от окисления осуществляется путем:

- послойного уплотнения;
- добавки различных масел;
- ингибиторов;
- защитных покрытий.

На угольных складах при хранении угля более 10 суток должен осуществляться ежедневный контроль за температурой угля в штабеле и поверхностью штабеля.

Контроль температур угля в штабелях должен предусматривать ее замер в любой, при необходимости, точке штабеля с помощью переносных штанговых термометров и постоянный стационарный замер температур в контрольных точках с выводом показателей на дисплей.

Точки постоянного контроля температуры штабеля располагаются на расстоянии 5-6 м друг от друга. Для оборудования точек контроля применяются металлические трубы диаметром не менее 50 мм и заверенным нижним концом.

Трубы устанавливаются на высоте не более 0,5 м от подошвы штабеля, а их верхние концы должны выступать над поверхностью штабеля на 0,2 м и плотно закрываются пробками.

Внешними признаками самовозгорания угля служат:

- появление за 1 ночь на поверхности штабеля, близкой к очагу самовозгорания, влажных пятен, исчезающих с выходом солнца;
- появление белых пятен, исчезающих после дождя;
- в зимнее время, при наличии снежного покрова на штабелях, появление проталов на снегу.

При обнаружении указанных признаков следует немедленно применять меры к отысканию очагов самонагрева и их устранению.

Из опыта эксплуатации складского хозяйства следует:

- максимальный гол откоса складываемого материала не должен превышать при работе бульдозеров на подъем 25 град., а при работе под уклон – 30 град.;
- штабеля топлива должны располагаться таким образом, чтобы их подошва была не ближе 2,5 м от головок крайних к штабелям рельсов железнодорожных путей и 1.5 м от бровки автодороги. При необходимости установки между штабелем и железнодорожными путями машин для производства погрузочных и штабелевочных работ расстояние между ними должно быть увеличено с таким расчетом, чтобы машины во всех положениях и при поворотах верхних тележек не приближались к путям ближе, чем на 2 м, считая от головки ближайшего рельса;
- штабелевание и, особенно, отгрузка топлива из штабеля должны производиться без образования крутых откосов во избежание обрушения или сползания топлива. Крутые откосы следует обрушивать бульдозерами или грейферными кранами;
- у крутых откосов штабеля должны быть установлены предупреждающие знаки опасности.

В табл. 5.36 в соответствии с СОУ-П 10.1.00174125.013:2008 приведены сроки хранения угля на складах в зависимости от его способности к окислению.

Таблица 5.36

Сроки хранения угля

Номер группы	Наименование группы	Бассейн и месторождение	Марки, классы	Допустимые сроки хранения, мес.
I	Наиболее стойкие к окислению	Донецкий	Антрациты и полуантрациты АРШ (без плиты), НАРШ, АН, АК, АКГ, АГ, АМ	36
			АЗ, АСШ, АШ, НАК, НАГ, НАМ, НАН, НАНШ, НАШ	24
II	Стойкие к окислению	Донецкий	ГК, ГКГ, ГГ, ДМ, Г-концентрат	18
III	Средней стойкости к окислению	Донецкий Львовско-Волынский	ДК, ЛКГ, ЛГ, ДН, Д-концентрат, ГР, ГМНШ, ГНШ, ГШ, ЖР, Ж-концентрат энергетический, ГРГНР, СС-концентрат, ГР, ГК, ГМНШ, ГНШ	12
IV	Нестойкий к окислению	Донецкий	ДР, ДМНШ, ДНШ	6

Важным фактором регулирования свойств концентратов углей коксующихся марок является их шихтовка. Укрупненный экономический расчет последствий неправильного формирования сырьевой базы обогатительных фабрик, перерабатывающих такие угли, проведенный УХИНОм, показывает, что экономия на 1 т концентрата с ухудшенным качеством составляет 39 коп., а потери на 1 т проката – от 3,6 до 10,8 грн. [163].

Качество кокса характеризуется химическими, физическими, физико-химическими и физико-механическими свойствами [164], которые сводятся к приведенным ниже показателям:

Содержание компонентов, %:	
углерод	96-98
сера	0,6-1
остальные	1-2,2
Зольность, %	9-12,5
Влажность, %	<1
Выход летучих веществ, %	0,4-1,1
Фосфор, %	<0,055
Пористость, %	49-53
Истинная плотность, т/м ³	1,8-1,95
Кажущаяся плотность, т/м ³	1
Насыпная масса, т/м ³	0,4-0,5
Средняя крупность, мм	>50
Теплота сгорания, МДж/кг	29-30
Предел прочности, МПа:	
на сжатие	15-25
на срез	6-12
Твердость	68-70
Стандартная реакционная способность	
при 1000°С (восстановление CO ₂), см ³ /(г · с)	0,1-0,2
Горючесть при 500°С, см ³ /(г · с)	0,1
Стабильность по ASTM	>60
CRI	25-30
CSR	56-65

Наличие минеральных веществ в коксе снижает теплоту его сгорания и требует дополнительного расхода энергии на ошлакование. Это вызывает повышение расхода кокса и флюсов при доменное плавке, что влечет за собой необходимость снижения рудной загрузки печи. Установлено, что возрастание зольности кокса на 1% увеличивает его расход на 1,2-2% и снижает производительность доменное печи на такую же величину [165].

В кокс переходит 45-75% серы, которая зависит от степени метаморфизма угля. Попадая в ходе плавки в металл, сера придает ему красноломкость. Повышение сернистости кокса на 0,1% способствует росту расхода известняка на 2%, кокса – на 2-3%, при этом производительность печи падает на 1,5-2%.

Увеличение влажности угля приводит к дополнительным затратам не только на его транспортирование, но и на прогрев шихты при коксовании. На каждый процент влаги на 3% возрастает расход коксового газа и на 20-30 мин. время коксования, падает производительность печей и усиливается износ их огнеупорной кладки, уменьшается насыпная плотность шихты, влажная шихта хуже спекается, ухудшается качество кокса. Если влажность превышает 8%, понижается скорость подъема температуры в шихте от 20 до 300°C и значительно увеличивается в интервале 300-800°C, что отрицательно сказывается на качестве полученного продукта [165]. Повышенная влажность влечет за собой рост количества испаряемой влаги, которая затем конденсируется из коксового газа. Эта вода переходит в фенольные воды, объем которых также увеличивается, что негативно влияет на экологическую обстановку. Известно, что 2% влаги добавляют порядка 3000 т фенольных вод.

Содержание фосфора в коксе не должно превышать 0,015%. При коксовании этот элемент из угля практически полностью переходит в кокс, а затем в металл, так как связать его флюсами не удастся. Наличие соединений фосфора в металле придает свойство хладноломкости. Донецкие угли низкофосфористые (не более 0,02%), а угли Кузнецкого и Карагандинского бассейнов России содержат до 0,17-0,9% фосфора, что в 10 раз больше допустимого. Это создает проблемы при увеличении объемов использования импортируемого сырья.

5.9. Контрольные вопросы

1. Где непосредственно осуществляется управление качеством товарной угольной продукции?
2. Укажите тенденции роста зольности рядового угля и продуктов обогащения.
3. Для чего производится технолого-экологический инжиниринг при обогащении полезных ископаемых?
4. В чем разница в управлении качеством товарной угольной продукции при усреднении и обогащении?
5. Показатели эффективности усреднения.
6. Показатели эффективности обогащения.
7. Как осуществляется управление качеством угля на добычном предприятии?
8. Как осуществляется управление качеством угля перед обогащением?
9. Какова должна быть емкость дозирочно-аккумулирующих бункеров?
10. Как осуществляется управление качеством угольной товарной продукции при обогащении?
11. В чем суть оптимизации параметров технологического процесса?
12. В чем суть увеличения глубины обогащения?
13. Что дает увеличение количества обогащаемых машинных классов?
14. Что дает изменение диапазонов крупности машинных классов?
15. Как может быть повышена эффективность работы действующего оборудования?
16. Что дает замена действующего способа переработки продуктов более эффективным.
17. Что дает внедрение новых технологических операций?
18. Что дает использование комплексной механизации, автоматизации и компьютеризации контроля и управления технологическими процессами?

19. Как осуществляется управление качеством угольной товарной продукции при погрузке?

20. Как осуществляется управление качеством товарной угольной продукции у потребителя?

21. Укажите сроки хранения товарной угольной продукции на складах.

22. Какие последствия вызывает увеличение зольности кокса на 1%?

23. Какие последствия вызывает увеличение сернистости кокса на 0,1%?

24. Какие последствия вызывает увеличение влажности кокса на 1%?

РАЗДЕЛ 6. ТЕХНОЛОГО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ ИНЖИНИРИНГ ПРИ СКЛАДИРОВАНИИ ОТХОДОВ УГЛЕБОГАЩЕНИЯ В ПОРОДНЫХ ОТВАЛАХ

6.1. Общие сведения

Практика проектирования и сооружения отвалов отходов гравитационного обогащения свидетельствует, что на отвал фабрики средней мощности со сроком службы 12-15 лет требуется 15-30 га земли. Средний расход земли на 1,0 млн. т отходов составляет 1,5-2,5 га [166]. Кроме того, породные отвалы являются источниками загрязнения атмосферы, прилегающих земель, поверхностных и подземных водных источников. Поэтому снижения влияния породных отвалов на окружающую среду напрямую зависит от эффективности работы отвального хозяйства углеобогащительных фабрик.

В состав отвального хозяйства углеобогащительных фабрик входят следующие технологические комплексы: погрузочные устройства, транспортные средства, отвалы, карьеры инертных материалов.

По способу организации отвальное хозяйство разделяется на индивидуальные отвалы, обеспечивающие складирование породы одной обогатительной фабрики, и центральные отвалы, обслуживающие несколько предприятий.

По способу отвалообразования отвалы различают насыпные и намывные.

По форме отвалы характеризуются как конусные, хребтовые и плоские.

По способу транспортирования отходов различают отвалы:

с автомобильным транспортом, при котором порода доставляется в отвал автосамосвалами;

с железнодорожным транспортом, при котором порода в отвал доставляется думпкарами либо непосредственно к местам складирования, либо к пунктам ее перегрузки на другие виды транспорта;

с подвесной канатной дорогой, с помощью которой порода доставляется в отвал в вагонетках непосредственно к местам складирования или к пункту ее перегрузки на другие виды транспорта;

конвейерным транспортом, с помощью которого порода доставляется к месту ее складирования либо к месту перегрузки на другие виды транспорта;

с гидротранспортом, которым порода доставляется в отвал непосредственно к месту ее складирования.

Выбор системы транспортирования породы в отвал осуществляется в результате технико-экономического анализа и зависит от характера местности, расстояния от источника образования породы до отвала, объема складированной породы и требуемого срока службы отвала, качественной характеристики породы.

Автомобильный транспорт чаще используется при удалении отвала от фабрики на расстояние 1-2 км, наличии хороших дорог и значительном объеме выдаваемой породы. Производительность такого вида транспорта практически не ограничена. Не является также лимитирующим фактором крупность породы.

Также отсутствуют ограничения по качеству породы, ее крупности и производительности при использовании железнодорожного транспорта с узкой и широкой колеей. Наиболее эффективно применение железнодорожного транспорта при значительном расстоянии до места складирования отходов и при доставке породы на большие групповые отвалы из нескольких источников ее образования.

Подвесные канатные дороги бывают с возвратно-поступательным (маятниковые) и кольцевым движением вагонеток. Маятниковые канатные дороги характеризуются небольшой производительностью (30-50 т/ч) и транспортируют породу на расстояние 800-1200 м. Кольцевые канатные дороги имеют несколько большую производительность (75-150 т/ч) и могут транспортировать породу на расстояние 2-3 км. Крупность кусков породы для канатных дорог обоих типов не должна превышать 300 мм.

Гидравлический (трубопроводный) транспорт требует ограничения размеров кусков породы до 50-80 мм, но лучше, если они не превышают 25 мм. Для его использования требуются большие объемы воды, которую затем необходимо очищать для повторного использования в замкнутом цикле водооборота. Этот способ транспортировки чаще применяют для доставки в отвал высокозольных шламовых продуктов крупностью менее 1,0(3,0) мм.

Технологическая схема породного комплекса определяется главным образом способом транспортировки породы в отвал и должна обеспечивать выполнение операций приема породы, транспортирования ее до погрузочных устройств, аккумуляцию и погрузку в транспортные средства, транспортирование породы в отвал. При использовании железнодорожного транспорта иногда предусматривается перегрузка породы в автосамосвалы. Такая же операция предусматривается при конвейерном транспорте. При гидравлическом транспорте требуются дополнительные операции сортировки и дробления породы, загрузки породы в питатели, очистки возвращаемой в оборотный цикл воды.

Размещение отвалов. Эксплуатация породных отвалов сводится к соблюдению требований по складированию отходов, обеспечивающих максимальное снижение вредного влияния их на окружающую природную среду.

С этой целью отвалы следует сооружать за пределами санитарных и других защитных зон. Расстояние от сооружения должно составлять:

от школ, детских садов, лечебных учреждений, жилых домов и промышленных предприятий не менее 500 м;

от производственных зданий и сооружений, связанных с обслуживанием отвалов 200 м;

от линий электропередач, железных и шоссейных дорог, трубопроводов 100 м.

Отвалы рекомендуется размещать в балках, оврагах, отработанных карьерах. При сооружении отвала на горизонтальной поверхности ее наклон не должен превышать 5°. При этом должен быть обеспечен сток дождевых и талых вод от основания отвала. Располагать отвалы на кромках лощин, затопляемых берегах рек и ручьев нельзя.

Тушение горящих отвалов. Правильная эксплуатация породных отвалов должна предотвращать их самовозгорание. С этой точки зрения породные отвалы различных форм характеризуются некоторыми особенностями.

Конические отвалы, образованные транспортированием породы к вершине рельсовым транспортом (вагонетки, скип), наиболее склонны к самовозгоранию, так как их строение обеспечивает наибольший приток воздуха внутрь отвала, что в свою очередь способствует окислению горючей части породы. Такие отвалы следует располагать таким образом, чтобы преобладающие ветры были направлены в хвостовую часть отвала.

Основным же недостатком такого отвала является отсутствие возможности одновременного складирования породы и проведения профилактических мер против самовозгорания породы.

Конические отвалы с доставкой породы канатной дорогой позволяют иметь одновременно несколько отвалов, которые можно эксплуатировать попеременно. Это дает возможность производить профилактические работы на тех отвалах, которые в данное время не эксплуатируются. Кроме того, такая технология складирования породы поочередно в разные отвалы позволяет более медленными темпами наращивать их высоту и тем самым увеличивать продолжительность их эксплуатации до начала процесса самовозгорания.

Самовозгорание отвальной массы, состоящей из смеси минеральных и углекислых составляющих, является следствием химических реакций окисления угля и углеродсодержащих компонентов кислородом, поступающим извне или образующимся в результате разложения компонентов смеси.

В последние годы конические отвалы для складирования пород углеобогащающих фабрик практически не сооружают по указанным выше причинам. Однако имеется значительное число ранее заполненных и еще эксплуатируемых конических отвалов, которые оказывают вредное воздействие на окружающую природную среду.

При расположении отвала на горизонтальном или наклонном участках необходимо предусматривать надежный отвод поверхностных стоков от его основания путем устройства нагорных отводных канав. На участках с уклоном более 15° целесообразно сооружение уступов с уклоном в сторону косогора, обеспечивающих устойчивость отвала.

Наиболее рациональной формой отвала в плане при размещении его на равнине является квадрат, а при размещении на косогоре – прямоугольник с соотношением сторон 1 : 1,3. Большая сторона прямоугольника располагается вдоль простирания косогора. При этом острым углом отвала придается овальная форма.

Высота отвала обуславливается несущей способностью грунта и устойчивостью откосов.

6.2. Эксплуатация плоских породных отвалов

Правила эксплуатации плоского породного отвала целесообразно рассмотреть на конкретном примере. Относительно поздний проект такого отвала, максимально учитывающий последние разработки научно-исследовательских и проектных организаций, а также имеющийся в отрасли опыт, разработан для складирования отходов гравитационного обогащения на ЦОФ «Червоноградская». Срок службы такого отвала определяют исходя из следующих данных. Площадь основания отвала – 60 га. Высота – 60 м. выпуск породы – 5,6 млн. т/год. Формирование отвала принято из пяти ярусов, высотой 12 м каждый. Так как каждый ярус имеет неправильную форму, то его объем определяется по частям. С этой целью каждый ярус разбивается на несколько сечений. Сумма объемов, ограниченных данными сечениями, дает объем яруса. А сумма объемов ярусов определяет объем отвала. Каждое сечение яруса имеет форму трапеции, поэтому объем каждого участка рассчитывают по формуле

$$V = (F_1 + F_2)l/2, \quad (6.1)$$

где F_1 и F_2 - площади поперечных сечений, между которыми определяется объем, m^2 ; l - расстояние между рассматриваемыми сечениями.

Площадь поперечного сечения F (m^2) вычисляется по формуле площади трапеции:

$$F = (a + b)h/2, \quad (6.2)$$

где a и b - длины верхнего и нижнего оснований, м; h - высота яруса, м.

Длина верхнего основания определяется исходя из угла естественного откоса, который устанавливается согласно данным табл. 6.1.

Условная высота откоса H' рассчитывается из соотношения

Таблица 6.1

**Зависимость между условной высотой отвала H' , углом трения
поверхностного ослабления ρ' и углом наклона откоса α**

Условная высота откоса, H' , м	Угол трения по поверхности ослабления ρ' , градус							
	0	5	10	15	20	25	30	35
	Угол наклона откоса α , градус							
1,0	90,0	90,0	90,0	90,0	90,0	90,0	90,0	90,0
1,5	80,7	81,4	82,3	83,0	83,6	84,0	84,5	85,0
2,0	69,2	71,3	73,0	74,5	75,8	77,3	78,1	79,6
2,5	53,0	60,0	63,5	65,5	68,2	71,0	72,5	74,4
3,0		47,3	53,7	58,0	61,8	65,2	68,0	70,2
3,5		37,0	46,1	51,0	56,3	60,2	64,0	66,5
4,0		28,0	39,5	45,8	51,3	56,0	60,1	63,5
4,5		22,3	34,5	41,6	47,2	52,5	56,9	60,9
5,0		18,0	30,8	38,0	44,0	49,6	53,9	58,5
5,5		14,7	27,8	35,0	41,4	47,0	51,7	56,6
6,0		12,0	25,8	32,7	39,1	45,0	50,0	54,8
6,5		10,0	24,0	30,9	37,3	43,4	48,5	53,4
7,0		8,0	22,5	29,4	35,8	41,9	47,1	52,2
8,0			20,1	27,2	33,6	39,3	45,2	50,2
9,0			18,4	25,6	31,7	38,0	43,9	48,6
10,0			17,1	24,2	30,3	36,7	42,6	47,4
11,0			16,4	23,4	29,7	35,7	41,6	46,4
12,0			15,8	22,7	29,0	35,0	40,7	45,6
14,0			14,6	21,4	27,9	34,0	39,2	44,3
16,0			14,2	20,8	26,8	33,0	38,3	43,0
18,0				19,8	26,2	32,3	37,7	42,7
20,0				19,2	25,5	31,7	37,1	42,1
24,0					24,7	30,3	36,5	40,9
28,0						29,7	35,7	40,3

$$H' = H / H_{90}, \quad (6.3)$$

где H - высота отвала, м; H_{90} - глубина трещины отрыва, м:

$$H_{90} = 2K'ctg\left(45^\circ - \rho'/2\right) / \gamma, \quad (6.4)$$

где K' - сцепление пород по контактам ослабления, кПа (принимается в пределах 20-50 кПа); γ - объемный вес породы, кН/м³ (табл. 6.2)

Пример. Рассчитать срок службы отвала ЦОФ «Червоноградская» при годовом выпуске породы 5,6 млн. т и характеристике отвала: $\gamma = 21,3$ кН/м³, $\rho = 23^\circ$, $K = 30$ кПа, $H = 60$ м.

Определяем

$$H_{90} = \frac{2 \cdot 30}{21,3} ctg\left(45^\circ - \frac{23^\circ}{2}\right) = 4,85 \text{ м}; \quad (6.5)$$

$$H' = 60 / 4,85 = 12,37 \text{ м.}$$

По табл. 6.1 при $H' = 12,37$ и $\rho = 23^\circ$ находим, что угол откоса будет равен 32° . Зная размер нижнего основания трапеции и угол откоса породного отвала, определяем длину верхнего основания, затем объем каждого участка. Суммируя объемы участков, определяем объемы каждого яруса, а сумма объемов ярусов составит объем отвала, который для заданных условий равен 31,6 млн. м³.

Таблица 6.2

γ и ρ' для различных пород

Порода	γ , кН/м ³	ρ' , градус
Алевролиты	21,3	22-25
Аргиллиты	20,2	21-23
Глинистые сланцы	21,2	21-23
Известняки	24,4-26,7	23-25
Песчаники	25,7	24-28

Так как коэффициент уплотнения породы равен 1,3, то объемная масса породы в уплотненном состоянии будет $1500 \cdot 1,3 = 1950$ кг/м³ (здесь 1500 кг/м³ – насыпная плотность). Следовательно, при годовом выпуске породы на ЦОФ «Червоноградская» 5.6 млн. т срок службы отвала

$$31,6 \cdot 1,95 / 5,6 = 11 \text{ лет.}$$

Формирование плоского породного отвала производится ярусами. После возведения каждого яруса породного отвала по всей его площади отсыпается и уплотняется слой инертного материала толщиной 0,3 м. Толщина слоя инертного материала на склонах отвала – 2 м. Инертный материал (суглинок) доставляют из карьера инертных материалов, расположенного недалеко от отвала, который затем заполняют породой и рекультивируют.

В качестве инертных материалов могут быть использованы также горелые породы из ранее перегоревших или потушенных отвалов. При наличии в районе закладки отвала других материалов, которые могут быть использованы для профилактических мероприятий против самовозгорания породы, выбор их определяется технико-экономическим расчетом.

Формирование породного отвала начинают с устройства подъездной автомобильной дороги от погрузочных бункеров до отвала. Затем в месте основания будущего отвала снимают слой породного грунта на глубину до 1,5 м. Снятый грунт складывают вблизи отвала. Если закладывается большой отвал с площадью основания 50-60 га, высотой до 60 м, то целесообразно формировать его частями (захватками). Площадь захватки должна быть не менее 20-25 га; при таких размерах достигается наименьший расход инертных материалов.

Формирование захватки начинают с укладки по всему периметру основания будущей захватки защитного вала из суглинка высотой 0,5 м и шириной по верху 2 м.

Автотранспорт с породой по захватке движется по центральной дороге, в начале которой устраивается разворотная площадка. Породу отсыпают от дальней границы захватки, последовательно приближаясь к разворотной площадке. Отсыпаемая самосвалом порода перемещается и разравнивается бульдозером. После укладки слоя породы высотой 0,5 м ее уплотняют катками. Для уплотнения породы целесообразно применять прицепные катки, по три в сцепке, располагая их в шахматном порядке. При этом уплотнение производится как самим бульдозером, так и катками, которые к нему цепляют.

Аналогично формируют второй и последующие слои отвала вплоть до высоты, равной 12 м, т.е. высоты первого яруса.

Для обеспечения безопасного движения автотранспорта на участках автодороги, расположенной в районе откоса отвала, с наружной ее стороны устанавливают сигнальные столбики на расстоянии 2,5 м друг от друга.

Завершают работы по формированию яруса укладкой по всей его площади инертного материала (глина, суглинок) высотой 0,3 м и уплотнением его катками. Затем приступают к формированию второго яруса. С этой целью отступают на 3 м от границы первого яруса захватки и точно так же начинают формировать второй и последующие ярусы. Для предупреждения скапливания атмосферных осадков на поверхности отвала последней придается уклон от центра к периферии, равный 0,01. А для устранения пыления на дорогах при движении транспорта их орошают поливочными машинами.

Вокруг отвала устанавливается механическая защитная зона шириной 100 м, в пределах которой запрещается размещение жилых, лечебно-профилактических и культурно-бытовых зданий. По контуру механической защитной зоны на расстоянии до 50 м друг от друга устанавливают знаки с надписью, запрещающей вход в зону.

Два раза в год, весной и осенью, производится температурная съемка отвала, определяющая его тепловое состояние.

Учитывая необходимость круглосуточной доставки породы на отвал и проведение работ по ее складированию, должно быть предусмотрено хорошее освещение отвала. При этом освещать сам отвал рекомендуется прожекторами заливающего света, устанавливаемыми на мачтах, а автодорогу в пределах прохождения ее по откосу отвала – электросветильниками.

Санитарно-защитная зона отвала предназначена для защиты жилых районов от проникновения переносимых ветром вредных веществ. Границей санитарно-защитной зоны является линия, за пределами которой концентрация вредных примесей не превышает предельно допустимой.

Устройство санитарно-защитных зон требует расхода земель, ценность которых непрерывно возрастает. Поэтому целесообразно проводить мероприятия, способствующие сокращению их площадей. Наиболее эффективными в этом смысле являются лесопосадки. Так, экспериментально установлено, что неозелененная зона шириной 500 м уменьшает запыленность воздуха в 2 раза, а озелененная зона такой же ширины уменьшает запыленность в 3,5-4 раза. Кроме того, зеленые насаждения обладают способностью поглощать содержащиеся в атмосферном воздухе вредные для здоровья человека вещества и восстанавливать в прилегающем воздушном слое нормальное содержание кислорода.

Санитарно-защитная зона располагается сразу же после защитно-механической зоны. Ее ширина составляет, как правило, 100 м.

Выбор древесно-кустарниковых пород для посадки в санитарно-защитной зоне определяется в зависимости от климатических и почвенных условий, экологических свойств растений. Поэтому не может быть одинаковых рекомендаций по этому вопросу, так как для различных угольных бассейнов страны эти условия различны. Общим является структура зеленых насаждений в пределах санитарно-защитной зоны, характеризующаяся увеличением высоты растений по мере удаления от отвала.

Различные древесно-кустарниковые породы неодинаковы по дымо- и газоустойчивости (табл. 6.3).

Таблица 6.3

Дымо- и газоустойчивость древесно-кустарниковых пород

Номер группы	Дымо- и газоустойчивость	Вид растения
1	Высокая	Березы, клены, сосны, пихты, кустарники
2	Средняя	Вяз, дуб, ива, ясень, ель, лиственница и др. кустарники
3	Слабая	Акация, тополя, яблони, груши и др.

В санитарно-защитной зоне допускается размещать здания и сооружения с кратковременным пребыванием в них ограниченного числа людей. При этом следует иметь в виду, что площадь застройки не должна превышать 10% площади санитарно-защитной зоны.

С целью полной ликвидации вредного влияния породного отвала на окружающую природную среду и здоровье людей через два-три года после возведения отвала

до проектных отметок его следует рекультивировать. Для этого на экранирующий (защитный) слой из инертного материала, являющийся потенциально-плодородным слоем, наносят земли, предварительно снятые с площади размещения отвала и заскладированные вблизи него. Откосы плоских отвалов, как правило, озеленяются посадкой саженцев древесных кустарников или посевом многолетних трав. При этом целесообразны смешанные лесопосадки, состоящие из двух-трех наиболее простых пород местной флоры. Рекомендуемая плотность посадки трех-пятилетних саженцев – один на 1 м² площади склона или бермы.

Общие требования по расположению отвалов. Для сокращения расхода полезных земель отвалы следует располагать на малопригодных для сельского хозяйства, промышленного и гражданского строительства землях. С этой целью целесообразно засыпать пригодные для размещения в них отвалов балки, овраги, пойменные участки, нарушенные шахтными работами земли, остаточные карьерные выемки, впадины сильно пересеченной местности с целью ее выравнивания. Это позволяет в ряде случаев после осуществления рекультивационных работ передавать народному хозяйству восстановленные земли.

Складирование отходов в отрицательных формах рельефа местности. Выбор мест складирования отходов в отрицательных формах рельефа местности производится по материалам геологических, геоморфологических и общих географических исследований. Анализ геологического строения территории позволяет определить строение каждого выбранного участка, а также его место в общей структуре региона. При выполнении этой работы основное внимание следует уделять литолого-генетическим комплексам покровных образований и физико-геологическим процессам. При изыскании мест организации отвалов основными методами являются морфометрические, а также детальный анализ инженерно-геоморфологических условий каждой выбранной отрицательной формы рельефа.

Из комплекса географических методов наиболее рациональными являются картографический (картометрические работы по определению различных элементов форм выбранных участков и расчету этих форм), гидрологический (определение водного режима выбранных форм и прогноза необходимых инженерных сооружений при организации отвала). Окончательное решение об организации отвала в отрицательной форме рельефа определяется технико-экономическим расчетом с учетом результатов комплексных исследований.

Комплексные исследования целесообразно проводить в два этапа. На первом этапе, на основании анализа крупномасштабных топографических карт всей прилегающей территории выделяются все овраги, балки и другие отрицательные формы рельефа, имеющие достаточный объем и по общим признакам пригодные для складирования отходов.

На втором этапе в процессе полевых исследований определяются формы, использование которых под отвалы связано с большими трудностями: ликвидацией лесов (не всегда показанных на топографических картах), засыпкой малых водохранилищ, необходимость сноса сельскохозяйственных или жилых построек, переноса электрических, инженерных коммуникаций, дорог и т.п.

Каждая выбранная для возможной организации отвала отрицательная форма должна быть подвергнута всестороннему изучению с целью определения:

- формы дна и склонов для расчета объема засыпки;
- характера хозяйственного использования;

- инженерно-географических и гидрологических условий для выработки мероприятий по обеспечению устойчивости отвальных масс и отводу поверхностных и подземных вод;

- физико-географических условий с целью прогноза изменений природы и выработки способов рекультивации.

Общие мероприятия при складировании отходов в отрицательные формы рельефа. Необходимо выполнять ряд обязательных общих мероприятий, суть которых сводится к следующему. Перед началом засыпки следует снять и заскладировать вблизи отвала плодородный почвенный слой в местах его развития. Осуществить регулирование, т.е. отвод поверхностного и подземного стоков, для чего площадь предполагаемой засыпки перехватывается водоперехватывающими и водосбросными сооружениями. Водоотводные сооружения следует выносить с территории засыпки и располагать на коренных устойчивых склонах балок. На участках, где водосборные и водоотводные сооружения располагаются на отсыпанном материале (пересечение отрогов балок в верховьях, пересечение боковых отвершков и т.п.), конструкция основания этих сооружений должна учитывать осадочные деформации насыпной массы.

Балки и другие отрицательные формы, имеющие выходы подземных вод, можно засыпать только после устройства дренажей и каптажей, сохраняющих дренирующую роль балки и препятствующих чрезмерному увлажнению отсыпанных масс.

Технология складирования пород в отрицательных формах рельефа местности. При организации отвала в балках и других отрицательных формах рельефа рекомендуется соблюдать технологию работ, аналогичную применяемой на плоских отвалах, т.е. послойную засыпку пород от верховьев балки к ее низовью. При этом должен выдерживаться уклон поверхности каждого отсыпанного слоя в сторону низовья. Не следует допускать в период засыпки образование на поверхности «карманов» и «прудигов». Поверхность должна быть ровной с небольшим односторонним уклоном в пределах 2-3°, но не более 5° для стока излишков атмосферных осадков.

Порода транспортируется в естественное понижение местности самосвалами и укладывается с помощью скреперов и бульдозеров слоями на всю площадь отвалов. По этой схеме начало работ по рекультивации отвала возможно только после его формирования на проектный объем. Для ускорения проведения рекультивационных работ возможна технология отвалообразования сразу на всю его проектную высоту с односторонним продвижением фронта отвальных и рекультивационных работ.

При складировании породы в верховьях балок **б е з з а р е г у л и р о в а н и я** в о д ы возможна сначала отсыпка плотины на всю высоту будущего отвала, после чего верховой и низовой откосы покрываются слоем инертного материала, а низовой откос дополнительно покрывается слоем растительного грунта. После этого начинается формирование отвала путем отсыпки породы слоями на всю площадь отвала. Слои уплотняются при движении автосамосвалов и бульдозеров, разравнивающих породу. Сочетание такого самоуплотнения с наличием откосов балки и плотины, предотвращающих проветривание отвала, снижает доступ кислорода к окисляющемуся материалу, предотвращает выход из порового пространства отвала образовавшейся в нем углекислоты и вследствие этого предотвращает развитие процессов самовозгорания. Это позволяет осуществлять складирование без проведения профилактических мероприятий по предупреждению самовозгорания.

Другой способ складирования породы в балках основывается на создании водохранилища путем **з а р е г у л и р о в а н и я** в о д ы и размещения породы под воду. С этой целью сначала проводятся тщательные топографические и горно-

геологические исследования, результаты которых являются исходными данными для разработки проекта.

Сооружение такого отвала также начинается с отсыпки плотины для зарегулирования воды. Низовой откос ее защищается от проникновения воздуха слоем инертного материала, а верховой откос устраивается по правилам гидротехники с возведением гидроупорного экрана. Получившееся таким образом водохранилище оборудуется водосборным сооружением для пропуска, имеющегося естественного притока и излишков воды, образующихся при вытеснении ее породой.

Отсыпка породы производится с гребня плотины в воду на высоту, превышающую поверхность воды не более чем на 2-3 м. Фронт отсыпки перемещается от плотины к верховьям балки. После окончания отсыпки поверхность отвала покрывается слоями инертного материала и растительного грунта, а оставшаяся часть пруда может быть соответствующим образом использована.

Использование породы для рекультивации нарушенных земель. При рекультивации подработанных горными выработками участков отсыпку пород также рекомендуется производить послойно с последующим разравниванием и уплотнением, нанесением почвообразующего и растительного слоя, закреплением откосов растительностью. При засыпке участков для рекультивации во избежание образования подпора грунтовых вод, подтопления отвала с тыла и образования заболоченных участков устраиваются дренажные окна для стока вод их атмосферных осадков, грунтовых вод и «верховодки» на расстоянии 200-300 м друг от друга и с учетом рельефа местности.

Технология ведения работ предусматривает следующие мероприятия: снятие культурного и почвенного слоев; отсыпку и уплотнение породы; покрытие породы подпочвенным слоем (суглинок, лёсс, песок и т.п.) толщиной 0,5 м; укладку по подпочвенному слою почвенного слоя толщиной 0,5 м.

Толщина слоя породы и покрытия растительным слоем устанавливается такой, чтобы после их уплотнения (породы до плотности 2 т/м^3 , почвенного и подпочвенного слоев до плотности $1,25 \text{ т/м}^3$) и после завершения просадок от выемки пластов поверхность рекультивируемого участка была бы на 2 м выше прежней отметки поверхности поймы. При этом должен быть обеспечен уклон вновь образованной поверхности в сторону реки.

Подготовка участка для рекультивации начинается со снятия растительного слоя и слоя суглинка. Этому предшествует разбивка подготавливаемого участка на захватки размером $100 \times 100 \text{ м}$ и строительство временных автодорог с разворотными площадками для погрузки и вывозки снимаемого грунта. Разметка временных автодорог выполняется таким образом, чтобы к ним хотя бы одной стороной примыкала каждая захватка.

Растительный слой и суглинок снимаются отдельно. Продольными проходами бульдозера с установленным под углом к оси движения отвалом срезают слой растительного грунта или суглинка по всей длине захватки и укладывают его в продольные валы. Затем поперечными проходами с отвалом, установленным перпендикулярно направлению движения, грунт перемещают к временной автодороге и укладывают вдоль нее в вал. У обочины автодороги по срезанному грунту устраивается полоса шириной 5-6 м для работы экскаватора-драглайна. Затем грунт из вала вдоль автодороги грузится в автосамосвалы и вывозится во временный отвал растительного грунта и суглинка отдельно.

После срезки и вывоза всего грунта с обеих сторон временной автодороги земляное полотно разрабатывается бульдозером (раздельно почвенный слой и суглинок),

грузится экскаватором в автосамосвалы и вывозится во временные отвалы. Плиты с проезжей части снимают автокраном и укладывают на другую временную автодорогу.

Площадки для складирования растительного грунта и суглинка также разбиваются на захватки, но размером 50x50 м. Грунт на подготовительные захватки отсыпается постепенно. При формировании каждого слоя самосвалы ссыпают его в шахматном порядке, и после заполнения захватки грунт разравнивается бульдозером. Толщина образующегося при этом слоя равна примерно 1 м. После засыпки и планировки одного слоя грунта начинается формирование второго аналогичным образом. Поверхности каждого слоя придается уклон падения рельефа местности для стока атмосферных вод. Общая высота штабеля заскладированного грунта не должна превышать 10 м.

Отсыпка породы на подготовленные к рекультивации участки производится в следующем порядке. Вначале по контуру участка бульдозером формируется вал трапециевидной формы из инертного материала высотой на 20-25 см меньше высоты укладываемого затем слоя породы. Вал уплотняется. Высота слоя породы принимается 75 см. После его отсыпки порода разравнивается бульдозером и уплотняется пневмокотком. При этом каток движется по замкнутому кругу на расстоянии 2-2,5 м, но не менее 0,5 м от бровки насыпи во избежание обрушения откоса и сползания катка. По одному следу каток совершает не менее пяти проходов. Каждый последующий проход должен перекрывать след предыдущего на 0,1-0,2 м. Аналогичным образом производятся отсыпка и уплотнение каждого слоя породы.

После отсыпки, планировки и уплотнения последнего слоя породы ее поверхность покрывается слоем подпочвенного грунта (суглинок, супесь, песок и т.п.) на высоту 0,5 м и затем слоем почвенного грунта (чернозем) также на высоту 0,5 м. Чернозем планируется и при этом частично уплотняется. Откосы также покрываются слоем чернозема.

П л а н и р о в к у откосов высотой до 3 м производят бульдозером, оборудованным откосником, а высотой более 3 м – специальными экскаваторами-планировщиками. Поверхности рекультивированного участка придают уклон 0,01 в сторону падения рельефа с целью обеспечения стока атмосферных осадков. После завершения работ высаживают древесно-кустарниковые культуры либо травы.

Следует иметь в виду, что эксплуатируемые горящие породные отвалы не только загрязняют атмосферу, но представляют непосредственную опасность для обслуживающего персонала. Особо опасны в этом отношении **к о н и ч е с к и е о т в а л ы**. Присутствие людей в зоне горения отвала, где температура достигает 800-900°C, а также в зоне обильного газовыделения опасно для жизни. Опасность представляют также так называемые **с к р ы т ы е в о р о н к и**, внутри которых происходит сгорание газа с повышением температуры до 1000-1100°C. Размеры таких воронов обычно равны 0,5-1 м в диаметре и 1,5-3 м в глубину. Главная опасность состоит и том, что такие воронки не всегда открыты. Иногда они покрыты легко разрушающейся под воздействием массы человека коркой спекшейся породы, мало заметной для обслуживающего персонала.

Не меньшую опасность для человека представляют также возможные взрывы, периодически происходящие на породных отвалах. Они возникают, как правило, при нарушениях структуры отвалов в результате перемещения слоев горных пород под действием различных причин. При этом происходит внезапный выброс больших объемов скопившихся внутри отвала горючих газов, которые, смешавшись с атмосферным воздухом, образуют взрывчатые смеси.

6.3. Минимизация вредного воздействия породных отвалов на окружающую среду

6.3.1. Мероприятия по минимизации вредного воздействия породных отвалов

Мероприятия по ликвидации или сведению к минимуму вредного воздействия отвалов необходимо выполнять с целью соблюдения допустимых норм выброса вредных веществ в атмосферу. Эти мероприятия предусматривают переформирование отвалов в более устойчивую форму с последующим озеленением. В ряде случаев возможно озеленение без переформирования отвалов. Иногда требуются полная разборка отвала и удаление породы из данного района. Во всех случаях горящие отвалы требуют предварительного тушения. Наибольшее распространение в последние годы получил способ тушения конических и хребтовых отвалов водой с одновременным смывом вершины и превращением в отвал плоской формы, который легче защитить от самовозгорания. Началу работ по тушению горящего отвала предшествует разработка проекта, учитывающего специфику данного отвала. Общим при этом является:

определение видов и объемов подготовительных работ, включающих сооружение насосной установки, водопроводов, гидромониторов, линий электропередач, подготовку водоисточника;

методика производства работ по тушению и профилактике самовозгорания;

методика глубинной термосъемки подавление выявленных остаточных очагов и переформирование отвала, исключающие рецидивы самовозгорания.

Кроме того, проект содержит характеристику породного отвала, слагающих его пород, результаты температурной съемки, технико-экономическую часть и инструкцию по безопасному ведению работ.

Чаще всего применяемая технология тушения предусматривает смыв вершины отвала гидромониторами, перемещение породы вершины под откос бульдозерами, охлаждение более глубоких слоев водой, заливаемой на плоскую часть отвала, образованную после снятия вершины.

Обычно поверхностный слой вершины сначала охлаждают струей воды из гидромонитора до температуры ниже 300 К. При этом глубина поверхностного слоя предполагается равной 0,5-0,7 м. Удельный расход воды составляет порядка 50-75 л/м². Эффективное охлаждение поверхности обеспечивается при расходе воды не менее 100 м³/ч и подаче ее в три приема с перерывами в 2-3 ч.

После охлаждения поверхностного слоя породы и измерения температуры приступают к смыву вершины отвала гидромонитором. С этой целью гидромонитор устанавливают в 5-10 м от вершины. 15-20 м от откоса отвала. Смыв производят слоями шириной 1,5-2,5 м, высотой 0,3-0,5 м до понижения общей высоты отвала на 10 м. Для предотвращения растекания пульпы у подножия отвалов на расстоянии до 20 м устраивают водоулавливающие траншеи и валы.

На вершину отвала гидромонитор доставляется, как правило, бульдозером по дороге, проложенной в хвостовой части отвала. В исключительных случаях для этой цели может быть использована канатная дорога.

Дальнейшее снижение высоты отвала производится бульдозером. Переформирование отвала завершается уменьшением его высоты не меньше чем наполовину. Затем образовавшуюся площадку обваловывают и заливают водой для тушения внутренних очагов горения. При этом необходимо следить за прочно-

стью вала, так как прорыв его чреват неуправляемым стоком гидросмеси и сопутствующими этому разрушениями имеющихся вблизи построек, либо загрязнению больших земельных угодий. В других случаях заливка поверхности горизонтальной площадки пониженного отвала производится путем нарезки ножом бульдозера траншей глубиной 0,3-0,5 м и шириной 1,5-2,2 м и устройства в них перемычек на расстоянии 6-8 м друг от друга. В образовавшиеся емкости заливают воду.

После охлаждения породы на глубину 1,5 м вместо воды закачивают глинистую пульпу с соотношением твердого к жидкому 1:6–1:8 для проиливания поверхностного слоя. Это предотвращает возникновение рецидивов самовозгорания.

Для биологической рекультивации отвала на него следует подать растительный грунт, который также может быть закачан в виде пульпы. Избыточные объемы вод, просачиваясь внутрь отвала, будут способствовать его охлаждению.

В ряде случаев для тушения и подготовки отвала к рекультивации целесообразно применять комбинированный метод, сочетающий переформирование отвала с его террасированием и охлаждением пород по террасам. Устройство террас способствует задержанию продуктов смыва и поверхностных стоков и препятствует их выносу на прилегающие к отвалу территории. При их устройстве также выполаживают откосы, что усиливает их устойчивость против эрозионных процессов. Наличие террас позволяет также механизировать лесопосадочные работы.

Террасы устраиваются с поперечным уклоном 4-10° в зависимости от устойчивости пород. Параллельные террасы соединяются дорогами. Расстояние между террасами принимается по склону отвала в пределах 20-25 м, а по высоте 10-15 м. Ширина террасы при последующей лесопосадке должна быть не меньше 6,5 м.

Нарезке террас предшествует маркшейдерская съемка. На план откоса наносятся разметка террас и их размеры. Нарезку террас производят сверху вниз по склону. Начиная от границ горизонтальной площадки, породы перемещаются бульдозером в радиальном направлении от центра отвала к периферии и сваливаются под откос. При этом формируется склон 1:2 (27°). Крутизна склона периодически контролируется соответствующими приборами. При достижении высоты, на которой запроектирована терраса, дальнейшее перемещение породы производят, отступая от уже сформированного откоса на ширину террасы, т.е. на 6,5 м.

В ряде случаев с помощью гидромониторов целесообразно не только снятие вершины отвала, но и понижение его до проектной отметки без использования бульдозеров. С этой целью с боковых и лобовых сторон отвала устраивается обваловка или нагорная канава для перехвата стекающего потока и отвода его в место очистки. Сборником пульпы может быть гидроотвал в отрицательной форме рельефа или специально устроенное сооружение.

Достоинством этого способа переформирования отвала является минимальная трудоемкость и безопасность, небольшой объем подготовительных работ на отвале.

Технология размыва отвала такая же, как при снятии вершины от периферии к центру слоями. Высота забоя – не более 10 м. Расстояние гидромонитора от забоя – не менее 8-10 м.

Для стока пульпы по подошве размываемого яруса следует делать уклон 3-4°.

Опыт применения гидромеханизации при тушении и переформировании отвалов дает основание рекомендовать следующие технологические схемы проведения работ:

понижение отвала и выполаживание его откосов путем гидроразмыва;

съем вершины отвала гидроразрывом, дальнейшее понижение – бульдозером, выполаживание откосов гидроразрывом;

съем вершины отвала гидроразрывом, дальнейшее понижение отвала и выполаживание (террасирование) откосов бульдозером.

Предотвращение самовозгорания породных отвалов. Снижению вероятности самовозгорания отвала служат следующие основные мероприятия:

максимальное извлечение из породы горючих веществ в процессе обогащения угля;

максимальное уменьшение воздухопроницаемости отвалов;

создание условий для интенсивного рассеивания тепла окисления.

В процессе эксплуатации отвалов должен быть организован систематический контроль за температурой слагающих их пород. Оптимальные условия для проведения профилактических мер против самовозгорания имеются при складировании породы в плоские отвалы. Наиболее экономичным транспортом при этом является автомобильный. По данным Донгипрошахт, стоимость доставки породы на плоский отвал автосамосвалами, канатной дорогой и железнодорожным транспортом при прочих равных условиях соотносится как 1:1,4:1,7. Достоинство автомобильного транспорта этим не ограничивается, так как груженные автосамосвалы хорошо уплотняют складированную породу, снижая воздухопроницаемость отвала. Этому же способствует работа на отвале бульдозеров, перемещающих породу к краю отвала. Иногда для большего уплотнения отвала, если в этом возникает необходимость, применяют катки. В результате сегрегации породы при ее скатывании с откоса отвала нижняя часть последнего является более пористой, чем верхняя, т.е. более воздухопроницаемой. Поэтому ее необходимо засыпать инертным материалом. Возможна также изоляция нижнего слоя проилением глинистой пульпой, которая производится сверху вниз до заполнения пустот между кусками породы. Для предотвращения вытекания суспензии из отвала в нижней его части устраивают задерживающий вал.

Аккумуляцию тепла в отвале предупреждают относительно медленным ростом его высоты. При этом площадь отвала выбирают такой, чтобы рост высоты не превышал 1 м/мес. Установлено также, что в плоских отвалах высотой до 10 м тепло практически не аккумулируется и явления самовозгорания не наблюдается. Однако ограничения высоты отвала 10 м является неэкономичным и требует значительного увеличения площади земельного отвода, что недопустимо. Такое решение возможно при засыпке неглубоких оврагов, пойменных участков и планировании нарушенных шахтными работами земель. В основном же высота отвалов значительно превышает 10 м. В этом случае при формировании плоского отвала наиболее часто применяют послойную отсыпку породы с уплотнением каждого слоя. Это предотвращает сегрегацию породных частиц по крупности и снижает воздухопроницаемость. Кроме того, каждый слой пересыпают или проиляют инертным материалом.

6.3.2. Профилактика и ликвидация горения породных отвалов

Вопросы предупреждения и тушения пожаров породных отвалов в условиях повышенного внимания к экологии и безопасности производства приобретают высокую значимость. Следует указать, что согласно действующим правилам безопасности проекты, а также планы развития горных работ, должны составляться с учетом организационных и технологических мероприятий по профилактике и тушению пожаров на породных отвалах.

Несмотря на актуальность вопроса и давнюю историю его исследований, многие теоретические стороны не были проработаны в полном объеме.

Еще более сложная ситуация складывается с практическим внедрением противопожарных мероприятий. В идеале порядок формирования отвалов и профилактические мероприятия должны предупреждать возгорание. Однако желание сэкономить на превентивных мероприятиях приводит к отсутствию должного внимания к данной проблеме со стороны производителей. Более того, даже возникшие пожары в ряде случаев пускают на самотек, и их тушение начинается только под давлением природоохранных органов и органов, контролирующих производственную безопасность.

Сложившееся положение дел недопустимо и должно быть исправлено, чему может способствовать ужесточение действующих природоохранных норм и контроля за их исполнением. В новых условиях игнорирование указанной проблемы станет экономически и тактически невыгодным. Убытки горных компаний будут выражаться не только в виде прямых санкций со стороны контролирующих органов, но и в потере имиджа и репутации. Последнее немаловажно при подготовке компании к публичности, получению кредитов и прохождению конкурсов на получение лицензий на недропользование.

Примеры предупреждения и борьбы с возгоранием отвалов, основанные на опыте работы ИМС Montan в России и за рубежом, взяты из [167].

Говоря о пожаре породных отвалов, следует кратко рассмотреть природу возникновения и процессы протекания горения в массиве отвала, что напрямую влияет на меры по предупреждению и борьбе с данным явлением.

Прежде всего, отметим, что горение отвальных пород является процессом окисления их воздухом, протекающим с выделением большого количества тепловой энергии. В процессе окисления отвальных пород можно выделить следующие основные стадии:

- газообмен на контакте поверхности отвальной породы с адсорбцией и десорбцией кислорода;
- окисление пород с эндогенным нагревом;
- термическое разложение пород;
- теплообмен внутри массива отвала и с внешней средой.

Причины возгорания породных отвалов можно разделить на две основные группы: эндогенные и экзогенные. Последние главным образом обусловлены наличием открытых источников огня в непосредственной близости от отвала, хотя в определенной степени к экзогенным можно отнести и ряд факторов, способствующих самовозгоранию пород. Среди факторов, напрямую влияющих на опасность возгорания породных отвалов, выделим:

- доступ посторонних лиц на породные отвалы;
- петрографический и химический состав отвальных пород (наличие углистых пород низкой стадии метаморфизма при зольности менее 95%, сульфидные породы с содержанием серы более 12%, пиритные и маркизитные примеси в породах и т.д.);
- высокая рыхлость отвальных пород, наличие трещин в отвалах;
- климатические особенности местности, включая температурный режим, количество солнечных дней и интенсивность солнечной радиации;
- расположение отвалов на подветренной стороне местности;
- увлажнение отвалов атмосферными осадками и водотоками местности;
- длительное стояние отвалов без обновления и рекультивации;
- площадь участков массива отвала, сложенного породами, склонными к самовозгоранию, находящимися в контакте с атмосферой.

Например, для индуцирования окисленных процессов большое влияние имеет доступ кислорода к поверхности окисляемого материала, что определяется как порядком формирования отвалов, так и консистенцией пород и их плотностью. Так, рыхлые породы, имея большую площадь контакта с кислородом, характеризуются повышенной интенсивностью процессов окисления.

Таким образом, оптимальный комплекс мер по предупреждению и ликвидации пожаров определяется стадией развития процесса окисления отвальных пород и совокупностью внешних условий. Основные мероприятия по борьбе с возгоранием породных отвалов отражены в табл. 6.4.

Таблица 6.4

Основные мероприятия по борьбе с возгоранием породных отвалов

Организационные	Технологические	Технические
<p>Разработка мероприятий по предупреждению пожаров и их тушению.</p> <p>Выбор расположения отвалов на местности.</p> <p>Мониторинг состояния отвалов.</p> <p>Ограничение доступа посторонних лиц к отвалам.</p>	<p>Минимизация потерь угля и руд при ведении горных работ.</p> <p>Повышение извлечения полезного компонента при обогащении.</p> <p>Минимизация деформационных процессов.</p> <p>Отвод или подвод водотоков местности к отвалам.</p> <p>Перевалка отвалов.</p>	<p>Бурение скважин для мониторинга и борьбы с пожарами.</p> <p>Нанесение инертного материала для ограничения доступа воздуха.</p> <p>Нагнетание ингибиторов (газов и жидкостей) в массив.</p> <p>Уплотнение пород отвалов.</p> <p>Нагнетание воды на участки горения и самонагрева для охлаждения пород.</p> <p>Своевременная рекультивация отвалов.</p> <p>Переработка отвальных пород.</p>

Хронологически мероприятия по борьбе с пожарами породных отвалов разделяются на превентивные и синхронные меры. При этом некоторые мероприятия результативны как в качестве средств предупреждения пожара, так и в качестве мер по его тушению, к таковым, например, относится нанесение инертного слоя.

Учитывая, что с развитием пожара расход средств на его тушение растет в геометрической прогрессии, важным является своевременно выявить, локализовать и ликвидировать пожар.

В наиболее общем виде последовательность выявления и тушения скрытого пожара приведена на рис. 6.1.

Большие возможности по выявлению пожаров отвалов на ранних стадиях дает контроль их теплового состояния и газового режима. Зачастую простым визуальным наблюдением невозможно выявить ранние признаки самонагрева и своевременно принять меры по недопущению самовозгорания. Такие возможности дает применение тепловизоров и газоанализаторов. Применение данных технологий позволяет не только выявить процессы горения, но и помогает локализовать очаги самонагрева и горения, сконцентрировав усилия на данных зонах при разработке мер по ликвидации пожаров.

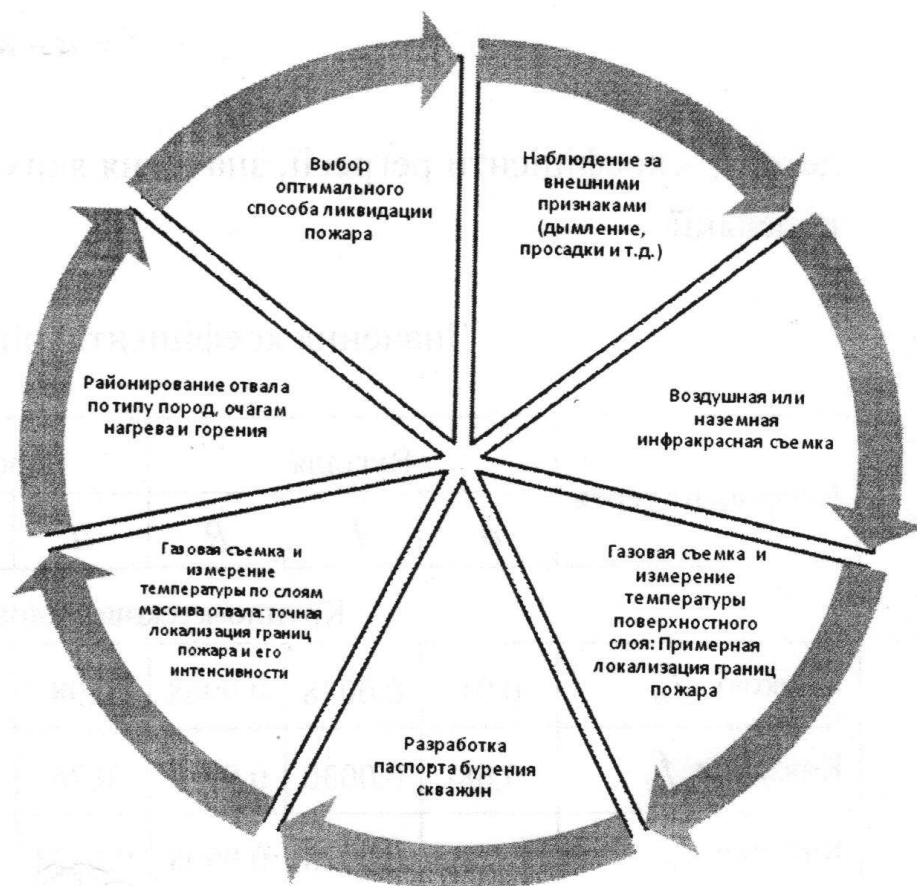


Рис. 6.1. Последовательность выявления и тушения скрытого пожара

Точная локализация очагов самонагрева и горения позволяет оценить масштабы проблемы и выбрать оптимальное направление ликвидации пожара.

Более детальную информацию по очагам горения в массиве породного отвала дает опробование бурением скважин с последующим изучением температурно-газового режима. В России бурение скважин ограничивается первыми метрами, что не всегда позволяет получить надежную информацию по масштабам и локализации пожара. В западной практике бурение скважин не ограничено какими-либо нормативами и целиком определяется горизонтом локализации пожара. Повышенные издержки на буровые работы оправданы с точки зрения увеличения эффективности последующих мероприятий по ликвидации горения.

Следует отметить, что каждый из известных методов борьбы с пожаром характеризуется своими достоинствами и недостатками. Поэтому часто оптимальным является использование комбинации различных методов, выбранных в зависимости от типа пород, условий протекания процессов горения и масштабов пожара.

Достоинства и недостатки некоторых методов борьбы и профилактики пожаров приведены в табл. 6.5.

Следует более подробно рассмотреть аспекты наиболее перспективных методов предупреждения и тушения пожаров породных отвалов.

Нагнетание воды в массив отвальных пород хотя и дает эффект охлаждения и на этапе горения является средством тушения, однако также является одним из факторов индуцирующих пожар, смывая оксидную пленку, увеличивая рыхлость и трещиноватость отвального массива, а также вступая в химическую реакцию окисления с

сульфидными рудами. Вымывание вредных веществ, сопровождающее процесс нагнетания воды в массив отвала, негативным образом сказывается на окружающей среде. Более того, имеются риски травмирования персонала выбросами пара. Несмотря на эффективность данного метода, он не дает полной гарантии тушения пожара.

Таблица 6.5

Достоинства и недостатки методов борьбы и профилактики пожаров

Метод предупреждения и борьбы с горением отвалов	Достоинства	Недостатки
Нанесение изолирующего материала	Предотвращение доступа кислорода при снижении интенсивности горения. Высокий уровень безопасности. Минимизация выделения вредных веществ при тушении пожара.	Требуется достаточно большое количество бульдозерной и экскаваторной техники. Требуется большое количество инертного материала. Изолированный участок отвала находится временно в нерабочем состоянии. Отсутствие гарантий быстрой ликвидации пожара.
Частичная или полная перевалка отвалов	Наиболее эффективный метод тушения пожаров. Минимальное количество специализированного оборудования и техники.	Дополнительная нагрузка на окружающую среду: выбросы, пыль, задымление. Требуется достаточно большое количество бульдозерной и экскаваторной техники. Отчуждение дополнительных земельных площадей. Усложнение условий труда и повышенная травмоопасность (выбросы газов, угроза взрывов и т.д.). На период работ отвал находится в нерабочем состоянии.
Нагнетание жидких ингибиторов в массив отвала	Уменьшение доступа кислорода. Снижение температуры пород и интенсивности горения. Заполнение пустот в массиве отвала.	Эффективен только при известном расположении очага нагрева и горения пород. Требуется бурение большого количества скважин. Требуется спецтехника и оборудование. Высокие затраты при отсутствии гарантии ликвидации пожара. На участке работ отвал находится временно в нерабочем состоянии.
Нагнетание инертных газов в массив отвала	Снижает риски взрывов газовых скоплений в массиве отвала. Незначительное снижение интенсивности горения.	Невысокая эффективность снижения интенсивности горения. Требуется большой объем инертного газа. Требуется спецоборудование. На участке работ отвал находится временно в нерабочем состоянии.
Переработка отвальных пород	Полная или частичная гарантия отсутствия пожаров (в зависимости от полноты переработки). Получение прибыли от реализации продуктов переработки. Уменьшение площади отчуждаемых земель. Уменьшение затрат на отвалообразование. Уменьшение экологических платежей. Повышение безопасности производства. Уменьшение затрат на рекультивацию. Улучшение имиджа недропользователя.	Требуются достаточно большие капитальные затраты на строительство перерабатывающего производства. Не во всех случаях обеспечивается рентабельность от реализации продукции.

Применение инертных газов и ингибиторов существенно снижает риск взрыва, снижает интенсивность горения, но требует большого количества специального оборудования при достаточно высоких расходах на работы.

Применение изолирующих материалов эффективно как в качестве средства предупреждения пожаров, так и в качестве борьбы с ними, но требует достаточно больших затрат на технику, а также изолирующий материал (обычная мощность 10-25 см).

Перевалка отвала характеризуется наиболее высокими показателями эффективности тушения пожаров, но и требует наиболее высоких затрат на выполнение работ, при значительной дополнительной нагрузке на окружающую среду.

Общим недостатком всех вышеуказанных способов является частичная или полная консервация отвала на период проведения работ по тушению пожара.

Этого недостатка лишен малораспространенный, хотя и достаточно перспективный, метод предупреждения пожаров на отвалах путем переработки «пустых» пород. Малая распространенность указанного метода является следствием достаточно высоких первоначальных капитальных затрат на строительство перерабатывающего комплекса, при не всегда высокой прибыли от реализации товарной продукции. Однако сам по себе зачастую нерентабельный процесс переработки отвальных пород может получить положительную оценку, если его рассматривать с учетом экономии средств на рекультивацию, формирование отвалов и борьбу с последствиями эндогенных пожаров.

Породные отвалы в ряде случаев являются концентрацией сложных химических соединений, имеющих в своем составе ценные компоненты, охватывающие практически всю таблицу Менделеева, включая: золото, серебро, уран, алюминий, германий и т.п. При этом достаточно часто разделение массива горных пород на руду и пустую породу осуществляется на кондициях, установленных еще в советское время. В современных экономических условиях, при растущем спросе на минеральные ресурсы и истощении богатых месторождений, зачастую критерии к минерализации руды изменяются, этому способствует и развитие новых технологий переработки руд. Таким образом, часть отвалов фактически переходит в категорию техногенных месторождений. Разработка таких месторождений характеризуется минимальными затратами на геологоразведку (обычно бурение ограниченного количества скважин с целью уточнения изменения качественных характеристик пород массива в объеме отвала) и добычу полезного ископаемого.

Примером могут служить отвалы окисленных руд криворожского бассейна с содержанием железа более 30%. Новые технологии обогащения позволяют рентабельно извлекать железо из данных руд. Интересен опыт СП «Эрдэнэт» на практике внедрившего переработку отвальных пород для извлечения цветных металлов.

Зольные отходы обогащения и угольные отвалы являются источником сырья для производства различного рода строительных материалов, включая: цемент, кирпич, легкие пористые наполнители и др. Зольные отходы также могут быть использованы в качестве сырья для металлургической промышленности, добавок к утяжелителям при обогащении в тяжелых суспензиях, в качестве наполнителя для железобетонных изделий при производстве глинозема и являются одним из нетрадиционных источников высококачественных удобрений, гуминовых кислот и биостимуляторов.

Переработка и дальнейшее использование зольных отходов является обычной практикой для западных стран, где в переработку вовлекается до 60-80% отходов обогащения. В России имеется положительный опыт использования углеотходов в про-

изводстве строительных материалов, но реализованный в рамках небольших проектов. Технико-экономические оценки показывают, что транспортировка угольных отходов, используемых в качестве основного сырья для производства строительных материалов, рентабельна при дальности транспортирования не более 100 км, а при использовании в качестве добавки – на расстоянии до 500 км.

В настоящее время ИМС Montan провело исследование возможности использования отходов обогащения одной из российских обогатительных фабрик, перерабатывающих антрациты. Исследования (содержание горючих компонентов, содержание вредных примесей, однородность состава, фракционный состав и прочее) подтвердили перспективность использования отходов обогащения в качестве добавки в шихту для производства литейного чугуна, а также сжигания в кипящем слое. По проведенным оценкам, использование отходов углеобогащения в качестве источника топлива ТЭС, спроектированной по технологии кипящего слоя, позволит практически полностью удовлетворить внутренние потребности в электроэнергии крупного горнодобывающего предприятия.

Подобные позитивные примеры переработки отвальных пород не единичны, хотя и не внедрены на достаточном уровне, чему способствует скепсис менеджмента компаний, недостаточно осознающих эффективность проекта по переработке «пустых» пород.

Таким образом, перспективным следует признать использование синергетического эффекта от получения товарной продукции при переработке отвальных пород и экономии средств на отвалообразование и связанные с ним процессы, включая борьбу с пожарами на отвалах.

6.3.3. Деформации породных отвалов

Породы в действующих и недействующих отвалах угольных шахт и обогатительных фабрик непрерывно подвергаются воздействию приземного слоя воздуха, в результате чего физико-химические свойства отвальных пород претерпевают изменения, а отвалы подвергаются деформациям [168].

По внешнему проявлению деформации породных отвалов можно подразделить на следующие виды: осыпи, оплывы, размывы, просадки и трещины (разломы), оползни и обвалы. Наиболее опасными из этих деформаций являются оползни и обвалы пород.

Под оползнем пород со склона отвала понимают смещение (скольжение) массы отвальных пород вниз по склону под влиянием силы тяжести. Оползни следует рассматривать как результат нарушения равновесия пород под воздействием выветривания или переувлажнения их атмосферными осадками или подземными водами, процесса горения отвальных пород, а также действия внешних сил (сейсмические толчки, увеличение нагрузки в верхней части склона, накопление отвальных пород и др.).

Обвал – это отрыв и перемещение массы отвальных пород вниз по склону, их опрокидывание и дробление. Обвалы происходят в результате ослабления связности отвальных пород и действия силы тяжести. Их возникновению способствует неправильное ведение работ при разборке отвалов, сводящееся к образованию крутых или вертикальных откосов, особенно в условиях трещиноватости и слоистой структуры откоса отвала.

По данным анализа, оползневые деформации наиболее часто возникали на действующих и недействующих терриконах и хребтовидных отвалах, однако действующие терриконы (особенно горящие) все же чаще подвергались оползням.

Деформации породных отвалов возникают вследствие изменения физико-механических свойств пород как в поверхностном лосе, так и на различной глубине отвалов; превышения несущей способности грунтов, служащих основанием отвалов; нарушения устойчивости откосов отвалов при разборке прямым забоем от основания и др.

Просадки, трещины и разломы на отвалах могут явиться следствием как неустойчивости их оснований, так и горения отвала отдельными очагами. Последнее по мере выгорания горючих материалов вызывает неравномерное опускание отдельных частей отвала, особенно его вершины, когда угол естественного откоса отвала превышает угол внутреннего трения отвальных пород, возникают осыпи из отдельных частиц и кусков породы, сползающих по откосу к подошве отвала; осыпи характерны для участков горения отвальных пород.

При оползании пород со склонов негорящих отвалов опасность представляет механическое воздействие перемещающегося кускового материала, а на горящих, помимо механического воздействия, еще и тепловое воздействие нагретого или раскаленного кускового материала и облака раскаленной пыли и нагретых газов.

Физико-механические и химические свойства пород в отвале под воздействием приземного слоя воздуха (климатическое воздействие), процессов горения, естественного увлажнения пород изменяются непрерывно как по всей поверхности, так и в толще отвалов.

Климатические воздействия. Физико-механические свойства отвальных пород изменяются под воздействием климата, главным образом, в поверхностном слое, выражающимся в значительных колебаниях температуры воздуха, периодической подсушке и увлажнении пород.

Воздействие климата сказывается в первую очередь на изменении угла естественного откоса пород, в связи с чем они стремятся занять новое, естественное для них положение, и проявляется на отвале в виде перемещения самых мелких частиц породы (аэрозоль) движущимся потоком воздуха, медленного сползания мелких кусков породы в сухую погоду (осыпь) и перемещения мелких кусков породы водой (сель).

Мельчайшие частицы породы (пыль), уносимые ветром в виде аэрозоля, распространяются на большой площади вокруг отвалов.

Во время выпадения атмосферных осадков или при орошении отвалов водой мелкие частицы пород с большей или меньшей скоростью в зависимости от объема поступающей на поверхность отвала воды, перемещаются к его основанию. На поверхности отвала образуются размывы (рис. 6.2), а у основания отвала и на некотором расстоянии от него (при спокойном рельефе местности в 5-10 м от основания) образуется заметное скопление частиц (оплывы) породы.

Таким образом, под влиянием климата породные отвалы деформируются весьма медленно, а последствия деформаций в преобладающем большинстве случаев не являются катастрофическими.

Горение отвальных пород. В процессе горения отвальная порода претерпевает существенные химико-физические изменения: горючая масса отвала сгорает, а негорючая часть подвергается обжигу; при этом часть породы под воздействием высоких температур образует спекшийся конгломерат или же шлак.

В процессе обжига негорючая часть отвальной массы претерпевает изменения, среди которых следует отметить изменения в гранулометрическом составе и угле естественного откоса. Интенсивность изменения физико-механических свойств пород определяется их минералогическим составом.

К примеру, процесс разрушения глинистых сланцев под воздействием высоких температур происходит значительно быстрее, чем известняков. Так, в интервале температуры 100-120°C из глинистых сланцев удаляется гигроскопическая вода, а при температуре более 450°C происходит отщепление из них гидратной воды. При 700°C за счет расплавления легкоплавких примесей, образующих эвтектические смеси*, начинает образовываться жидкая фаза.

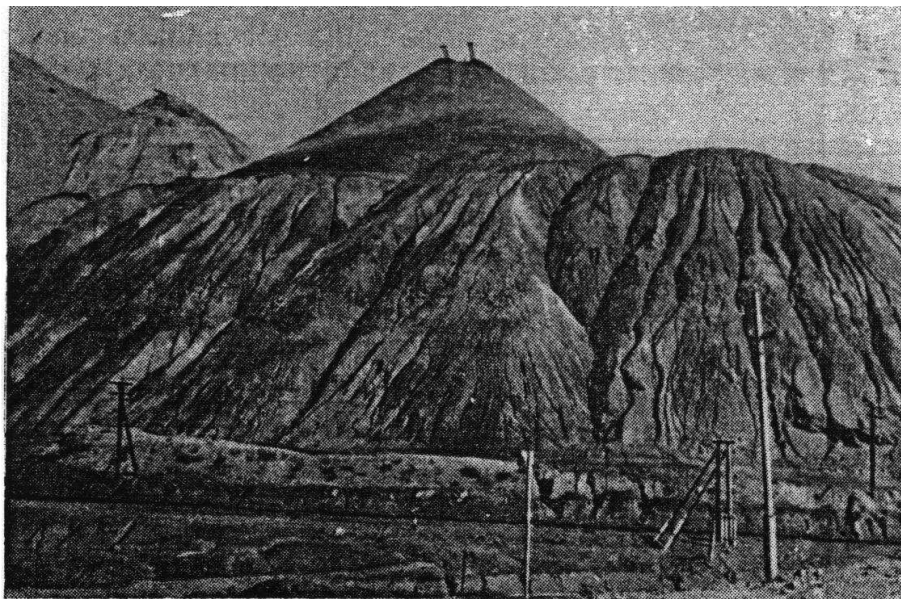


Рис. 6.2. Характер деформации поверхности отвалов под воздействием климатических процессов

Это явление характеризует собой начало спекания, которое происходит в определенном температурном интервале**. Если температура превышает интервал спекания, то начинается процесс плавления глинистых сланцев. Температура плавления глинистых сланцев понижается при наличии в них окислов железа, марганца, калия, кальция, магния и др. Обжиг известняков протекает при температуре 900-1300°C, а их плавление – при 2572°C. Температура плавления песчаников зависит от их минералогического состава и понижается при наличии в их составе в качестве примесей значительного количества полевого шпата.

Чистый полевой шпат (ортоклаз или микроклин) плавится при температуре 1180-1200°C, превращаясь при этом в вязкую массу. Содержание натрия в полевоом шпате понижает температуру его плавления и уменьшает вязкость расплавленной массы. В процессе горения в зоне максимальных температур происходит плавление золы. Температура плавления (начало деформации) золы различных видов ископаемых топлив колеблется в пределах 800-2000°C.

* Составы, обладающие наиболее низкой температурой плавления по сравнению с температурами плавления отдельных компонентов смеси при условии, что они не образуют химического соединения.

** Под интервалом спекания понимают интервал температур между началом спекания и началом плавления, когда начинается деформация нагреваемого образца.

По степени плавкости различают два вида золы: тугоплавкую и легкоплавкую.

В настоящее время степень плавкости золы ископаемых топлив характеризуют тремя температурными характеристиками: температурой начала деформации (плавления) - $t_{н.д}$, температурой размягчения - t_p и температурой жидкоплавкого состояния $t_{жс}$. Степень плавкости золы по ее составу характеризуется следующим эмпирическим соотношением:

$$a = \frac{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3}{\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{CaO} + \text{MgO}}, \% \quad (6.6)$$

Эта характеристика в самых общих чертах дает качественное представление о плавкости золы: чем меньше величина a , тем зола более легкоплавка. Температура плавления золы понижается при наличии в отвальных породах серного колчедана, а также в присутствии в золе отвальных пород закиси железа, окислов магния и кальция, которые обычно содержатся в зольных остатках отвальных пород (табл. 6.6).

Таблица 6.6

Химический состав золы отвальных пород, %

Предприятие	Зольность пробы	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃
Чумаковская ЦОФ	72,4	36,54	12,59	19,04	1,46	1,49	1,37
Моспинская ЦОФ	76,57	39,88	7,44	25,24	1,3	1,25	1,46

Влияние содержания окислов железа на степень плавления золы зависит, главным образом, от среды, в которой протекает процесс горения: окислительной, восстановительной или же полувосстановительной. В первой из них закись железа (FeO) окисляется до более прочного соединения – окиси железа (Fe₂O₃), которое менее активно взаимодействует с силикатной основой шлака по сравнению с закисью железа.

Наименее активна закись железа в условиях восстановительной среды, где она восстанавливается до чистого железа и в этом виде не принимает участия в дальнейших реакциях, происходящих в золе. Закись железа наиболее активна при плавлении золы в полувосстановительной среде, где она при высоких температурах образует легкоплавкие силикаты во взаимодействии с силикатной основой золы (SiO₂, Al₂O₃).

Влияние серного колчедана на степень плавкости золы состоит в том, что нагретый колчедан взаимодействует с парами воды с образованием закиси железа. В процессе слоевого горения наблюдается так называемое «озоление» кусков угля, состоящее в том, что горящие куски угля покрываются в поверхностном слое золой, которая постепенно образует вокруг них воздухонепроницаемую изолирующую оболочку. Установлено, что в этих условиях для топливных шлаков и золы характерно содержание частичек несгоревшего топлива до 30-40%.

Наличие расплавленной золы, и в первую очередь ее легкоплавких компонентов, обуславливает образование на породных отвалах как шлака, так и спекшихся конгломератов. В состав последних входят как зола, так и отвальные породы, примыкающие к зоне шлакования или же спекания.

Возникновение в горящем слое породных отвалов высокой температуры, достаточной для плавления золы, зависит от содержания в нем горючих веществ, интенсивности горения и теплопроводности отвальной массы. Интенсивность горения отвальных пород при прочих равных условиях зависит от марки угля, содержащегося в отвальных породах, так как высокая интенсивность горения характерна только для длиннопламенных и газовых углей (рис. 6.4). Интенсивность горения отвальных пород определяется также скоростью движения воздуха, проходящего через горящий слой (рис. 6.5): с увеличением скорости до определенных пределов максимальная температура в горящем слое возрастает.

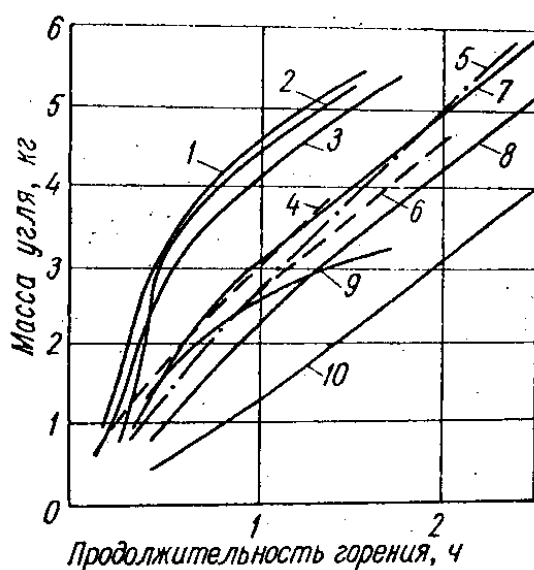


Рис. 6.4. Кривые интенсивности горения углей и антрацитов: 1, 2 — уголь марки Д; 3, 5 — уголь марки Г; 4, 8, 9 — уголь марки ПЖ; 6 — уголь марки ПС; 10 — антрацит

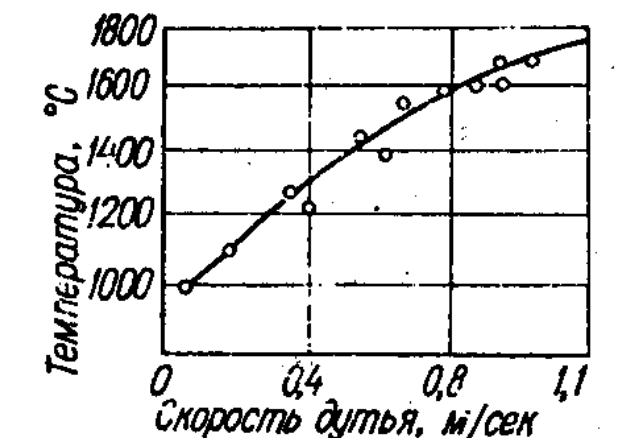


Рис. 6.5. Зависимость температуры в слое горящего электродного угля от скорости дутья

Поступление в горящий слой воздуха обуславливается, в основном, тепловой депрессией и аэродинамическим сопротивлением слоя. Если же в отвальной массе содержатся угли с большим выходом летучих, то воздух будет проникать в горящий слой также за счет перепада давления, создаваемого потоком летучих.

Закономерность движения газов через слой зернистого материала, расположенный перпендикулярно направлению движения газов, описывается следующим выражением:

$$\Delta p = \frac{l\bar{\omega}^2\gamma_0(1-\varepsilon)\varphi_\phi\lambda_3}{d_3 2q\varepsilon^3}, \quad (6.7)$$

где Δp - перепад давления в слое; λ_3 - коэффициент трения; l - высота (мощность) слоя; d_3 - диаметр зерен; γ_0 удельный вес зерен; ε - пористость слоя (отношение объема пор к общему объему); $\bar{\omega}$ - средняя скорость движения газов в слое; φ_ϕ - коэффициент формы частиц; q - ускорение свободного падения.

Отсюда

$$\bar{\omega} = \sqrt{\frac{\Delta p d_3 2q\varepsilon^3}{l\gamma_0(1-\varepsilon)\varphi_\phi\lambda_3^3}}. \quad (6.8)$$

Из выражения видно, что с увеличением диаметра зерен средняя скорость движения газов в слое, а, следовательно, и интенсивность горения слоя возрастают.

Мощность горящего слоя на породных отвалах и температура в слое горения зависят от количества горючих в отвальной массе, интенсивности и способа отсыпки пород, а также от минералогического состава отвальных пород, который определяет структуру отвала.

Если на отвал поступают в преобладающем количестве известняки, то горение на таких отвалах носит интенсивный характер; при этом мощность горящего слоя, по сравнению с отвалом, сложенным глинистым сланцем при сопоставимых условиях будет значительно меньше.

Необходимым условием возникновения зон спекания, кроме высоких температур, является также определенное соотношение содержания в очаге горения горючих и негорючих компонентов. В центре очага горения, где преобладают горючие компоненты отвальной массы, интенсивнее всего происходит и накопление золы, часть которой под воздействием высоких температур может находиться в жидкой фазе (расплавленном состоянии). В пограничной зоне очага горения, где температура отвальной массы ниже, происходит обжиг и плавление негорючих компонентов отвальной массы с образованием конгломерата.

Таким образом, спекание отвальной массы на горящих отвалах возникает при соответствующих минеральном составе породы, мощности горящего слоя, марках углей и наличии в них серного колчедана. Можно предположить, что благоприятные условия для возникновения спекания создаются при поступлении в отвалы породы, содержащей угли марок Д или Г. Температура плавления золы снижается с увеличением содержания в породе серного колчедана и закиси железа.

Как уже отмечалось, под воздействием высоких температур у овальных пород изменяются как угол внутреннего трения, так и угол естественного откоса.

Так, Ю.А. Рыжков [169], исследуя углы естественного откоса перегоревших пород с отвалов шахты «Коксовая» № 1, установил, что наблюдается уменьшение значения угла естественного откоса с увеличением крупности пород и увеличение его для влажных пород по сравнению с породами естественной влажности (табл. 6.7).

Таблица 6.7

Значения углов естественного откоса в зависимости от крупности и влажности породы

Крупность породы, мм	Угол естественного откоса					
	для породы естественной влажности			для влажной породы		
	минимальный	максимальный	средний	минимальный	максимальный	средний
0-3	34° 20'	364° 20'	35° 10'	38° 20'	39° 40'	39° 10'
3-6	32° 50'	34° 20'	33° 20'	35° 50'	36° 40'	36° 20'
6-12	31° 10'	33° 50'	32° 40'	35° 10'	36° 20'	35° 50'
12-25	30° 40'	32° 20'	31° 20'	32° 00'	33° 20'	32° 50'
25-50	29° 50'	31° 50'	30° 40'	31° 30'	33° 10'	32° 10'
50-100	28° 20'	31° 00'	29° 30'	30° 35'	33° 00'	31° 00'

Переувлажнение отвальных пород. Увлажнение отвальных пород грунтовыми водами, атмосферными осадками или при искусственном орошении отвалов (смыв пород мелких фракций с вершины отвала, охлаждение нагретых масс водой и др.) происходит в большей или меньшей мере как в процессе отвалообразования, так и после прекращения отсыпки породы в отвал. Значительное увлажнение отвальных пород происходит также при складировании в отвал шламов.

Степень увлажнения отвальных пород сказывается, главным образом, на величине угла естественного откоса. В табл. 6.8 приведены значения углов естественного откоса для сухих, влажных и мокрых пород.

Таблица 6.8

Значения углов естественного откоса при различной влажности горной породы

Горная порода	Угол естественного откоса, град, для породы		
	сухой	влажной	мокрой
Песок	28-35	30-40	22-27
Суглинок	40-50	35-40	25-30
Глина жирная	40-45	35	15-20
Растительный грунт	40	35	25
Разрыхленные скальные породы различной крупности	32-45	36-48	30-40

К сухим принято относить естественно влажные сыпучие породы, которые содержат только конституционную и гигроскопическую воду. К влажным (сырым) относятся такие сыпучие породы, которые содержат, наряду с конституционной и гигроскопической, еще и пленочную воду. Сыпучие породы, содержащие дополнительно свободную воду между твердыми частицами, относятся к мокрым.

На основе практических наблюдений установлено увеличение угла естественного откоса до некоторого предела по мере увлажнения материала, слагающего этот откос, но затем, при дальнейшем увеличении содержания влаги, угол естественного откоса снижается. Это положение подтверждают исследования института «Укрнии-углеобогащение». Зависимость угла естественного откоса флотационного концентрата крупностью менее 0,5 мм от влажности приведена ниже:

Влажность флотационного концентрата, %	Угол естественного откоса, град.
3	40
8	50
15	40
24	20

После полного насыщения пород водой, т.е. когда наблюдается переход из трехфазной среды (порода – вода – воздух) в двухфазную (порода – вода), в них развивается внутреннее гидродинамическое давление, которое снижает силы трения. Мощность поверхностного слоя отвалов, в котором происходят изменения физико-механических свойств отвальных пород в результате увлажнения, зависит от фильтрационных свойств и теплового состояния пород этого слоя.

При регулярном смыве отвальных пород с вершины терриконов, а также при фильтрации воды через откосы отвалов происходит вынос из откосов отдельных (несвязанных) частиц. Это воздействие водного потока на откос называется суффозией.

Фильтрационные свойства отвальных пород определяются кусковатостью, их механической прочностью, степенью выветренности и теплового воздействия. Неперегоревшие породы обладают несколько меньшей фильтрационной способностью в сравнении с перегоревшими.

Деформация оснований отвалов. Прочность и устойчивость инженерных сооружений (в том числе и породных отвалов), возводимых на грунтах, определяются не только напряжениями в грунте по контакту с сооружением или же свойствами слоя грунта, непосредственно примыкающего к сооружению, но также напряжениями, возникающими в нижележащих слоях грунта, и их свойствами. Вопрос осадки сооружения должен решаться с учетом значения и распределения напряжений в слоях грунта на значительную глубину от подошвы сооружения.

Считается установленным тот факт, что допускаемые давления на грунт определяются, во-первых, физическими свойствами грунтов основания (плотность, сопротивление сдвигу и др.) и, во-вторых, свойствами самих сооружений, возводимых на грунте, в частности, их жесткостью и чувствительностью к осадкам.

В соответствии со строительными свойствами грунтов выделяют три фазы их напряженного состояния. Первая фаза затухающих деформаций возникает тогда, когда в массивных (скальных) горных породах они являются, главным образом, фазой упругих деформаций, а в рыхлых породах – фазой уплотнения, уменьшения их пористости.

С увеличением нагрузки в грунтах возникает вторая фаза деформаций – фаза сдвигов, т.е. незатухающих деформаций ползучести, которые имеют вид следующих

друг за другом скольжений. Для массивных горных пород и сплошных тел – это фаза пластического течения, а для грунтов – фаза постепенного развития областей предельного равновесия. Для этой фазы характерно увеличение осадков, которые бывают неравномерными в разных местах сооружения. Для большинства инженерных сооружений эта фаза рассматривается как критическая, недопустимая в основаниях сооружений и массивах грунта вследствие нарушения условий их прочности и устойчивости.

При дальнейшем увеличении нагрузок происходит увеличение скорости деформации грунта, а площадки сдвигов сливаются в одну криволинейную поверхность скольжения. Пластическое течение грунта основания приводит к неравномерным просадкам сооружения с образованием вокруг сооружения вала из сыпучего грунта.

Третья фаза характеризуется постоянным возрастанием скорости деформации, почему ее называют фазой прогрессирующего течения. Для твердых массивных тел – это фаза разрушения, для грунтов – фаза выпирания. Третья фаза наступает внезапно и носит скоротечный характер.

В связи с этим существуют две критические нагрузки, разделяющие фазы между собой: первая – критическая нагрузка соответствует наступлению фазы сдвигов, вторая – фазы выпирания.

6.3.4. Рекультивация поверхностей породных отвалов для сельскохозяйственного использования

В крупных угледобывающих регионах промышленные предприятия, относящиеся к различным отраслям, широко пользуются в своей хозяйственной деятельности продуктивными сельскохозяйственными угодьями. Для предприятий агропромышленного комплекса высокоплодородные земли – основа земледелия, без которого производство продуктов питания просто немыслимо. Коммерческий интерес угледобывающих предприятий лежит глубоко в недрах, и восстановление почвенной оболочки, которую необходимо удалить с территории угольного месторождения и нанести на поверхности отвалов – это отвлечение от основной деятельности (добыча угля) финансовых, людских и материально-технических ресурсов.

Сегодня на территориях, прилегающих к горным отводам угольных разрезов, практически каждый свободный гектар задействован в возделывании сельскохозяйственных культур.

В условиях обозначаемого дефицита площадей сельхозугодий возникает естественный вопрос – в какой мере и насколько эффективно используются предприятия АПК рекультивированные угольными разрезами земли после их возврата в сельскохозяйственный оборот. Проблемы использования в сельском хозяйстве восстановленных изъятых из оборота под нужды открытой угледобычи земель исследовались применительно к условиям Рыбинского района Красноярского края, на территории которого 60 лет функционирует крупнейший в отрасли угольный разрез «Бородинский». Для ответа на этот вопрос летом 2008 и 2009 г.г. были продолжены комплексные исследования на территории рекультивированных отвалов, начатые весной 2007 г. [170].

Площадь внешних отвалов, отсыпанных угольным разрезом «Бородинский» в 1970-1980 г.г. и в последствии рекультивированных для сельскохозяйственного использования составляет 211 га. В наших исследованиях каждому из двух отвалов присвоено условное название – «Западный», «Северный». Площадь каждого – 38 и 104 га соответственно.

Широкий ассортимент локального фитоценоза, произрастающего на них, сложный микрорельеф поверхности отвала, неизученный агрохимический состав рекультивированных почв – все это явилось основой для проведения комплексных исследований, конечная цель которых – дать научно обоснованный ответ на вопрос: почему в настоящее время в районе с развитым земледелием ни один из рекультивированных отвалов не задействован в сельском хозяйстве.

В связи с этим в отвалах «Северный» и «Западный» в 2008-2009 г.г. проводились комплексные исследования, включающие:

- определение агрохимических показателей плодородия почвенного слоя как нанесенного на поверхность отвала, так и находящегося в естественном природном состоянии;
- определение геометрических параметров микрорельефа поверхности отвала;
- определение количества камней, находящихся на поверхности отвалов;
- изучение структуры фитоценоза на территории отвалов.

Исследование агрохимических показателей почв рекультивированных отвалов

На предварительном этапе на поверхности отвалов выносились контуры исследуемых участков, составляющих 10%-ную выборку согласно основным положениям по планированию статических выборочных наблюдений [171]. Всего обследованы 19 почвенных участков суммарной площадью 15 га.

В состав полевых работ в этом блоке входили: создание прикопов в верхнем почвенном слое, оформление их вертикальных сечений с целью получения фотоснимков, отбор почвенных проб для агрохимического исследования в соответствии с отраслевыми рекомендациями и по ГОСТ 28168-89, ГОСТ 17.4.4.02-84 [172].

Установлено, что мощность нанесенного ПСП не соответствует требованиям, предъявляемым к сельскохозяйственному направлению рекультивации. Максимальная мощность соответствует требованиям к созданию пахотных угодий. Пестрота плоскостей разрезов говорит о значительном засорении нанесенного плодородного слоя почвы (ПСП) подстилающими вскрышными породами. Такое засорение возникает за счет действия различных факторов, и, прежде всего, носящих информационный характер.

Таблица 6.9

Агрохимические показатели почв в естественном природном состоянии и после рекультивации

Наименование показателя	Уровень показателя		
	В почвах, в природном состоянии	В почвах отвала «Северный»	В почвах отвала «Западный»
Содержание гумуса, %	8,4-10,0	4,2-7,5	5,6-7,6
Содержание ионообменного калия, мг/кг	70-410	70-122	70-120
Содержание подвижного фосфора, мг/кг	54-157	42-159	48-155
Содержание физической глины, %	35	52	47

На третьем этапе в ходе лабораторных исследований, агрохимические показатели почв: органическое вещество (гумус), подвижные соединения фосфора и калия, емкость катионного обмена, валовые фосфор и калий, нитратный азот, аммонийный азот, общий азот, *pH* (*KCl*) определялись в соответствии с государственными стандартами на эти виды работ. Основные показатели представлены в табл. 6.9.

Анализ изменения агрохимических показателей указывает на снижение уровня содержания гумуса на 3% и увеличение содержания физической глины с 35 до 52% в рекультивированных землях относительно земель, находящихся в природном состоянии. Содержание калия и фосфора практически осталось неизменным.

Исследование рельефа поверхностей отвалов

Предварительный визуальный осмотр поверхности отвала выявил наличие множества локальных понижений, что говорит о значительной по площади эрозии. В этой связи с целью измерения геометрических параметров элементов микрорельефа, а также определения площади эрозии проводились соответствующие инструментальные полевые работы, конечная цель которых – определение соответствия рельефа поверхностей сданных отвалов техническим условиям. Результаты статистической обработки материалов проведенных полевых работ по обмену элементов микрорельефа представлены в табл. 6.10.

Таблица 6.10

Результаты исследования рельефа поверхностей отвалов

Наименование показателя	Отвал «Северный»	Отвал «Западный»
Исследуемая площадь, га	110	38
Объем выборки, %	10	10
Количество понижений рельефа, ед./га	148	86
Минимальный размер понижений, м×м	1,5×3,8	3,0×6,0
Максимальный размер понижений, м×м	3,2×18,0	6,0×20,0
Минимальная глубина понижений, м	0,15	0,2
Максимальная глубина понижений, м	0,8	0,4
Площадь поверхностной эрозии, га	89,2	14,1

На наш взгляд, поверхность отвала «Западный» является более благоприятной для прохода сельхозтехники, т.к. в целом ее рельеф достаточно спокойный, чего не скажешь о поверхности отвала «Северный». На территории последнего в ходе выполнения полевых работ выявлено равномерное территориальное расположение понижений рельефа на все исследуемой площади. Подобный микрорельеф делает проблемным передвижение сельскохозяйственной техники в ходе земледельческих работ: пропашных тракторов с навесным и прицепным оборудованием и зерноуборочных комбайнов.

Исследование засоренности поверхностей отвалов каменными конкрециями

В ходе осмотра поверхностей отвалов свое внимание исследователи остановили на наличии камней, находящихся на поверхности отвалов и частично выступающих над поверхностью нанесенного почвенного слоя. Количество обнаруженных камней на исследуемых участках и их геометрические размеры представлены в табл. 6.11.

Как известно, камни, находящиеся на поверхности полей севооборота, уменьшают размеры обрабатываемой площади, вызывают частые поломки и усиленный износ сельскохозяйственных машин и орудий [173]. Поэтому, для создания культурного пахотного слоя камни, находящиеся на поверхности почвы и скрытые на глубине до 30 см в обязательном порядке должны быть удалены за контуры полей. Наличие камней необходимо учитывать при планировании соответствующих работ по подготовке поверхностей отвалов для реального использования в земледелии.

Таблица 6.11

Результаты исследования засоренности поверхностей отвалов

Показатели	Средний уровень
Количество камней, шт./га	4
Размеры на уровне рекультивированной поверхности:	
- сечение в плане м×м	40×50
- высота выступающей части камня над поверхностью, м	0,28

Примечание: распространение камней обнаружено в периферийной части отвалов шириной 60-80 м.

Исследование структуры растительного мира

При проведении полевых исследований растительного мира, произрастающего на рекультивированных поверхностях отвалов, выявлены особенности локального фитоценоза. В первую очередь был установлен каркас фитоценоза для каждого отвала. В ходе визуального осмотра установлено преобладание молочая, осота, мятлика, чертополоха в структуре растительного мира отвалов. На отвале «Северный» этот ряд расширяется за счет включения в него хвоща, дудника лесного и чины луговой.

Буквально все растения, доминирующие в растительном мире, произрастают в виде одиночных особей, так и семействами от 2-5 до 30-40 и более единиц. Часто встречаются участки, заселенные на 92-95% одним видом растений, составляющих каркас фитоценоза.

Молочай и осот образуют густопереплетенные стеблевые и корневищные заросли. Хвощ, мятлик и чертополох образуют как отдельные поляны, так и произрастают в сочетании со всеми видами фитоценоза. В ходе полевых исследований было установлено произрастание на отвалах широкого спектра лекарственных трав.

Площади отдельных видов этого фиторяда незначительны, хотя такие, как кипрей, лопух, володушка, земляника лесная и др. часто произрастают в виде отдельных, довольно больших по площади участков. В результате выделено три основные группы растений: доминирующие – составляющие основу каркаса фитоценоза; от-

дельная группа – лекарственные растения, употребляемые в медицине и перспективные для ввода в медицину [174], а также прочие виды растений, не поименованные в первых двух группах.

Замер площадей распространения позволил определить структуру заселенности поверхностей отвалов тем или иным видом растений (табл. 6.12).

Такая структура фитоценоза свидетельствует о том, что в таком виде использовать поверхность отвала в качестве пастбищных или сенокосных угодий не представляется разумным, т.к. при поедании коровами полыни и хвоща, молоко становится кровавым, молочные продукты приобретают неприятный вкус и запах, а при поедании щавеля конского оно свертывается и плохо сбивается [172]. Вследствие этих обстоятельств в настоящее время поверхности отвалов в агропромышленном комплексе не используются.

Таблица 6.12

Структура растительного мира

Наименование вида	Площадь распространения, га	
	Отвал «Северный»	Отвал «Западный»
Растения-доминанты		
Хвощ	18	-
Осот	6	1,5
Молочай	4	1,2
Мятлик обыкновенный	23	12
Василек шероховатый	8	6
Чина луговая	6	3
Растения, употребляемые и перспективные для ввода в медицину		
Володушка золотистая, кипрей узколистный, герань полевая, полынь, борщевик рассеченный, чина луговая, тысячелистник обыкновенный, земляника лесная, ярутка полевая, истод сибирский, щавель конский, клевер, подорожник (два вида), лопух войлочный и т.д.	5,4	2,8
Прочие виды		
Крапива жгучая, камыш осоковый и т.п.	45,6	14,5

В целом результаты исследований растительного мира говорят о сокращении видового разнообразия рекультивированного отвала в сравнении с естественным ландшафтным, а также об изменении структуры в сторону преобладания видов, входящих в сорняковый ряд.

Позитивным обстоятельством мы посчитали обилие всевозможных насекомых.

Итак, внешние отвалы, рекультивированные угольным разрезом «Бородинский» в таком состоянии, в котором они находятся сегодня, экономической ценности для агропромышленного комплекса не представляют, вследствие этого ни один из отвалов сегодня в сельском хозяйстве не используется. Рекультивированные поверхности отвалов общей площадью 211 га характеризуются низкими агрохимическими по-

казателями; наличием на поверхности камней; сложным волнистым микрорельефом, а также произрастанием на них сорняков. Для ввода в эксплуатацию этих отвалов необходимы значительные капвложения.

6.3.5. Породные шахтные отвалы как особый экологический объект

Отвалы угольных шахт Донбасса (терриконики) характеризуются сложными условиями для произрастания растений [175]. Здесь фактически отсутствует почва, а отвальная смесь представлена с примесью известняков и песчаников. Они содержат значительное количество горючих веществ – уголь, угольную пыль, шахтный мусор и древесину. Кроме того, при угольных разработках на поверхность выносятся каменноугольные сульфидсодержащие породы. Попадая в поверхностный слой породных отвалов, сульфиды подвергаются окислению. Этот процесс может протекать несколько десятков лет. Вследствие образования повышенных концентраций подвижных (активных) соединений железа и алюминия, высокой кислотности, возможного накопления чрезвычайно токсичных для растений сернокислых солей тяжелых металлов образуются комплексы с очень высокой токсичностью и низкой биологической продуктивностью.

В составе отвальных пород преобладают крупные фракции – камни, щебень. Грубый механический состав обуславливают их высокую аэрацию и низкую влагоемкость. Эти смеси, как правило, не обеспечены элементами минерального питания, особенно азотом.

Усложняет условия произрастания растений значительная приподнятость породных шахтных отвалов над окружающей поверхностью (высота террикоников иногда достигает 80 м и более), критическая крутизна склонов составляет 30-37°. Скорость ветра на отвалах больше, чем у подножия, в 4-6 и более раз, а температура нагрева поверхности отвалов в летний период иногда достигает 60-70°C. Крутые склоны плохо увлажняются, под действием сухих ветров быстро иссушаются, а зимой здесь наблюдается Глубоков промерзание. Отвалы угольных шахт характеризуются наличием активных термических процессов, они в сильной степени подвержены водной и ветровой эрозии, наблюдаются осыпи и оползневые явления. В результате на породных шахтных отвалах формируются специфические, довольно сложные, в целом неблагоприятные условия для прорастания растений.

Основная задача рекультивации породных шахтных отвалов заключается не только в консервации и ликвидации отрицательного воздействия на окружающую природную среду, но и в дальнейшем рациональном использовании этих объектов. При обосновании направления и вида (целевого использования рекультивированных площадей) рекультивации в каждом конкретном случае для определенного объекта анализируется состав и свойства грунтов отвалов, степень их пригодности для биологической рекультивации, местонахождение, социальное и природоохранное значение, экологическая целенаправленность.

Существует пять главных направлений рекультивации нарушенных земель (ГОСТ 17.5.1.02-85):

- сельскохозяйственная рекультивация – восстановление территорий для сельскохозяйственного использования (под пашню, сенокосы, сады, пастбища и т.д.);
- лесная – создание на нарушенных территориях лесонасаждений различного целевого назначения (противоэрозионных, водоохраных, зеленых зон, лесопарков, лесов производственного значения);

- рекреационное направление – создание на нарушенных землях объектов отдыха;
- водохозяйственное – создание в понижениях технологического рельефа водоемов различного назначения;
- санитарно-гигиеническое – биологическая или техническая консервация нарушенных земель, отрицательно воздействующих на окружающую природную среду.

Все эти направления преследуют единую цель – наиболее рациональное и эффективное использование нарушенных территорий, создание гармоничных ландшафтов, наиболее полно отвечающих хозяйственным, эстетическим и санитарно-гигиеническим потребностям общества, то есть рекультивация должна носить комплексный характер при одновременном использовании различных направлений и видов.

Отвалы угольных шахт, как правило, расположены в густонаселенных районах, преимущественно в черте городов и рабочих поселков. Естественно, население ощущает их отрицательное воздействие. С учетом этого обстоятельства, а также сложных экологических условий на этих объектах основными направлениями рекультивации должны стать санитарно-гигиеническое и рекреационное, то есть создание насаждений защитно-мелиоративного и паркового типов.

Учитывая разнообразие рельефа плоских отвалов – наличие плато (плоской вершины) и откосов различной экспозиции, часто наблюдаемую спаренность отвалов, их разновысотность, ступенчатость, следует создавать эстетические ландшафтные композиции, где наряду с посадкой древесных и кустарниковых пород производить посев трав и травосмесей.

Оценив условия произрастания растений и выбрав наиболее целесообразный вид освоения отвалов, разрабатывают требования к этапам рекультивации, определяют приемы и методы рекультивационных работ. Каждое направление и вид рекультивации имеют свои методы практических работ, приемы агротехники, ассортимент древесных и кустарниковых пород, трав и травосмесей.

Этапы рекультивации – это последовательно выполненные комплексы работ по рекультивации земель. Обычно выделяют два этапа: технический и биологический. Технический этап – горно-техническая или инженерная подготовка территории к разным видам целевого использования. Горно-техническая рекультивация включает рациональное формирование рекультивируемых площадей с учетом требований целевого использования. К ним относят планировку, выполаживание откосов, снятие, транспортировку и нанесение почв и плодородных пород, строительство дорог, гидротехнических и мелиоративных сооружений и т.д.

Биологический этап рекультивации породных шахтных отвалов включает мероприятия по созданию объекта с определенной биологической продуктивностью: это комплекс агротехнических и фитомелиоративных мероприятий.

В зависимости от вида рекультивации определяют круг требований, предъявляемых к каждому этапу. Наиболее целесообразно создавать на шахтных отвалах насаждения защитно-мелиоративного и по возможности паркового типа, а в целях создания эстетических композиций и более устойчивого защитно-мелиоративного покрова проводить посев трав и травосмесей. Исходя из этого, необходимо разрабатывать технические требования к рекультивируемым объектам, которые должны обеспечить эффективность последующей биологической рекультивации и целевого использования рекультивируемой площади. В данном случае горно-техническая подготовка территории отвалов должна способствовать созданию экологически устойчи-

вых фитоценозов с высокими защитными, санитарно-гигиеническими свойствами и иметь эстетический вид.

С этой целью разработаны требования к горно-техническому этапу рекультивации.

На стадии проекта переформирования конических породных шахтных отвалов (террикоников) в плоские разрабатываются первоочередные требования к подготовке поверхности отвалов для последующей биологической рекультивации. Перечень требований включают в общий технический цикл основного производства.

Общие требования к подготовке поверхности отвалов для озеленения включают формирование устойчивого откоса склоновых поверхностей, приемлемых для последующего озеленения; формирование поверхности плоской вершины; захоронение токсичных пород; уборку шахтного мусора, крупных камней и т.д.; тушение очагов горения и охлаждения породы; строительство дорог, подъездных путей, строительство оросительных систем (при необходимости); планировку прилегающей территории.

Подготовка поверхности плоской вершины отвалов предусматривает тщательную планировку поверхности; обвалование по периметру в целях задержания талых и атмосферных осадков, размыва и смыва грунтов; тушение очагов горения и охлаждение породы; химическую мелиорацию грунтов с кислой реакцией на глубину корнеобитаемого слоя, но не менее чем на 50 см; глубокое (до 40-80 см и более) рыхление грунтов; нанесение потенциально плодородного грунта мощностью, соизмеримой с распространением основной массы корней (50-100 см).

Подготовка поверхности откосов заключается в ликвидации последствий эрозионных и диффузионных процессов (засыпка промоин, мелких оврагов в процессе выполаживания отвалов); тушение очагов горения; химической мелиорации грунтов с кислой реакцией среды; террасировании откосов, строительстве противоэрозионных сооружений.

Террасировать рекомендуется после усадки переформированного отвала. Строительство террас предусматривает не только улучшение условий лесопроизрастаний, но и задержание стока. Поэтому их параметры выбирают с учетом технологии выращивания лесных насаждений, возможности механизации работ, покрытия полотна террас потенциально плодородным грунтом, высоты насаждений через 8-10 лет произрастаний, необходимости полного зарегулирования талого стока. Ширина полотна принимается 4-6 м, высота межтеррасного пространства – 6 м, что равно высоте древесных пород в 8-10 – летнем возрасте. Параметры поперечного профиля ступенчатой террасы определяются исходя из условий полного задержания талого стока 5-процентной обеспеченности (эта особенность принята в связи с опасностью возникновения значительных эрозионных процессов и большой стоимостью восстановительных работ).

Сток задерживается путем создания обратного уклона полотна террасы и строительства водозадерживающих валиков.

6.4. Контрольные вопросы

1. Классификация породных отвалов.
2. Чем доставляются отходы углеобогащения на породных отвалах?
3. Где рекомендуется размещать породные отвалы?
4. Какие отвалы склонны к самовозгоранию?
5. Каковы основные правила эксплуатации породных отвалов?

6. Какова санитарно-защитная зона породного отвала?
7. Технология тушения породного отвала.
8. Как происходит переформирование породного отвала?
9. Основные мероприятия по предотвращению самовозгорания породных отвалов.
10. Назовите стадии окисления отвальных пород.
11. Назовите факторы, которые напрямую влияют на опасность самовозгорания породных отвалов.
12. Виды деформации породных отвалов.
13. Сформулируйте понятия: осыпь, оплыв, размыв, просадка, трещина, оползень и обвал.
14. Назовите причины, из-за которых происходит деформация породных отвалов.
15. Как изменяются физико-механические свойства отвальных пород от климатического воздействия?
16. Как изменяются физико-механические свойства отвальных пород в процессе их горения?
17. Влияние скорости движения воздуха на интенсивность горения породных отвалов.
18. Для чего осуществляется уплотнение отходов на породном отвале?
19. Влияние влажности отвальных пород на углы естественного откоса.
20. Назовите причины деформации породных отвалов.
21. Всегда ли рекультивация породных отвалов позволяет осуществлять их перевод в сельскохозяйственное пользование?
22. Назовите пять главных направлений рекультивации нарушенных земель.
23. Назовите этапы рекультивации породных отвалов.
24. Цель технического этапа рекультивации породных отвалов.
25. Цель биологического этапа рекультивации породных отвалов.
26. С какой целью осуществляется террасирование породных отвалов?

РАЗДЕЛ 7. ТЕХНОЛОГО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ ИНЖИНИРИНГ ПРИ СКЛАДИРОВАНИИ ОТХОДОВ УГЛЕБОГАЩЕНИЯ В ИЛОНАКОПИТЕЛЕ

7.1. Общие сведения

В настоящее время на углеобогажительных фабриках применяются несколько схем обработки и складирования отходов флотации. Наиболее распространенной является схема, по которой отходы флотации осветляются сначала в радиальных сгустителях с использованием флокуляции, а затем сгущенный продукт направляется в илонакопитель. Чистый слив радиальных сгустителей и илонакопителя возвращается в оборотный цикл фабрики для повторного использования. Эта схема позволяет получать примерно половину осветленной воды непосредственно на фабрике, сокращая расходы на транспортировку отходов флотации в илонакопитель и осветленной воды на фабрику. Реже применяется схема с подачей отходов флотации непосредственно в илонакопитель. В последние годы были испытаны схемы, которые отличаются наличием ленточных вакуум-фильтров в комплексе с гидроциклонами. Эти схемы предполагают предварительное извлечение из отходов флотации крупнозернистой части, сократив количество твердого, направляемого в илонакопители, и увеличивая тем самым срок их службы. Однако из-за небольшого количества в отходах флотации зерен крупнее 0,15 мм эти схемы не нашли широкого применения.

Схемы обработки отходов флотации с использованием илонакопителя отвечают условиям их складирования и осветления воды для повторного использования на углеобогажительных фабриках. Основными недостатками илонакопителей являются необходимость отвода земель, что в густо населенных районах Донбасса сопряжено с большими трудностями, относительно высокая стоимость и ограниченный срок службы. Кроме этого в илонакопителях теряется большое количество воды с испарениями и фильтрацией через земляные гидротехнические сооружения, а также расходуется электроэнергия на возврат осветленной воды на фабрику.

В последние годы применена технологическая схема обезвоживания отходов флотации с использованием крупнометражных фильтр-прессов. По этой схеме отходы флотации подвергаются высокоцентрированному сгущению в цилиндрических сгустителях с использованием флокулянтов. Сгущенный продукт с содержанием твердого 500-600 кг/м³ направляется в камерные фильтр-прессы, где обезвоживается до влажности 18-25%. Обезвоженный осадок транспортируется автосамосвалами в отвал отходов гравитационного обогащения. Фильтрат и слив цилиндрических сгустителей возвращается в оборотный цикл фабрики для повторного использования.

Для обработки отходов флотации по этой схеме не требуется отвод земельных участков. Кроме этого, такая схема обеспечивает поточность обработки отходов, их готовность к транспортировке в течение года. Весомость этого преимущества возрастает при термической просушке осадка, что позволяет отгружать их потребителям железнодорожным транспортом. Однако применение такой технологии связано с более высокими затратами.

Эксплуатационные затраты при использовании фильтр-прессовых отделений в 3-5 раз больше, чем при использовании илонакопителей. Однако срок службы илонакопителей с традиционной технологией их эксплуатации в несколько раз меньше, чем фильтр-прессовых отделений. Несмотря на это, схемы обработки отходов флотации с использованием илонакопителей более экономичны, что подтверждается технико-

экономическими расчетами проектных организаций. Поэтому применение фильтр-прессовых установок для обезвоживания отходов флотации следует считать целесообразным для относительно легко фильтруемых отходов флотации в местах расположения фабрик, где отсутствует возможность сооружения илонакопителей. Но даже при наличии фильтр-прессовых установок требуются небольшие шламовые отстойники или илонакопители для приема сбросов при плановых и неплановых их остановах. В настоящее время фильтр-прессовые установки для обезвоживания отходов флотации в Украине работают на ЦОФ «Чумаковская» и «Киевская», ОФ «Свято-Варваринская» и УПЦ1 АКХЗ.

Илонакопители получили повсеместное применение на углеобогатительных фабриках и пока являются основным сооружением для складирования отходов флотации и осветления хвостовых гидросмесей.

В состав илонакопителей входят системы гидротранспорта отходов флотации и осветленной воды, водосбросные сооружения, системы отвода атмосферных вод, ограждающие гидротехнические сооружения. Для аккумуляции осветленной воды иногда устраивают пруд осветленной воды, вблизи которого располагается насосная станция.

В процессе эксплуатации илонакопителей попадание в них атмосферных вод нежелательно, поэтому там, где это необходимо, устраивают пруды аккумуляторы атмосферных вод и водоотводные каналы.

В зависимости от рельефа местности применяют илонакопители различных типов, но наибольшее распространение на углеобогатительных фабриках получили овражные и овражно-равнинные, несмотря на то, что они обладают наибольшей водосборной способностью и требуют устройства соответствующих водоотводных сооружений. Однако эти илонакопители универсальны, требуют минимальных площадей полезных земель и имеют наименьшую протяженность ограждающих сооружений. Только в местах, где отсутствуют овраги и балки сооружают равнинные илонакопители.

Общими правилами, которыми руководствуются при выборе площади для размещения илонакопителей, являются следующие: она должна быть расположена преимущественно на слабо фильтрующих грунтах (суглинках и глинах) с минимальным стоком поверхностных вод с окружающих склонов, а также с наиболее экономичным отводом поверхностных стоков в обход илонакопителя. Ограждающие сооружения, как правило, возводятся сразу на всю высоту, но иногда их наращивают по мере заполнения чаши илонакопителя.

Тело плотин и дамб обычно сооружаются из местных грунтов (глин, суглинков), однако в зависимости от местных условий ограждающие сооружения могут отсыпаться из других грунтов. Главным критерием при этом является требуемая устойчивость и фильтрационная прочность дамбы в целом и составных ее элементов. С этой целью предусматриваются мероприятия для максимального понижения уровня депрессионной кривой с тем, чтобы фильтрационный поток не выходил на низовой откос. В последние годы при возведении ограждающих сооружений илонакопителя все чаще стали использовать отходы гравитационного обогащения или шахтную породу. Такие плотины были построены на илонакопителях ЦОФ «Селидовская», «Октябрьская», «Моспинская» и других.

Таким образом, можно констатировать тенденцию использования отходов гравитационного обогащения на сооружение плотин и дамб илонакопителей.

Совершенствование технологии складирования отходов флотации в илонакопителях с целью прекращения использования полезных земель должно идти в двух направлениях: освоении методов очистки ранее заполненных илонакопителей с целью повторного их использования и создание секционного илонакопителя с поочередным заполнением и очисткой секций. Для возведения ограждающих сооружений могут использоваться отходы гравитационного обогащения.

Совершенствование техники и технологии складирования отходов флотации в илонакопителях должно осуществляться с целью устранения недостатков, присущих традиционным методам, а именно: сокращения расхода земель и организации непрерывной технологии складирования отходов флотации, сохраняя при этом преимущества илонакопителей, т.е. меньшие эксплуатационные затраты, чем при использовании фильтр-прессовых установок.

Одним из вариантов такого совершенствования является секционный илонакопитель с поочередным заполнением и очисткой секций [178]. Технология эксплуатации такого илонакопителя должна обеспечить синхронность операции заполнения секций, отстоя осадка, извлечение частично обезвоженного и отстоявшегося осадка и непрерывную подачу осветленной воды в оборотный цикл фабрики. Работа секционного илонакопителя осуществляется следующим образом. Исходные отходы флотации подаются в секцию I, осветленная вода которой через сливную башню возвращается на фабрику. По мере заполнения секции осевшими частицами, увеличения пляжной зоны, сокращается площадь прудковой зоны, в которой происходит свободное осаждение твердых частиц. Это приводит к появлению в сливе тонких неосевших на малой площади прудковой зоны частиц, т.е. его загрязнению. С этого момента слив переключается в секцию II, предварительно заполненную чистой водой. Отходы флотации продолжают поступать в секцию I до тех пор, пока весь ее объем не будет заполнен твердыми частицами.

При движении гидросмеси отходов флотации в илонакопителе происходит классификация частиц по крупности благодаря различной скорости их падения. Сначала из потока выпадают наиболее крупные и плотные частицы. Осадок из таких частиц быстро уплотняется. Затем осаждаются более мелкие и менее плотные частицы. Самые тонкие частицы находятся в наибольшем удалении от загрузки. Если в начальной зоне при осаждении относительно крупных частиц в осадок увлекаются и тонкие частицы, то в конце секции образуется взвесь с весьма малой скоростью осаждения. Благодаря этому явлению обычный илонакопитель в зависимости от его объема заполняется твердым не более чем на 75-80%. Кроме этого образуется несколько зон осадка, отличающихся между собой физико-механическими свойствами: плотностью, компрессионной способностью, коэффициентом фильтрации, силой сцепления частиц, т.е. прочностью осадка. Это приводит к длительному отстоя осадка для осаждения тонких частиц и слива осветленной воды и лишь к частичной просушке осадка в случае очистки илонакопителя.

В секционном илонакопителе удастся избежать таких негативных явлений. Здесь заполнение секции происходит на полный ее объем твердым. Несевшие тонкие частицы перегоняются в следующую секцию. Кроме этого, при небольшой глубине потока, что предполагается в секционном илонакопителе, относительно крупные частицы относятся дальше, чем при высоком уровне воды. Таким образом, оба этих фактора будут способствовать получению относительно равномерного по гранулометрическому составу осадка в объеме секции илонакопителя.

По мере заполнения осадком первой секции илонакопителя, во вторую будет поступать все более крупные частицы, а после полного заполнения первой секции осадком, исходное питание переводится во вторую секцию. Здесь в головной части секции, при осаждении крупных зерен, интенсифицируется осаждение и тонких зерен, переведенных сюда с загрязненным сливом первой секции. Механизм этого явления сложен, однако главными факторами по-видимому являются лидирование крупных зерен и механическое влечение тонких зерен крупными. Явление лидирования выражается в том, что благодаря разности давлений перед подающим крупным зерном и за ним при вихревом обтекании, тонкие зерна попадая в зону пониженного давления увлекаются крупными зернами. Кроме этого крупные зерна являются центрами естественной коагуляции, которая частично имеет место при коллективности осаждения зерен различной крупности.

Таким образом, заполнение секций твердыми частицами на весь их объем, относительно малая глубина секций, осаждение более крупных зерен в головной части секции на слой тонких зерен способствует получению относительно однородного по гранулометрическому составу и другим физико-механическим свойствам осадка по всему объему секции. Поскольку заполнение секций осадком происходит в непрерывном режиме, должно соблюдаться следующее важное условие. Гранулометрический состав осадка в заполненной секции должен быть таким же, как в исходном питании. В противном случае будет происходить накопление тонких зерен в замкнутой системе поочередного заполнения секций илонакопителя. Этот вопрос должен быть рассмотрен наиболее тщательно, т.к. именно это условие является основой расчета геометрических и режимных параметров секций илонакопителя. Иными словами, длина и ширина секций должны быть такими, чтобы при заданном расходе гидросмеси отходов флотации, содержания в ней твердого с определенным гранулометрическим составом и при условии, что часть тонкого материала будет перепускаться из предыдущей секции в последующую, общий гранулометрический состав осадка секции будет таким же, как гранулометрический состав исходного материала.

Другим не менее важным условием, которое должно соблюдаться при непрерывном режиме работы илонакопителя является синхронностью времени заполнения секции осадком и очистки предыдущей секции от осадка. Очистка секции от осадка в свою очередь сопряжена с приведением его в соответствующее состояние по физико-механическим свойствам.

Наблюдения за работой илонакопителя, отбор проб осадка в период его заполнения и прекращения подачи отходов флотации показывает, что первоначально образуются рыхлые водонасыщенные отложения, обладающие малой прочностью.

В дальнейшем в результате действия междучастичных сил начинает образовываться осадок, обладающий свойствами прочности. Этот процесс протекает интенсивно в тех случаях, когда созданы условия для потери осадком гравитационной влаги, т.е. линия депрессии располагается ниже поверхности осадка. Таким образом, для ускоренной подготовки осадка к извлечению из секции необходим интенсивный дренаж. Он может быть обеспечен устройством в теле плотин и разделительных перегородок специальных дренажных систем, но возможно использование более простых способов, применяемых на некоторых илонакопителях углеобогатительных фабрик при подготовке осадка к очистке. После отключения илонакопителя на отстой, слива воды из прудковой зоны, драглайном вынимается осадок вдоль ограждающих сооружений, т.е. прокапывается траншея до дна илонакопителя. Скапливающаяся в траншее вода откачивается переносным насосом. По мере стока воды из пор осадка про-

исходит его уплотнение. Интенсивность и время уплотнения осадка зависят, главным образом, от величины коэффициента фильтрации, который в секционном илонакопителе более равномерен по объему осадка, чем в обычном, где имеет место уменьшение крупности зерен от загрузки к сливной башне.

Исследование осадков хвостохранилищ некоторых рудообогатительных фабрик показали, что прочность осадка, т.е. угол внутреннего трения, в основном зависит от средневзвешенной крупности и плотности объемной массы скелета. При увеличении высоты слоя осадка его прочность повышается интенсивно до глубины 4 м. На большей глубине прочность осадка повышается незначительно.

Особенностью заполнения секций секционного илонакопителя является перепуск тонких частиц с загрязненным сливом предыдущей секции в последующую начало подачи исходной гидросмеси в секцию в тот момент, когда в ней уже имеется некоторое количество тонких, не осевших в предыдущей секции частиц. Несмотря на такой технологический прием, необходимо чтобы выполнялось следующее условие. Гранулометрический состав осадка заполненной секции должен быть таким же, как гранулометрический состав исходных отходов флотации. Поэтому ширина и длина секции, а также метод (сосредоточенный или рассредоточенный) ввода гидросмеси отходов флотации в илонакопитель должны рассчитываться исходя из закономерности осаждения твердых частиц и их раскладки по крупности по длине секции.

Знание гранулометрического состава осадка в различных его точках необходимо также для определения его прочностных и компрессионных свойств и расчета времени, необходимого для подготовки осадка к очистке.

7.2. Эксплуатация илонакопителей

7.2.1. Общие требования

Для бесперебойной работы илонакопителя, обеспечения систематической укладки отходов флотации или илов и регулярного получения в требуемом объеме осветленной воды, направляемой в оборотный цикл фабрики, необходимо тщательно выполнять все основные требования эксплуатации илонакопителя [176].

Границы отчуждения территории илонакопителя должны быть обозначены ясно видимыми знаками. Трассы подземных коммуникаций в пределах зоны отчуждения должны быть обозначены на местности. К илонакопителю должна быть подведена дорога, обеспечивающая проезд транспорта в любое время года. Эксплуатационные автодороги должны предусматривать вокруг илонакопителя, на бермах и гребнях дамб и плотин, причем число въездов на ограждающие сооружения должно быть не менее двух. Использование гребня и берм дамб для регулярного проезда автотранспорта не допускается.

При вводе в эксплуатацию нового илонакопителя в нем должен быть накоплен небольшой объем воды, обеспечивающий непрерывность оборотного цикла водоснабжения.

Начинать эксплуатацию илонакопителя можно только при наличии требуемой технической документации, местной инструкции по эксплуатации илонакопителя, материалов, инструментов, инвентаря, предусмотренных утвержденным планом ликвидации аварий.

Подъем уровня воды в илонакопителе производится постепенно не более 0,5-1 м/сут. При этом необходим систематический контроль состояния верховых от-

косов ограждающих сооружений, работы дренажной системы и фильтрации из илонакопителя. В случаях оползания верховых откосов необходимо немедленно прекратить подъем уровня воды и установить причину нарушения целостности откоса и принять меры к его восстановлению.

Если фильтрационные потери превышают заданную проектом величину, необходимо получить заключение проектной организации о возможности эксплуатации илонакопителя без проведения специальных противофильтрационных мероприятий. В противном случае эксплуатация илонакопителя должна быть прекращена до устранения обнаруженных неполадок.

Максимальный уровень воды в илонакопителе устанавливается проектом, но он не должен превышать отметки, лежащей на 1,5 м ниже гребня плотины (дамбы). Временная эксплуатация илонакопителя при меньшем расстоянии уровня воды от гребня плотины (дамбы) допускается только с разрешения организации, разработавшей проект, и по согласованию с местными органами Гостехнадзора.

При нарушении сплошности тела плотины (дамбы), значительных оползнях откосов или деформациях, вызывающих угрозу разрушения ограждающих сооружений и вытекание пульпы за пределы илонакопителя, необходимо срочно прекратить его эксплуатацию, понизить до минимально возможной отметки уровень воды и выполнить мероприятия, предусмотренные планом ликвидации возможных аварий. Возобновление эксплуатации илонакопителя возможно после окончания ремонтных работ и их приемки комиссией предприятия с участием представителей организации разработчика проекта и Гостехнадзора.

Н а т у р н ы е н а б л ю д е н и я за состоянием илонакопителя делятся на систематические и периодические. В процессе систематически наблюдений устанавливаются состояние гребня, берм и откосов ограждающих сооружений, наличие выхода фильтрационных вод на поверхность откоса и в нижнем бьефе, просадок, оползней, воздействие льда на сооружения, степень обледенения, уровень воды в илонакопителе, наличие порывов и течей трубопроводов. Эти наблюдения выполняются обслуживающим персоналом.

Периодические наблюдения проводятся в сроки, указанные в местной инструкции. Они включают инструментальный контроль за осадками и смещениями сооружений и их оснований, фильтрационным режимом в основании и теле плотины (дамбы) и местах примыканий ограждающих сооружений с берегами. Сюда же включены наблюдения за работой дренажных и противофильтрационных устройств, бетонных и металлических конструкций водосбросных сооружений, износом стенок пульпопроводов, водным балансом илонакопителя. Периодические наблюдения осуществляют специальные службы или специалист-смотритель.

Кроме того, периодическим определениям подлежат качественно-количественные характеристики гидросмеси и твердой фазы исходных отходов флотации, сбрасываемой в поверхностные водоемы воды, а также режим подземных вод на окружающей илонакопителе территории.

Все гидротехнические сооружения не менее двух раз в год осматриваются специально созданной комиссией с целью проверки их состояния, уточнения объемов работ по ремонту, разработки предложений по улучшению их технической эксплуатации. Такие осмотры проводятся обычно весной и осенью.

Целью весенних осмотров, кроме названных, является определение состояния сооружений после их эксплуатации в зимних условиях, но главным образом определяются объемы работ по подготовке сооружений к приему и пропуску паводковых

вод. Намечаются объемы работ по текущему ремонту на летний период времени и по капитальному ремонту на следующий год.

Цель осеннего осмотра – разработка мероприятий по подготовке гидротехнических сооружений к работе в зимний период. К этому времени обычно планируется окончание летних ремонтных работ. Результаты весенних и осенних осмотров оформляются актами.

Натурные наблюдения за состоянием гидротехнических сооружений должны вестись с начала их возведения и продолжаться в течение всего периода эксплуатации.

Инструментальные наблюдения. На сооружениях I, II и III классов, а также на плотинах (дамбах) IV класса высотой не более 15 м натурные наблюдения должны проводиться с использованием контрольно-измерительных приборов и устройств. На плотинах (дамбах) I и II классов должны проводиться наблюдения за осадками и смещениями тела плотины (дамбы) с помощью определения перемещений точек, расположенных на гребне сооружения, его откосах и подошве, а также их прочности и устойчивости.

Для геодезических наблюдений за деформациями гидротехнических сооружений оборудуется опорная геодезическая сеть, состоящая из базисных и рабочих реперов (рис. 7.1). Реперы связаны между собой в плане и по высоте сооружений. Расстояние между ними обычно 10-20 м. Глубина заложения реперов должна быть больше глубины промерзания грунта. На берегах должно быть не меньше двух реперов. Величину осадки плотины определяют нивелированием реперов от опорных точек, называемых фундаментальными реперами. Данные нивелирования наносят на график, в котором по оси абсцисс откладывают время измерений в месяцах, а по оси ординат – величину осадок. Такой график позволяет судить о характере осадок во времени. Горизонтальные смещения плотины (дамбы) определяются геодезическими методами.

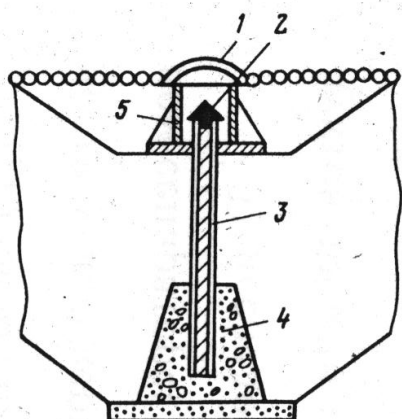


Рис. 7.1. Репер (поверхностная марка):
1 – крышка; 2 – головка марки;
3 – стойка марки; 4 – бетонный фундамент;
5 – защитная труба

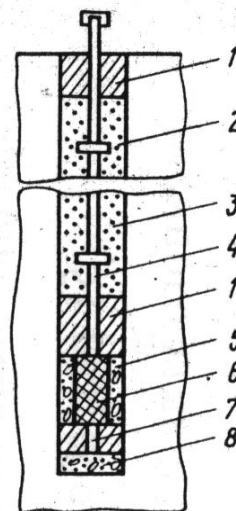


Рис. 7.2. Пьезометр:
1 – тампон; 2 – песчаная засыпка;
3 – скважина; 4 - пьезометрическая трубка;
5 – гравийная засыпка; 6 – водоприемник (фильтр); 7 – отстойник; 8 – гравийная подушка

Для наблюдения за фильтрацией воды через тело плотины (дамбы) и уровнем депрессионной кривой применяют пьезометры (рис. 7.2). Пьезометр состоит из пьезометрической трубы, водоприемника и отстойника. Водоприемник представляет собой перфорированную трубу, обернутую винипластовой гофрированной сеткой и стеклотканью. Пьезометры устанавливаются на расстоянии 200-300 м друг от друга, а в наиболее ответственных участках – через каждые 50-100 м. Для установки пьезометра пробуривается скважина диаметром 150-200 мм. Уровень воды в пьезометрах измеряется лотами. Для наблюдения фильтрации в обход плотины (дамбы) также используют пьезометрическую сеть. В этом случае пьезометры устанавливают в местах контакта плотины (дамбы) с берегами, а также в берегах выше и ниже плотины (дамбы). Периодичность наблюдения за уровнем воды в пьезометрах устанавливается местной инструкцией. Обычно она составляет 15-20 дн. Показания пьезометров наносят на график, на котором отмечают также горизонты верхнего и нижнего бьефов.

Все установленные пьезометры передают в эксплуатацию по акту, в котором указывают номера пьезометров, дату установки, результаты оценки чувствительности. К акту прилагаются: план и поперечное сечение сооружений с привязкой мест установки пьезометром, а также их паспорта. В процессе эксплуатации в паспорта вносят данные о работе и проведенных ремонтах.

Пьезометры должны быть защищены от засорения крышками. Ежегодно после весеннего паводка должны производиться контрольные промеры глубины пьезометров, проверка их чувствительности и контрольная нивелировка срезов труб (оголовков) пьезометром. При засорении (заилении) более 50% высоты рабочей части пьезометр должен быть очищен специальным инструментом. Промывка водой не рекомендуется, но допускается в исключительных случаях, когда другими способами очистка невозможна. После очистки пьезометра производится проверка его чувствительности наливом или откачкой воды с последующим наблюдением за восстановлением уровня фильтрационного потока. Пьезометр считается исправным, если время восстановления уровня близко к первоначальному, определенному при установке пьезометра. Ориентировочно в пьезометрах, водоприемники которых устанавливают в ограждающих сооружениях из суглинков и глин, уровень воды после налива или откачки должен восстановиться через 6-12 ч. В плотинах из песка и супесей – за 1 ч.

Эксплуатация водосбросных и гидрозащитных сооружений. В процессе эксплуатации водосбросных сооружений необходимо своевременно наращивать высоту водослива путем установки шандор либо щитов (шиберов), поддерживать требуемую высоту слива над порогом водослива, систематически контролировать уровень воды в прудковой зоне по водомерной рейке и качество слива (осветленной воды). Водомерная рейка, изготовленная из недеформированного материала с сантиметровыми делениями, устанавливается в районе водосбросного сооружения в удобном для наблюдения месте. Нуль рейки должен быть привязан к реперу.

Конструкция водозаборного устройства должна исключать приток в него воды при наращивании порога водослива выше горизонта воды в илонакопителе и обеспечивать возможность аварийного перекрытия донного водоспуска. Должен быть предусмотрен необходимый запас шандор, определяемый местной инструкцией по эксплуатации илонакопителя. При этом хранить запас следует в специально отведенных местах в районе илонакопителя, а непосредственно у водосбросного колодца следует иметь аварийный запас шандор в количестве, необходимом для перекрытия колодца на высоту, превышающую 0,5 м уровень воды в илонакопителе.

Для защиты водосбросных и водозаборных устройств от попадания плавающих в прудковой зоне посторонних предметов устанавливаются ограждения из металлических решеток, либо плавучие ограждения из бревен или понтонов.

По окончании эксплуатации илонакопителя водозаборные колодцы и донные водоспуски должны быть надежно затампонированы.

Если применяется сброс осветленной воды сифоном, то следует предусмотреть следующие основные мероприятия, обеспечивающие бесперебойную их работу. Оголовки сифонов должны быть оборудованы сорозадерживающей решеткой. Периодически действующие сифонные водосбросы, оборудование и трубопроводы для их зарядки должны быть защищены от коррозии и находиться в исправном состоянии. Не позднее, чем за две недели до начала весеннего паводка необходимо произвести ревизию сифона и проверить его готовность к работе.

В объем работ по эксплуатации илонакопителя входят наблюдение и содержание в исправном состоянии гидрозащитных сооружений илонакопителя, включающих напорные канавы и каналы, аккумулирующие емкости для приема и пропуска паводковых вод, каналы и тоннели для отвода постоянных или временных водотоков в обход илонакопителя. К сооружениям гидрозащиты должны быть устроены надежные подъезды для возможности их осмотра и ремонта в течение всего года.

Эксплуатация дренажных устройств заключается в периодических осмотрах и устранении мелких неисправностей, систематических наблюдениях за положением уровня грунтовых вод в теле и основании ограждающих сооружений и на прилегающих к илонакопителю территориях, за расходом дренажных вод. Эти наблюдения дают основание судить об эффективности работы дренажных систем.

Систематический контроль за работой дренажных устройств позволяет своевременно проводить текущий и капитальный ремонт, ликвидировать возможные аварийные ситуации, готовиться к зимнему и весеннему режимам работы илонакопителя.

Смотровые колодцы горизонтальных дренажных систем должны возвышаться над уровнем площадки не менее чем на 20 см во избежание попадания в них талых, ливневых и паводковых вод. Они должны быть оборудованы лестницами или скобами, закрытыми крышками, пронумерованы и обозначены на местности путем привязки к пикетам дамбы.

При обнаружении просадок или провалов по трассе трубчатого дренажа и выхода дренажных вод на поверхность необходимо вскрыть дренаж на этих участках и произвести необходимый ремонт. Во время ремонта вода откачивается через колодец исправного участка дренажа в чашу илонакопителя. Участки закрытого трубчатого дренажа, на которых наблюдается подпор воды, следует прочистить.

Для защиты прилегающей к илонакопителю территории от подтопления или заболачивания профильтровавшейся водой необходимо систематически производить очистку водоотводных каналов, кюветов, лотков открытого дренажа и т.п. Заболоченные участки территории должны своевременно осушаться.

Особое внимание уделяется наблюдению за выходом фильтрационного потока на низовой откос. При этом обращается внимание на наличие выноса твердых частиц или растворенных в воде минералов из тела плотины (дамбы), ее основания или из дренажных устройств. Если это явление имеет место, то организуются непрерывные наблюдения для разработки инженерных решений по ликвидации выноса грунта. В процессе этих наблюдений устанавливаются места выхода сосредоточенного потока и

измеряется его расход, мутность. Измерения и наблюдения продолжают до устранения указанных негативных явлений или их стабилизации на приемлемом уровне.

Сезонные особенности эксплуатации илонакопителя. Условия эксплуатации сооружений илонакопителя и ведения технологического режима осветления гидро-смеси отходов флотации и их укладки в чаше илонакопителя в значительной степени зависят от времени года. Весьма ответственным в этом смысле является з и м н и й п е р и о д, подготовка к которому осуществляется по ежегодно разработанному плану. В таком плане предусматриваются мероприятия, обеспечивающие нормальную работу всех сооружений илонакопителя: подготовка оборудования и помещений для обогрева обслуживающего персонала, средств механизации и энергоснабжения к работе в зимних условиях; подготовка и ремонт водосбросных устройств и системы обратного водоснабжения; очистка всех нагорных и водоотводных канав; ремонт всех промоин, трещин на откосах и гребне плотин (дамб).

В процессе эксплуатации илонакопителя в зимний период необходимо следить за образованием наледей вокруг водосбросных сооружений, понтонных мостов, стоек и др. и своевременно их скалывать. Следует также наблюдать за состоянием плотин (дамб), подверженных ударам льдин во время перемещения ледового поля, состоянием водораспределительных трубопроводов. Наличие в них течи приводит к образованию наледей, которые должны скалываться, а течи устраняться.

Осветляемая пульпа должна подаваться под ледяной покров. Подача ее на поверхность льда или снежный покров нарушает процесс осветления и может привести к возврату на фабрику загрязненной воды.

Особо ответственным периодом в эксплуатации илонакопителя является в е - с е н н и й , связанный с образованием и пропуском паводковых вод. Основная задача в этот период состоит в том, чтобы на основе данных прогноза выбрать наиболее рациональную схему пропуска паводковых вод, обеспечивающую безопасный режим работы сооружений илонакопителя.

В конце зимнего периода все сооружения илонакопителя подготавливают в пропуску весеннего водостока. Проверяют состояние плотин (дамб), надводной части откосов, очищают нагорные канавы, отводные канавы, кюветы. Следует сколоть, а при необходимости подорвать лед, скопившийся в районе водосборных сооружений, проверить и отремонтировать все узлы водосбросных сооружений, подъемные механизмы для установки шандор, плавучие средства, а также организовать систематическое наблюдение за характером паводка в районе илонакопителя.

После окончания паводка, аккумулярующие емкости должны быть опорожнены, а наносозадерживающие сооружения расчищены.

Ремонт ограждающих сооружений. Во время эксплуатации илонакопителя возможны нарушения ограждающих сооружений, которые должны быть в кратчайший срок ликвидированы.

При осадке гребня плотины (дамбы), превышающей предусмотренную проектом величину, или местных понижениях гребня, берм и откосов следует произвести подсыпку до проектной отметки грунтом того же состава, из которого отсыпана плотина (дамба). Аналогично ликвидируются поперечные трещины, образованные в результате осадок тела и основания плотин (дамб). Они также заполняются грунтом того же состава, из которого отсыпана плотина (дамба), слоями толщиной 15-20 мм с уплотнением каждого слоя. При этом трещины предварительно следует расчистить. А для лучшего уплотнения заполнителя стенки трещин целесообразно выположить. Глубокие и длинные поперечные трещины следует раскопать до основания и устро-

ить в плотине (дамбе) перпендикулярные к направлению трещин замки длиной 1,2-1,5 м, шириной 0,2-0,7 м и глубиной на 0,2-0,4 м ниже основания трещины. При сквозной поперечной трещине устанавливается несколько замков, в середине и по краям трещины. Заделка продольных трещин производится аналогично.

Места размыва верхового откоса плотины (дамбы) волнобоем укрепляется каменной наброской, плетнями из слоя соломы с пригрузкой камнем, мешками с соломой и камнем и т.п. В случае образования сквозной промоины гребни плотины в результате переполнения илонакопителя последняя ограждается со стороны верхового откоса перемычкой, после чего промоина ремонтируется. С этой целью промоина заваливается мешками с грунтом, после чего восстанавливается крепление верхового откоса. При заделке промоины со слоем переливающейся воды высотой до 1 м у бровки верхового откоса устраивается перемычка из мешков с грунтом, ниже которой промоина засыпается грунтом с послойным его уплотнением. После этого ремонтируемый участок верхового откоса крепится каменной наброской. Для лучшего уплотнения перемычки мешки заполняются грунтом на $2/3$ их вместимости.

Промоины в береговых примыканиях откоса ремонтируются устройством кювет с креплением их камнем и раскопкой траншей от гребня до дренажного кювета в нижнем бьефе сооружения, которые затем заполняются дренирующим материалом.

При оплывах и оползнях низового откоса плотины (дамбы) сначала следует удалить оплывшую массу, а место оплыва заполнить свежим грунтом, который должен иметь те же физико-механические свойства, что и тело плотины (дамбы). При необходимости на этих участках устраивают насланный дренаж. После восстановления откоса канавы и кюветы следует расчистить для отвода атмосферных осадков и фильтрационных вод и при необходимости отремонтировать или реконструировать их.

Если оползень или оплыв вызван потерей устойчивости откоса из-за выхода фильтрационного потока, то восстановленные деформации прикрывают насланным дренажем либо увеличивают размеры существующего. Устройство насланного дренажа не обязательно, если оплыв или оползень вызван временным подъемом горизонта воды в илонакопителе.

Сосредоточенный выход воды на низовой откос через образовавшихся в теле плотины (дамбы) трещин или воронок перекрывается на верховом откосе мешками с грунтом и камнем с последующей зачисткой места сосредоточенного выхода потока на низовой откос и устройством насланного дренажа.

Если место входа воды на верховом откосе сразу обнаружить не удастся, то образовавшийся грифон необходимо по возможности быстрее каптировать. С этой целью со стороны низового откоса по полуокружности радиусом 2-3 м с центром в точке выхода грифона устраивается стенка из камня или мешков с грунтом. С внутренней стороны стенки одновременно отсыпается дренирующий материал слоями по принципу обратного фильтра. Толщина дренажной пригрузки над точкой выхода грифона должна быть не менее 0,7-1,0 м. Следует иметь в виду, что каптаж в подобных случаях является временной мерой. Поэтому одновременно с его устройством следует продолжить поиск места входа сосредоточенного потока на верховом откосе и его заделки.

При выпучивании грунта или образовании грифонов у подошвы низового откоса необходимо на участке деформации уложить пластовый дренаж, который пригрузить каменным банкетом.

Если принятые меры не дали результатов и деформация откоса плотины (дамбы) продолжается, следует вызвать авторов проекта для разработки решений по устранению указанных негативных явлений.

Ремонт водосбросных сооружений. В процессе эксплуатации илонакопителя возможны различного рода разрушения или поломки водосбросных сооружений или их деталей, ремонт которых на действующих объектах имеет свои особенности. В любом случае перед началом ремонтных работ необходимо устранить попадание сливной воды в водосбросные устройства. С этой целью производят установку шандор выше горизонта воды в илонакопителе с учетом аккумуляции воды в прудковой зоне за весь период ремонта, а также возможной высоты волны. Возможен также временный отвод осветленной воды с помощью сифона или водослива, уложенного в верхней части плотины (дамбы).

По окончании ремонта основных водосбросных сооружений временные сооружения аннулируются. Подлежащие ремонту нарушенные участки бетонных и железобетонных конструкций перед бетонированием должны быть тщательно расчищены до прочного бетона и промыты. Арматура должна быть очищена от ржавчины. Волосные и мелкие несквозные трещины (до 30 мм) следует заделывать цементным раствором на безусадочном или расширяющемся цементе. Трещины с раскрытием более 30 мм заделываются бетоном на мелком гравии или раствором на расширяющемся цементе. Глубокие и сквозные трещины следует заделывать непрерывным нагнетанием цементного раствора под давлением не более 0.4 МПа. Трещины должны инъектироваться снизу вверх до появления раствора в верхнем контрольном отверстии опалубки. На заделку крупных одиночных трещин, раскрытых строительных швов или сквозных трещин в стенках водосбросных колодцев и тоннелей требуется проект специализированной проектной организации.

Восстановление нарушенного защитного слоя железобетонных и бетонных конструкций, а также заделка небольших раковин и каверн рекомендуется методом торкретирования, т.е. послойного нанесения бетонного раствора на ремонтируемую поверхность под давлением сжатого воздуха.

Трещины и раковины в стенках железобетонных коллекторов (донных водоспусков) диаметром более 1 м должны быть сначала расчищены, после чего они заделываются раствором на расширяющемся цементе. Течи в стыках или стенках коллектора ликвидируются одним из следующих способов: установкой внутри коллектора в местах течи стальной обечайки и нагнетанием цементного раствора в зазор между обечайкой и внутренней стенкой коллектора; нагнетанием за стенку коллектора цементного или глинисто-цементного раствора, битумной эмульсии и т.п.; установкой внутри коллектора бандажа из транспортной ленты, который одевается на предварительно приваренные к арматуре по периметру коллектора шпильки и прижимается к стенкам металлическими полухомутами, крепящимися к шпилькам гайками.

Ремонт бетонных и железобетонных конструкций водосбросных сооружений должен производиться по возможности в теплое время года. При этом необходимо соблюдать все необходимые требования техники безопасности.

Осмотр и ремонт коллектора диаметром менее 1 м не допускаются.

Таким образом, эксплуатация илонакопителя включает в себя эксплуатацию его трех систем:

- системы гидравлического транспорта отходов флотации;
- системы гидравлической укладки отходов флотации;
- системы обратного водоснабжения.

7.2.2. Эксплуатация системы гидравлического транспорта отходов флотации

В зависимости от продольного профиля трассы пульпопровода, ее протяженности, отметок мест выхода хвостов и их сброса, свойств хвостов, расхода и консистенции пульпы может быть запроектирована одна из следующих систем гидротранспорта хвостов [177].

Безнапорная система гидротранспорта. Наименование этой системы соответствует понятию безнапорного движения пульпы, когда часть границы потока представляет свободную поверхность, на которой давление равно атмосферному. Остальная часть продольной границы потока представляет собой жесткие стенки пульпопровода. Безнапорное движение потоков осуществляется в открытых каналах, лотках или трубах при неполном заполнении последних.

При безнапорном равномерном движении пульпы гидравлический уклон потока равен геометрическому уклону дна канала (лотка, трубы), а также геометрическому уклону свободной поверхности потока. Следовательно, безнапорными системами гидравлического транспорта называются такие, в которых движение пульпы происходит по безнапорным пульпопроводам, проложенным с соответствующим уклоном.

Напорные системы гидротранспорта. Эти системы подразделяются на напорно-самотечные и напорно-принудительные. Наименование этих систем соответствует понятию напорного движения пульпы, когда границы потока состоят из твердых стенок, внутри которых движется жидкость, оказывая на стенки давление выше атмосферного. Напорное движение потоков осуществляется, как правило, по трубам круглого сечения при полном их заполнении. Гидравлический уклон потока при напорном равномерном движении в общем случае не равен геометрическому уклону дна пульпопровода.

Разница между первой и второй напорными системами гидротранспорта состоит в том, что при осуществлении первой системы используется для транспортировки пульпы естественный напор, равный положительной разности отметок мест выхода пульпы из фабрики и сброса ее в хвостохранилище. Указанная разность в случае осуществляется напорно-самотечной системы положительна и равна или больше потерь напора. При напорно-принудительной системе гидротранспорта указанная разность может быть как положительной, так и отрицательной.

Специальные насосные станции с установкой пульповых насосов устраивают при отрицательном значении разности указанных отметок или когда при положительном ее значении естественного напора недостаточно для обеспечения нормальной работы системы гидротранспорта.

Следовательно, напорно-самотечными системами гидротранспорта называются такие, в которых движение пульпы происходит по напорным пульпопроводам с использованием естественного напора. Напорно-принудительными системами гидротранспорта называются такие, в которых движение пульпы осуществляется по напорным пульпопроводам за счет напора, создаваемого насосами.

Смешанная система гидротранспорта. Эта система, в которой движение пульпы осуществляется на различных участках длины пульпопроводов по безнапорным и напорным пульпопроводам. Сочетание напорных и безнапорных участков в смешанной системе гидротранспорта может быть различным и зависит от рельефа и протяженности трассы пульпопровода, а также от характера состава и свойств транспортируемой пульпы.

Наиболее экономичными с точки зрения капитальных вложений и эксплуатационных затрат являются безнапорные и напорно-самотечные системы гидротранспорта.

Для нормальной эксплуатации системы гидротранспорта отходов флотации необходимы:

- постоянный контроль и наблюдение за режимом работы данной системы;
- профилактические мероприятия по предотвращению возможных нарушений в режиме работы системы;
- плановые предупредительные ремонты сооружений и оборудования системы в установленные сроки.

Основными контрольными параметрами пульпы являются: расход, содержание твердого, гранулометрический состав и плотность отходов, состав и количество остаточных содержаний флотационных реагентов, температура, которые определяются в соответствии с известными методиками.

Контрольными характеристиками пульпопровода являются:

- манометрический напор в зависимости от расхода пульпы, определяемый по манометрам;
- толщина слоя заиливания в пульпопроводе, которая может быть определена с помощью специальных замеров или расчетом по фактическому расходу пульпы и пропускной способности пульпопровода при известных скоростях потока;
- степени насыщения пульпы воздухом, определяемого с помощью специальных выпускных вентиляей;
- высота превышения стенок пульпопровода (лотка) над свободной поверхностью потока (для безнапорного гидротранспорта), определяемая непосредственным замером;
- состояние и степень износа стенок пульпопровода, определяемых путем сверления отверстий и измерения толщины стенок или с помощью специальных приборов;
- состояние и степень износа футеровки, которая проверяется в процессе работы пульпопровода и при его остановке на профилактический ремонт. При этом на участке предполагаемого нарушения футеровки производится вскрытие пульпопровода и его осмотр.

Нарушение работы пульпопровода может произойти из-за:

- уменьшения расхода пульпы в связи с изменением работы обогатительной фабрики;
- увеличением гранулометрического состава твердого материала, содержащегося в пульпе;
- снижением напора, развиваемого насосом;
- насыщение пульпы воздухом в связи с неисправностью устройства для выпуска воздуха из пульпопровода;
- изменение продольных уклонов пульпопровода вследствие неравномерных просадок его основания по трассе;
- утечки пульпы из пульпопровода в местах неплотных соединений или повреждений;
- попадание в пульпопровод посторонних предметов;
- значительного износа стенок пульпопровода.

С целью предотвращения этих нарушений необходимо:

- оборудовать приемные зумпфы решетками, препятствующими попаданию в пульпопроводы посторонних предметов;

- для отвода дождевых и талых вод по трассе пульпопровода регулярно очищать кюветы, нагорные канавы, водопропускные трубы под насыпями от снега, льда, наносов и т.д.;

- немедленно приводить рихтовку пульпопроводов в местах значительной деформации его основания. Рихтовка, поворот и перекладка пульпопроводов с диаметром более 1000 мм должна осуществляться специализированной подрядной организацией или службой предприятия;

- следить за состоянием футеровки и защитного слоя рабочей арматуры железобетонных пульпопроводов;

- своевременно производить очистку эстакад пульпопроводов от снега, льда и наносов.

Кроме того, при эксплуатации напорных пульпопроводов необходимо:

- избегать переключений подачи пульпы с одного пульпопровода на другой при температуре наружного воздуха ниже -10°C ;

- в течение всего периода эксплуатации осуществлять поворот труб пульпопровода вокруг оси. Поворот производится дважды в год, каждый раз на 120° . При обнаружении истирания стенок до толщины, определяемой по формуле

$$t = \frac{pD}{2\delta}, \quad (7.1)$$

где p - максимальное давление пульпы, $\text{кг}/\text{см}^2$; D - наружный диаметр трубы, см; δ - допускаемое напряжение, $\text{кг}/\text{см}^2$, принимаемое равным 40% предела прочности материала труб, трубы пульпопровода подлежат замене.

Нарушение режима гидротранспортирования может привести к полной закупорке пульпопровода. Полностью закупоренный участок пульпопровода обнаруживается простукиванием.

В зависимости от климатических условий магистральные пульпопроводы диаметром менее 500 мм в зимнее время допускается утеплять слоем снега толщиной 0.5-1,0 м. Задвижки и другая арматура пульпопроводов всех диаметров должны быть заключены в деревянные короба, утепленные опилками, торфом, шлаком.

Аварийное замерзание пульпопроводов ликвидируется:

- промывкой горячей водой;

- отогреванием снаружи при помощи теплоактивной смеси или открытым огнем там, где это допускается местной инструкцией;

- удалением замерзшего участка пульпопровода и заменой его новым.

7.2.3. Эксплуатация системы гидравлической укладки отходов флотации

Гидравлическую укладку хвостов производят в искусственные водоемы - хвостохранилища, образованные путем ограждения земной поверхности дамбами обвалования или путем перегораживания оврагов, балок, долин рек. В качестве хвостохранилищ могут быть использованы естественные водоемы: огражденные части озер, заливов.

В зависимости от характера рельефа местности, на которой располагается хвостохранилище, а также характера и размера притока к хвостохранилищу дождевых и талых вод могут быть оценены преимущества и недостатки каждого хвостохранилища и произведена классификация хвостохранилищ по следующим пяти типам (рис. 7.3) [177].

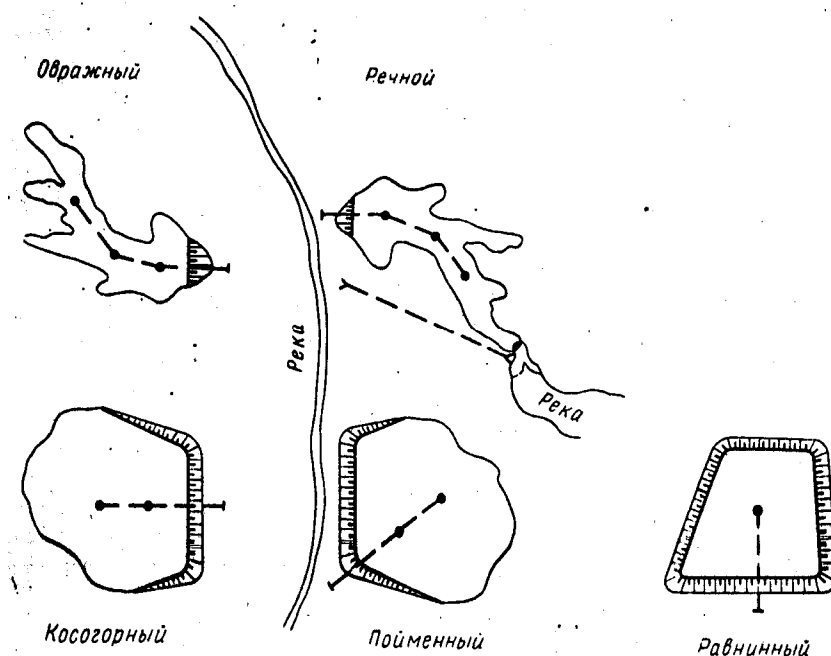


Рис. 7.3. Основные типы хвостохранилищ

Хвостохранилища равнинного типа устраивают при расположении обогатительных фабрик в районе с мало пересеченным рельефом земной поверхности.

В этих условиях выбирается участок с пониженной естественной поверхностью, который ограждается с одной или нескольких сторон земляными дамбами. Внутри ограждения образуется искусственный водоем, в котором происходит осветление пульпы, укладка хвостов и сброс воды. Примерами хвостохранилища равнинного типа могут служить хвостохранилища Джезказганской и Алмалыкской обогатительных фабрик.

Характерной особенностью этого типа хвостохранилищ является малый приток ливневых и талых вод, обусловленный небольшой площадью вобосбора, вследствие чего размеры и конструкция водосбросных сооружений зависят главным образом от расхода осветленной воды и лишь в незначительной степени от расхода дождевых и талых вод.

Преимуществом хвостохранилищ этого типа является возможность прекращения их эксплуатации (консервации) без значительных затрат труда. Отвод ливневых и талых вод может быть решен либо путем устройства по бортам хвостохранилища водоотводящих каналов, либо оставлением в хвостохранилище достаточного аккумуляющего объема, вмещающего приток ливневых и талых вод. В последнем случае эти воды в период между паводками испаряются в атмосферу, фильтруются в грунт и сбрасываются при помощи существующих водосбросных устройств в ближайшие естественные водоемы или в систему оборотного водоснабжения.

Устройство этих хвостохранилищ требует возведение дамб обвалования первой очереди из местных грунтов и устройства распределительных пульпопроводов значительной протяженности.

Хвостохранилища пойменного типа устраиваются в поймах рек. Их отличие от хвостохранилищ равнинного и косогорного типа заключается в необходимости защиты низового откоса дамб обвалования от воздействия течения реки. Примером такого хвостохранилища является первое хвостохранилище Тырнаузской обогатительной фабрики.

Если дамбу обвалования удастся запроектировать с расчетом на ограждение хвостохранилища от воздействия течения реки только в периоды высоких паводков малой обеспеченности при небольших глубинах и скоростях течения воды у низового откоса дамбы, капитальные затраты на устройство такого хвостохранилища и эксплуатационные затраты будут небольшими, приближающимися к затратам на устройство и эксплуатацию хвостохранилищ равнинного и косогорного типа. При необходимости полного регулирования реки затраты оказываются значительными, так как дамбы обвалования имеют относительно сложную конструкцию, которая должна обеспечить прочность и неразрываемость низового откоса.

Хвостохранилище косогорного типа устраивается путем отделения части поверхности склона к реке или другому естественному водоему. Здесь приходится ограждать дамбой (плотиной) часть естественной поверхности с трех сторон. Отвод поверхностных вод производится или водоспускными сооружениями для сброса осветленных вод при возможном аккумулировании естественного стока или водоотводными каналами. Примером такого хвостохранилища является второе хвостохранилище Тырнаузской обогатительной фабрики. Здесь особенно важной заботой проектировщика является оценка общей устойчивости склона к реке, нагруженного фильтрационными силами фильтрационного потока из отстойного пруда хвостохранилища.

Хвостохранилища овражного (балочного) типа устраивают путем перегораживания оврагов и балок плотинами. Получающиеся при этом емкости предназначаются не только для укладки хвостов, но и для приема паводковых вод, так как одной из существенных особенностей этого типа хвостохранилищ является значительная площадь водосбросного бассейна, обуславливающая иногда большой паводковый расход, намного превышающий расход сбрасываемых осветленных вод.

При проектировании хвостохранилищ этого типа следует рассмотреть вопрос о целесообразности аккумулирования паводка путем сравнения стоимостей плотины первой очереди и водосбросных сооружений.

Если балка или овраг имеют незначительный уклон дна, а паводковый расход (расчетной обеспеченности) может быть аккумулирован без значительного увеличения высоты плотины и без перерыва в укладке хвостов, водосбросные сооружения проектируются сравнительно простыми по конструкции.

Если уклон дна балки или оврага значителен, решение об аккумулировании паводка потребует довольно большого увеличения высоты плотины при конструктивной простоте водосбросных сооружений.

Если, наконец, вне зависимости от уклона дна оврага или балки, отказываются от аккумулирования паводковых вод, проектируется низкая и простая по конструкции плотина первой очереди при больших размерах и более сложной конструкции водосбросных сооружений.

Особенностями этого типа по сравнению с хвостохранилищами равнинного, пойменного и косогорного типов являются:

- необходимость продолжения эксплуатации водосбросных сооружений после консервации хвостохранилища, так как отвод паводковых вод может осуществляться только через хвостохранилище и его водосбросные сооружения;

- малая протяженность плотин, перегораживающих балки или овраги, с небольшой длиной распределительных пульпопроводов, укладываемых вдоль плотины для сброса пульпы и намыва плотины.

Образование хвостохранилищ в балках и оврагах со значительными площадями водосбросных бассейнов и с большим продольным уклоном дна оказывается, как правило, более сложным, дорогим и требующим больших затрат труда в период эксплуатации и после прекращения работы хвостохранилища.

Серьезным вопросом проектирования является разработка мер борьбы с селевыми потоками. Отсутствие достаточных данных о максимальных расходах, частоте и консистенции грязекаменных потоков (вследствие недостаточной изученности) не позволяет экономично решить эту задачу.

Иногда при устройстве хвостохранилищ этого типа рациональным оказывается решение об отводе паводковых вод в соседнюю балку. Примером такого хвостохранилища является хвостохранилище на ручье Дара-Зами Каджаранской обогатительной фабрики.

Хвостохранилища речного типа устраивают в долинах рек путем перегораживания их плотинами. Это самый сложный тип хвостохранилища, и к его устройству следует прибегать лишь в том случае, если в районе обогатительной фабрики отсутствует возможность устройства хвостохранилища равнинного, пойменного, овражного и косогорного типов, что часто имеет место в горных районах. Примером такого решения является хвостохранилище на реке Охри-Чай Каджаранской обогатительной фабрики.

Следует избегать устройства хвостохранилища путем перегораживания узких долин притоков горных рек, имеющих, как правило, большие продольные уклоны (0,10-0,20) и поперечное сечение типа каньона, так как емкость хвостохранилища даже при больших высотах плотин оказывается незначительной.

Если на таких притоках прибегнуть к устройству плотин из хвостов, определяющих малую их сопротивляемость сдвигу (тонкозернистость и др.), придется назначить пологие откосы плотин и емкость хвостохранилища станет недостаточной для вмещения в нее хвостов на заданный период эксплуатации обогатительной фабрики.

Притоки горных рек с продольным уклоном дна не более 0,05-0,07 и с развитой долиной, равно как и долины горных рек с уклоном до 0,07, могут быть использованы для укладки хвостов при условии либо отвода реки от хвостохранилища с освобождением нижележащих участков реки для устройства хвостохранилища, либо аккумулярования паводковых расходов в хвостохранилище.

Отвод реки, как правило, решается пропуском ее через туннели или коллекторы, так как пересеченность и крутизна склонов долины рек в условиях горного рельефа обуславливают практическую невозможность отвода рек при помощи деривационных каналов.

Сечение туннелей или коллекторов рассчитывается на пропуск паводков соответствующей обеспеченности; гидравлический режим при значительном уклоне дна туннеля и больших расходах воды является достаточно неопределенным (аэрация, волны и др.). Конструктивные решения головных сооружений, обеспечивающих подвод воды к туннелям или коллекторам, а также решение вопросов гашения вредной

энергии при высоте воды из туннелей или коллекторов в русло реки требует специальных исследований.

Аккумуляция паводкового расхода соответствующей обеспеченности возможно, если это позволяет сделать емкость хвостохранилища. Следует иметь в виду, что емкость для аккумуляции паводка не должна быть заполнена хвостами и после окончания эксплуатации хвостохранилища, так как сброс паводковых вод должен при этом решении обеспечиваться водосбросными сооружениями так же, как это имеет место часто в хвостохранилищах овражного типа.

Практика проектирования хвостохранилищ в горных районах показывает, что наиболее надежным способом борьбы с селями является устройство специальных аккумулирующих водохранилищ в верхнем бьефе. Эти водохранилища имеют значительную протяженность, регулируют сброс реки через головные сооружения туннеля и аккумулируют твердый сток воды, в том числе и грязекаменные потоки. Проектирование должно учитывать необходимость периодической их очистки от твердого стока и предохранения туннеля или коллектора от попадания в них твердых тел.

На рис. 7.4 показаны два способа заполнения хвостохранилищ. При первом способе («от плотины к берегам») распределительный пульпопровод укладывается вдоль гребня плотины или дамбы обвалования. Пульпопровод на всем протяжении распределительного участка имеет отверстия, из которых пульпа выпускается в хвостохранилище. Твердые частицы хвостов выпадают на дно отстойного пруда, образуя конус отложений. После достижения вершиной конуса поверхности воды отложения хвостов постепенно распространяются вверх, доходя до устья выпуска. Таким образом, из отложившихся хвостов создается откос, поверхность которого выше уреза воды отстойного пруда хвостохранилища. Этот откос называется пляжем. В дальнейшем пульпопровод поднимается и горизонт воды в отстойном пруде хвостохранилища повышается.

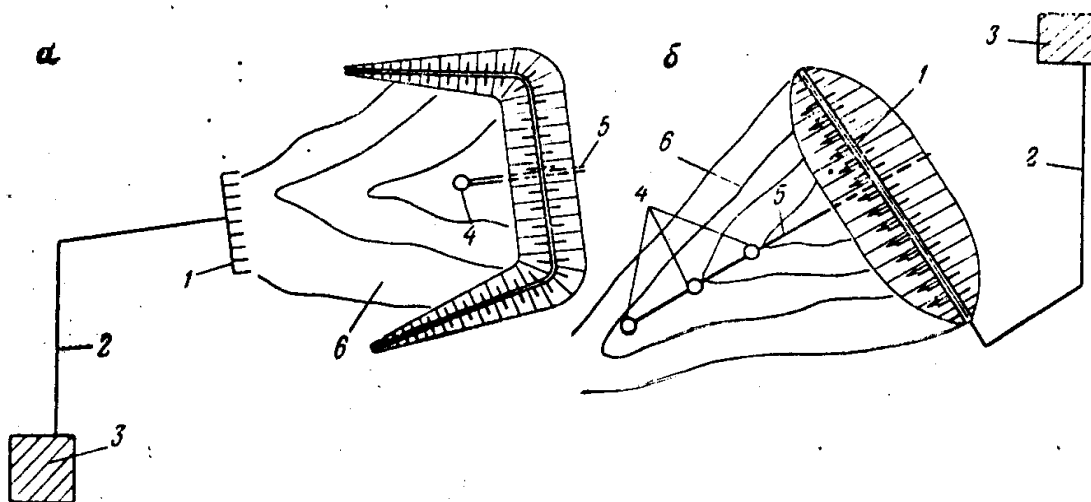


Рис. 7.4. Два способа заполнения прудов-хвостохранилищ:

а – «от берегов к плотине», б – «от плотины к берегам»,

1 – распределительный хвостопровод; 2 – магистральный хвостопровод;
3 – обогатительная фабрика; 4 – водоприемный колодец; 5 – водоспускной коллектор;
6 – хвостохранилище

При втором способе заполнения хвостохранилищ («от берегов к плотине»)* распределительный пульпопровод укладывается на значительном удалении от уреза воды отстойного пруда хвостохранилища. Пульпа из выпускных отверстий пульпопровода сбрасывается непосредственно на естественную поверхность, имеющую уклон в сторону отстойного пруда хвостохранилища. Благодаря этому уклону пульпа стекает к урезу воды отстойного пруда, причем на пути движения происходит выпадение частиц хвостов, которые образуют пляж. При достижении отложениями хвостов устья выпусков пульпы пульпопровод поднимается, после чего происходит намыв следующего слоя хвостов. Горизонт воды в отстойном пруде остается на прежнем уровне, пруд здесь служит только для осаждения самых мелких частиц хвостов, для окончательного осветления пульпы.

Положительные особенности способа заполнения хвостохранилищ «от плотины к берегам»:

- непрерывное пребывание большей части поверхности отложений хвостов под водой, что существенно для борьбы с пылением;
- возможность наращивания гребня плотины путем намыва хвостов при благоприятной для устойчивости плотины классификации частиц хвостов по крупности: внешние слои низовой части плотины образуются из более крупных частиц, обладающих большим сопротивлением сдвигу и большей фильтрующей способностью, внутренние слои плотины – из более мелких частиц.

Отрицательной стороной этого способа заполнения хвостохранилища является необходимость транспортирования пульпы на большие расстояния в тех случаях, когда плотина находится на наиболее удаленном от фабрики участке хвостохранилища. Впрочем, это обстоятельство не во всех случаях устройства хвостохранилищ имеет место.

Положительной особенностью способа заполнения хвостохранилищ «от берегов к плотине» является использование условий рельефа земной поверхности для укладки хвостов без повышения гребня плотины.

Отрицательная сторона этого способа заполнения хвостохранилища - необходимость возведения дорогостоящей насыпной плотины на полную высоту, обеспечивающую емкость пруда на весь период эксплуатации фабрики, и трудности, связанные с пылением хвостов и зимней эксплуатацией.

При эксплуатации системы гидравлической укладки необходимо строго соблюдать принятые проектом способы и технологии намыва и заполнения хвостохранилища.

Эксплуатация системы считается нормальной, если обеспечивается:

- бесперебойная укладка отходов флотации в соответствии с режимом работы фабрики;
- безаварийная работа насыпных и намывных дамб илонакопителя в течение всего периода эксплуатации;
- бесперебойная работа противофильтрационных и дренажных устройств, водоприемных колодцев, водосбросных коллекторов и других сооружений;
- необходимая степень осветления сточной воды для оборотного водоснабжения или сброса в естественные водоемы;
- полное использование емкости илонакопителя.

Борьба с пылением путем подъема уровня воды в прудковой зоне допускается в исключительных случаях и только по согласованию с проектной организацией.

* Способ заполнения хвостохранилищ «от берегов к плотине» рекомендуется применять только при наличии специального обоснования в проекте.

Эксплуатация намывных илонакопителей

Работа по гидравлической укладке отходов в илонакопитель в общем случае производится в следующем порядке:

- намыв нижнего яруса упорной призмы со стороны верхнего откоса насыпной дамбы;
- наращивание упорной призмы хвостохранилища намывом из отходов с устройством дамб обвалования из них, либо из приводного грунта;
- заполнение илонакопителя отходами за пределами упорной призмы в зимний период, а также в аварийных случаях и, когда невозможно осуществлять намыв отходов в упорную призму.

Намыв нижнего яруса упорной призмы необходимо начинать на участках наибольшей высоты насыпной (первичной) дамбы преимущественно в теплый период времени, причем он намывается участками до образования надводного пляжа, шириной определенной проектом. Подводный намыв нижнего яруса из мелких хвостов, содержащих значительное количество частиц крупностью менее 0,05 мм, не допустим.

Наращивание хвостохранилища осуществляется после окончания работ по намыву нижнего яруса, причем намыв и заполнение хвостохранилища необходимо производить так, чтобы крупные фракции отходов отлагались в упорной призме, а мелкие отводились в прудковую зону.

Намыв дамбы илонакопителя производится в теплое время года. При температуре воздуха ниже -5°C , сброс пульпы на пляж запрещается. В исключительных случаях, по согласованию с проектной организацией, допускается сосредоточенный сброс пульпы на пляж при температуре наружного воздуха до -10°C .

Намыв упорной призмы илонакопителя производится равномерно по всей длине дамбы слоями толщиной не более 1-1,5 м.

Намыв каждого яруса производится путем последовательного намыва слоев с предварительным устройством обвалования из отходов крупных фракций пляжа, либо из привозного песчано-гравийного грунта. Запрещается использование малофильтрующих грунтов, имеющих коэффициент фильтрации меньше, чем у отходов, намываемых в тело упорной призмы у дамб обвалования.

При возведении дамб обвалования из намытых отходов не допускается образование на пляже ям или участков с обратным уклоном в сторону дамбы. Во избежание образования илистых прослоек в упорной призме илонакопителя при намыве каждого яруса рекомендуется производить картирование пляжа путем устройства поперечных дамбочек из отходов через 40-100 м фронту намыва. Длина поперечных дамбочек – 25-40 м.

В процессе намыва илонакопителя пульпа, сбрасываемая на пляж, должна растекаться в основном по нормам к оси дамбы, не образуя опасных воронок и промоин под выпусками распределительного пульповода. Терриконная укладка отходов на борту илонакопителя выше горизонта воды в отстойном пруде, а также на пляж илонакопителя запрещается.

Для безаварийной работы намывных дамб илонакопителя необходимо:

- не допускать подъема уровня воды в отстойном пруде выше НПГ (нормального подпорного горизонта);
- обеспечить предусмотренные проектом плотность и гранулометрический состав отходов и грунтов;
- не допускать появления выходов фильтрационных вод из низовых откосов дамб и всех сопряжениях с бортами илонакопителя;

- обеспечивать исправность дренажных устройств на низовых откосах дамб;
 - предотвращать эрозию низовых откосов;
 - осуществлять промывку дренажной системы или ее замену, в случаях, когда выход фильтрационного потока на низовой откос намывной дамбы выше насланного дренажа, что свидетельствует о заиливании дренажной системы;
 - производить своевременную осушку заболоченных участков территории ило-накопителя со стороны низового откоса дамб;
 - для пропуска паводковых вод устраивать аварийные водосбросы, если пропускная способность существующих водосбросовых сооружений недостаточна.
- Для каждого илонакопителя должны разрабатываться и осуществляться мероприятия по защите от ветровой эрозии:
- а) для верхнего откоса илонакопителя:
 - поддержанием максимального НППГ воды в отстойном пруде, что обеспечивает минимальную ширину пляжной зоны;
 - увлажнение пляжа путем полива;
 - химическим закреплением отходов;
 - намораживанием льда толщиной 5-8 см;
 - снегозадержанием и др.;
 - б) для низового откоса илонакопителя:
 - укреплением откосов наброской из камня, гравийно-галечного грунта;
 - покрытием откосов слоем растительного грунта (или торфом) с посевом трав, посадкой кустарников и др.

Эксплуатация наливных илонакопителей

Насыпная земляная дамба наливного илонакопителя возводится до начала эксплуатации хвостового хозяйства и должна выполнять роль подпорного сооружения, воспринимающего давление отходов и воды. Укладку отходов в илонакопитель разрешается производить после приемки водосбросных сооружений, насыпной дамбы и других сооружений в эксплуатацию.

Укладка отходов в илонакопитель должна производиться путем сосредоточенного сброса пульпы под воду из торца, либо из выпусков распределительного пульпопровода, проложенного по гребню насыпной дамбы, либо по берегу ложа илонакопителя. Заполнение осуществляется в направлении от насыпной дамбы и берегов илонакопителя к центру отстойного пруда с учетом возможности дальнейшего наращивания высоты илонакопителя с отсыпкой дамбы на намывтый пляж. Заполнение илонакопителя производится равномерно по всей длине насыпной дамбы, не допуская при этом появления конуса отходов над поверхностью воды в отстойном пруде.

В случае возникновения сухих пылящих пляжей необходимо принимать меры по предотвращению пылеобразования.

Зимняя укладка отходов

Зимним намывом считается намыв, производимый при температуре наружного воздуха ниже -5°C .

До наступления зимнего периода должен составляться и выполняться план мероприятий, обеспечивающий нормальную работу сооружений хвостового хозяйства в зимний период, который включает:

- подготовку оборудования, средств механизации и энергосбережения к работе в зимнее время;
- подготовку оснований намываемых сооружений, дамб первичного и вторичного обвалования, водоотводящих устройств;
- подъем уровня воды в илонакопителе для возможности подводной укладки отходов;
- очистку всех нагорных и водоотводящих канав, кюветов и т.д.;
- заделку всех трещин и промоин в откосах и берегах дамб и плотин;
- схему мест выпуска пульпы и график работы выпусков при минимальной переукладке пульпопроводов;
- подготовку помещений для обогрева обслуживающего персонала.

Во всех случаях, независимо от требований проекта производства работ по зимнему намыву и укладке отходов, необходимо:

- полностью механизировать работы на картах намыва;
- обеспечить укладку отходов требуемого гранулометрического состава и заданной плотности;
- намыв отходов осуществлять с более высокой интенсивностью и сосредоточенным выпуском, при этом возможно повышение температуры пульпы путем добавления горячей воды или пара, а также снижением температуры ее замерзания введением добавок, понижающих температуру замерзания воды, например, CaCO_2 , NaCl ;
- карта намыва должна приниматься такой длины по фронту дамбы обвалования, чтобы в процессе намыва обеспечить равномерное покрытие их потоком пульпы;
- намыв яруса в пределах карты намыва должен производиться непрерывно;
- прокладку пульпопроводов по льду следует осуществлять на деревянных подкладках.

Намыв нижнего яруса зимой следует производить по следующим схемам:

а) при малых расходах пульпы и наличии в отстойном пруде прочного ледяного покрова, допускающего прокладку пульпопровода, пульпу следует выпускать через проруби под лед сосредоточенным потоком из торца пульпопровода или из выпусков, количество которых должно быть строго ограничено;

б) при больших расходах пульпы укладывается под воду в мойку пионерно-торцевым намывом. Возможное возвышение намывных в воду конусов отходов над уровнем воды определяется проектом;

в) замыв льда и снега в илонакопитель, запрещается, образующиеся наледи необходимо скалывать и удалять.

Летний намыв на участки, на которых производилась зимняя укладка отходов, разрешается после полного оттаивания замерзшего слоя, которая устанавливается путем проходки шурфов и зондированием.

Эксплуатация систем хвостовых хозяйств, расположенных в сейсмических районах и районах Крайнего Севера, в зонах распространения вечномерзлых грунтов, карста и на просадочных основаниях, должна производиться с учетом специфики указанных районов по специальным местным инструкциям.

Эксплуатация водоприемных сооружений

Эксплуатация водоприемных сооружений считается нормальной если:

- отсутствуют протечки пульпы через неплотно уложенные шандоры, уплотнения затворов;

- обеспечивается пропуск оборотных и паводковых расходов воды, предусмотренных проектом;

- обеспечивается регулирование уровня воды в пруде.

Для улучшения осветления сточных вод сброс их следует производить по возможности на максимальном удалении от места выпуска отходов.

При необходимости повышение горизонта воды в отстойном пруде илонакопителя водоприемные отверстия колодца следует закрывать шандорами. Глубина воды непосредственно у работающего колодца при сбросе осветленных вод должна составлять не менее 2 м.

Для предотвращения водоприемных сооружений от воздействия льда вокруг водоприемного колодца должны устраиваться проруби шириной не менее 1,5 м.

Ревизия водоприемных колодцев должна производиться не реже одного раза в год.

Эксплуатация водосбросовых сооружений

Водосбросными сооружениями на илонакопителе являются коллектор, тоннель, канал, отводящие осветленную и, при необходимости, паводковую воду, сбрасываемую из илонакопителя через водоприемные сооружения. Поэтому эксплуатация водосбросных сооружений зависит от работы водоприемных сооружений.

Для бесперебойной работы водосбросных коллекторов необходимо:

- соблюдать режим работы коллектора, предусмотренный проектом, не превышать расчетных величин расхода и давления воды;

- не допускать протечки пульпы из илонакопителя в коллектор по его трассе;

- не допускать сосредоточенных утечек воды из коллектора в основание или тело упорной призмы;

- осуществлять ревизию коллекторов (тоннелей, трубопроводов) диаметром более 1,5 м не реже одного раза в год. Ревизия коллекторов, работающих в специфических условиях, а также диаметром менее 1,5 м обосновывается проектной организацией.

Контроль и наблюдения

Для илонакопителей I-III классов капитальности контроль за состоянием сооружений следует проводить с помощью измерительной аппаратуры.

В задачи контроля и наблюдений за системой гидравлической укладки отходов входят:

- проверка соответствия проекту работ по подготовке основания плотин, дамб и в чаше илонакопителя, выполняемых обслуживающим персоналом;

- наблюдением за технологией намыва и укладки отходов, характеристикой пульпы, своевременностью и технологией возведения дренажных устройств;

- отбор проб отходов, намывных в тело упорной призмы, определение их физико-механических характеристик;

- определение температуры отклонений отходов (в зимнее время) на пляже, а также глубины промерзания и оттаивания их;

- наблюдение за горизонтом воды в отстойном пруде и соответствием ширины пляжа намыва проектной;

- наблюдением за положением депрессионной кривой в теле намывных дамб и в теле плотин наливных илонакопителей;
- производство замеров деформаций осадка и смещения дамб илонакопителя;
- наблюдение за состоянием сопряжений дамб с берегами долин, каньонов и др.;
- наблюдение за проявлением трещин в теле дамб илонакопителей и состоянием их намывных откосов (оползни, выходы фильтрационных вод, суффозия);
- наблюдение за состоянием дренажных и противофильтрационных устройств илонакопителя;
- определение степени осветления сточных вод;
- наблюдение за состоянием водоприемных и водосбросных сооружений, уровнем и химическим составом воды в наблюдательных скважинах вокруг илонакопителя.

Для ведения контрольных наблюдений и замеров при намыве на илонакопителе в контрольных точках проводят замеры урядов и уровня воды в отстойном пруде, длины и уклона пляжа намыва, интенсивности намыва и отбор проб для определения физико-механических свойств уложенных отходов. Расстояние между контрольными точками не должно превышать 300 м. Отбор проб уложенных отходов должен производиться с глубины 10-15 см от верха каждого слоя. Рекомендуется в каждом поперечном створе точек отбирать не менее 4 проб: у пульповыпуска, по середине ширины пляжа, у границы с отстойным прудом, из прудка на расстоянии 20 м от уреза воды (с плавучих средств с помощью специального отборника).

Независимо от класса капитальности илонакопителя определению подлежат следующие характеристики:

- естественная влажность;
- объемный вес;
- гранулометрический состав;
- плотность и пористость отложений отходов.

Для илонакопителей I-III класса капитальности необходимо также определить параметры сопротивления отходов сдвигу, компрессионные свойства, коэффициент фильтрации и др. Эти показатели определяются специализированной лабораторией.

7.2.4. Эксплуатация системы оборотного водоснабжения

Система водоснабжения обогатительной фабрики должна предусматривать возврат осветленной воды из хвостохранилища. Использование свежей воды на производственные нужды и сброс отработанных и очищенных сточных вод в водоем допускается только при невозможности осуществления оборотного водоснабжения.

Сливы после сгущения концентратов и промпродуктов могут быть использованы непосредственно в поцикловом обороте или после их химической очистки (водоподготовки).

Хвостовая пульпа направляется в хвостохранилище, где происходит осаждение твердых частиц естественным путем либо с применением коагулянтов. Коагулянты необходимо подбирать так, чтобы при работе фабрики на оборотной воде не ухудшались технологические показатели обогащения.

Выбор схемы оборотного водоснабжения следует производить в зависимости от типа полезного ископаемого и принятой технологии обогащения.

При переработке монометаллических руд допускается применять полный оборот воды. Если в перечистных операциях используют реагенты, присутствие которых недопустимо в цикле основной флотации, то оборотную воду следует применять только в основной и контрольной флотации, а в перечистных операциях – свежую воду.

При переработке полиметаллических руд по схеме коллективной флотации основная масса воды может быть возвращена в процесс из коллективного цикла. В случае переработки баритовой полиметаллической руды слив после осветления в хвостохранилище используется в цикле баритовой флотации. В циклах селекции следует применять поцикловый оборот с добавкой свежей воды. Иногда в цикле селекции применяют только свежую воду.

При переработке полиметаллических руд по схеме прямой селективной флотации допускается поцикловой селективный оборот с разделением хвостохранилища на отдельные отсеки.

Системы оборота осветленной воды и очистки сточной воды (водоподготовки) состоят из магистральных водоводов, насосных станций, резервуаров оборотной воды, корпусов приготовления реагентов, отстойников, фильтров.

Вопросы оборотного водоснабжения, очистки сточных вод и вопросы защиты поверхностных и грунтовых вод от загрязнения решаются одновременно. В качестве защитных мероприятий против загрязнения грунтовых вод может быть использовано экранирование ложа хвостохранилища, устройство водонепроницаемой завесы по периметру хвостохранилища, дренирование грунтовых вод с возвратом их в хвостохранилище или на обогатительную фабрику [13, 177].

7.3. Минимизация вредного воздействия илонакопителей на окружающую среду

7.3.1. Мероприятия по минимизации вредного воздействия илонакопителей

Факторами вредного воздействия илонакопителя на окружающую среду являются: пыль, поднимаемая с пляжной зоны, и реагенты, применяемые на операциях флотации и сгущения пульпы, и попадаемые вместе с потоками фильтрационной воды в подземные или надземные источники водных ресурсов. Технологический инжиниринг при проектировании илонакопителей заключается в выборе для строительства рельефа местности с естественными водотоками, в применении надежных средств гидроизоляции днища и разработке технологий обогащения, обеспечивающих минимизацию сброса жидких отходов, вплоть до их ликвидации при эксплуатации – это снижение количества складированных отходов, применение менее вредных реагентов, правильная эксплуатация гидротехнических сооружений, замыкание водношламовых схем с помощью фильтр-прессов, контроль состояния осадка и гидротехнических сооружений.

Состояние осадка илонакопителя. Сложность решения поставленной задачи заключается в том, что осадки илонакопителей по своему характеру аналогичны мягким водонасыщенным грунтам, изменяющимся от супесей в загрузочной части до суглинков средней части и глин в прудковой части илонакопителей, отличающихся малой прочностью.

Исследование состояния осадка в различных точках по длине и глубине илонакопителя ЦОФ «Киевская» вместимостью 430 тыс. м³, глубиной от 6 м в загрузочной

части до 20 м в зоне получения слива вскоре после начала загрязнения слива и отключения подачи в него питания свидетельствуют о следующем.

Протяженность пляжной зоны составляла примерно 2/3 длины илонакопителя. Третью часть ее занимала прудковая зона. При отборе проб осадка из девяти створов, в том числе – семи из пляжной зоны и двух – из прудковой на различной глубине, после соответствующих анализов по каждой пробе получена общая картина состояния осадка илонакопителя после его заполнения.

Плотность частиц осадка колеблется в пределах 1900-2360 кг/м³. Какой-либо закономерности распределения частиц осадка по плотности вдоль пляжной зоны или по глубине не установлено. Однако закономерность распределения осадка по крупности имеет место. Содержание зерен крупностью более 0,05 мм уменьшается по мере удаления от точки загрузки илонакопителя. Зерна крупностью 0,05-0,01 мм примерно одинаково распределены вдоль пляжной зоны, а доля зерен крупностью менее 0,01 мм по мере удаления от загрузки илонакопителя увеличивается, достигая максимума в прудковой зоне (рис. 7.5).

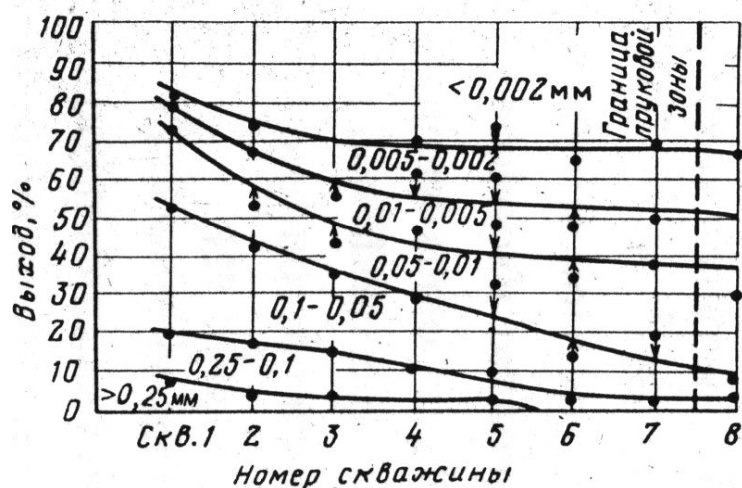


Рис. 7.5. Распределение зерен осадка илонакопителя по крупности (длина пляжной зоны $L = 240$ м; расстояние скв. 1 от выпуска 40 м; расстояние между скважинами 30 м)

В начальной зоне илонакопителя формируются отложения, классифицируемые по гранулометрическому составу как суглинки от средних до тяжелых, затем по направлению к прудковой зоне они переходят в глины пылеватые, а непосредственно в прудковой зоне – в глины.

Важным показателем осадка является его влажность, определяющая пластические свойства и, при полном влагонасыщении, плотность. Влажность изменяется как по длине пляжной зоны, так и по глубине. В пляжной зоне на расстоянии примерно 70 м от начала отложения имеют влажность, равную 45-50% до глубины 3 м. На большей глубине происходит существенное ее уменьшение (до 33%). В дальнейшем она остается практически постоянной по мере увеличения глубины (рис. 7.6).

В переходной и прудковой зонах формируется более рыхлый осадок с большей пористостью и, как следствие, с более высокой влажностью. В этих зонах до глубины 3 м влажность колеблется в пределах 56-58%, а на глубине 3-6 м она снижается до 35%.

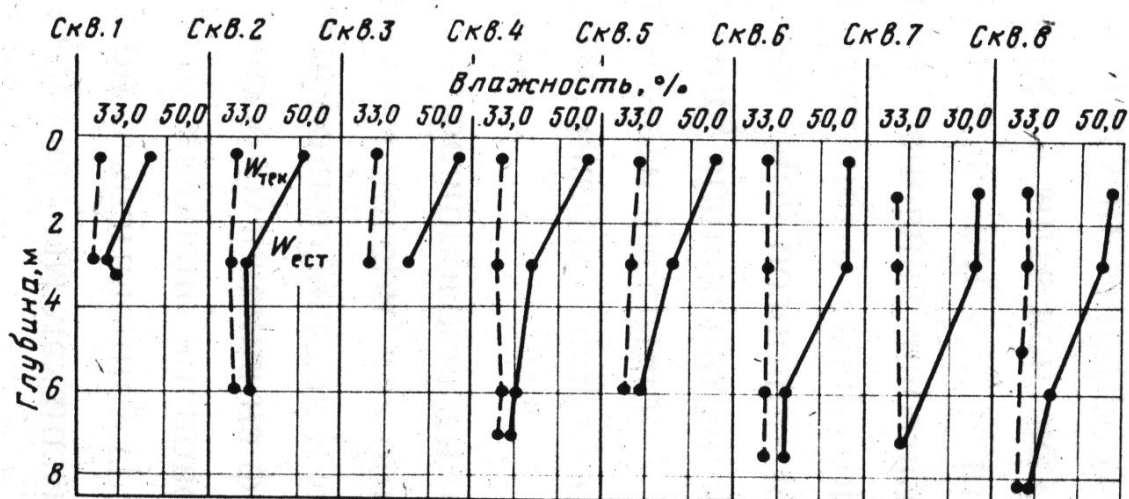


Рис. 7.6. Изменение влажности в различных точках осадка илонакопителя ($W_{\text{тек}}$ – влажность на пределе текучести; $W_{\text{ест}}$ – влажность естественная)

Результаты этих исследований свидетельствуют о том, что уплотнение осадка под действием веса происходит относительно интенсивно до глубины 5-6 м. На большей глубине дальнейшее уплотнение осадка практически прекращается. Кроме этого влажность осадка на глубине более 5 м остается на уровне 33%, что несколько превышает его влажность на пределе текучести, т.е. осадок вскоре после прекращения подачи исходной гидросмеси в илонакопитель находится в текучем состоянии.

Непосредственно связана с влажностью осадка его плотность, которая изменяется по мере удаления осадка от места загрузки илонакопителя и в глубину. Наиболее четко это наблюдается в пляжной зоне. В ее начале плотность сухого осадка (скелета) увеличивается от 650-780 кг/м³ в верхних слоях до 1140-1310 кг/м³ на глубине 3 м. В переходной зоне до глубины 6 м плотность сухого осадка равномерно увеличивается до 1000 кг/м³, оставаясь затем практически постоянной. В прудковой зоне в верхнем трехметровом слое плотность сухого осадка практически не изменяется и составляет 550 кг/м³, а на глубине 8 м она достигает 1040 кг/м³.

Показанное выше свидетельствует о том, что осадок илонакопителя по физико-механическим свойствам относится к мягким водонасыщенным грунтам типа суглинков и глин, неоднороден из-за фракционирования его по крупности вдоль потока. Так как сразу же после прекращения подачи исходных отходов флотации в илонакопитель осадок находится в текучем состоянии, то осуществление биологической рекультивации в таких условиях весьма проблематично, так как работы по нанесению культурного слоя на такой осадок проводить невозможно. Даже после отстоя и просыхания осадка в течение длительного срока просушенным оказывается небольшой слой, под которым остается мягкий водонасыщенный грунт. Перемещение транспортной и землеройной техники, производящей отсыпку и планировку культурного слоя, на поверхности илонакопителя опасно.

Увеличение прочности осадка илонакопителя возможно засыпкой его отходами гравитационного обогащения или обезвоживанием с помощью дренажных траншей.

Упрочение осадка засыпкой его гравитационными отходами обогащения. При засыпке илонакопителя отходами гравитационного обогащения следует предусмотреть отвод отжатой воды, получаемой в результате уплотнения осадка. При этом следует иметь в виду систематическую деформацию откосов насыпной массы. Чтобы из-

бежать возможных провалов техники, высота отсыпаемого слоя должна быть не меньше 7-10 м. В этом случае выполаживание откоса за счет оползания насыпной массы у края яруса происходит медленно и ограничено во времени. Отсыпку целесообразно проводить отдельными заходками со стороны загрузки илонакопителя, где отлагаются более прочные осадки. По мере продвижения к прудковой зоне постепенно следует сначала оконтурить засыпаемый участок пионерными насыпями, а затем также отдельными заходками вести засыпку от периферии к центру. При этом предотвращается выдавливание тонких, илистых частиц в виде текучего осадка за пределы илонакопителя. Далее следует засыпать образовавшиеся неровности на поверхности отсыпанного слоя, спланировать ее и провести работы по уплотнению. Такая поверхность илонакопителя пригодна для проведения работ по биологической рекультивации.

Обезвоживание осадка с помощью дренажных траншей. Подготовка поверхности илонакопителя к рекультивации может быть осуществлена предварительным обезвоживанием осадка с помощью дренажных траншей. Такие траншеи прорываются в осадке экскаваторами-драглайнами с ограждающих сооружений илонакопителя. Устройству дренажных траншей, на отключенном из технологического цикла илонакопителе, предшествуют отстой осадка в течение 2-3 месяцев и слив осветленной воды.

Дренажные траншеи раскапываются сначала в местах, где осадок достаточно прочный и отсутствует обрушение или оползание откосов (рис. 7.7). Обычно это место загрузки илонакопителя, где отлагаются наиболее крупные и плотные зерна и осадок максимально уплотнен. Фильтрующаяся из осадка в дренажные траншеи вода должна сразу же откачиваться передвижными насосами, устанавливаемыми на гребне ограждающих сооружений. По мере фильтрации воды из осадка, в результате освобождения пор и снижения порового давления в районе, близком к дренажным траншеям, происходит более полное уплотнение осадка под действием сил собственного веса. Это приводит к увеличению площади уплотненного осадка и появляется возможность увеличить длину дренажных траншей, расширив тем самым площадь фильтрующей поверхности и соответственно скорость процесса обезвоживания осадка.

Рекультивация. На обезвоженный таким способом осадок илонакопителя наносится слой отходов гравитационного обогащения, при этом толщина его может быть принята значительно меньшей (3-5 м). Затем наносится культурный слой и проводятся работы по биологической рекультивации.

Целесообразность рекультивации илонакопителя рассматривается в каждом отдельном случае путем сопоставления и всестороннего анализа других возможных направлений использования илонакопителя. Как правило, такой анализ приводит к выводу о преимуществе биологической рекультивации перед другими методами в случае прекращения действия угледобывающих и углеперерабатывающих предприятий в этом районе. Но в районах действующих предприятий заполненные илонакопители чаще не рекультивируют. При этом исходя из того, что довести плодородие рекультивированных земель до уровня естественных земель практически не удастся. Но главная причина – дефицит земель под новые отвалы гравитационного обогащения и илонакопители.

Устройство породных отвалов на илонакопителях

Решение о дальнейшем использовании заполненного илонакопителя принимается после тщательного технико-экономического анализа с учетом экологической об-

становки в месте расположения илонакопителя и характеристики экономического развития этого района. При отсутствии места для складирования породы шахт и гравитационных отходов углеобогатительной фабрики, а также наличии альтернативных решений складирования отходов флотации, отработанный илонакопитель следует использовать для сооружения породного отвала. Проведению работ по сооружению породного отвала на отработанном илонакопителе должны предшествовать исследования физико-механических свойств осадка по всей площади илонакопителя. Известно, что они неодинаковы и изменяются от места загрузки илонакопителя до места слива осветленной воды от супесей, суглинков до глин.

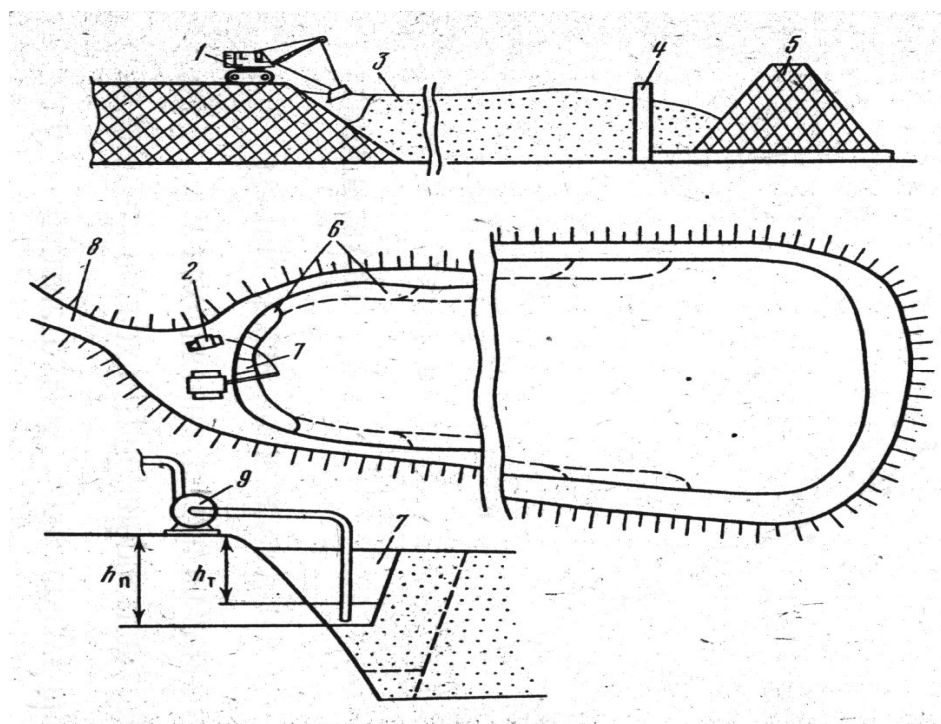


Рис. 7.7. Сооружение дренажных траншей в осадке:

- 1 – экскаватор-драглайн; 2 – автосамосвал; 3 – осадок; 4 – водосборные сооружения; 5 – дамба; 6 – дренажные траншеи; 7 – приямок; 8 – временная дорога; 9 – насос;
 h_T – глубина дренажной траншеи; $h_П$ – глубина приямка

В соответствии с результатами выполненных исследований составляется проект сооружения породного отвала. Первый ярус отсыпаемых пород формируется аналогично тому, как это делается при подготовке основания для биологической рекультивации илонакопителя. Технология отсыпки пород на подготовленное основание такая же, как при формировании плоского породного отвала. Отличительной особенностью здесь является возможность, в случае необходимости, увеличить высоту отсыпаемого яруса. Это связано с тем, что при отсыпке пород в заполненный илонакопитель без предварительного осушения осадка с помощью дренажных траншей возможно поднятие уровня обводненного осадка в центральной зоне в результате частичного замещения его отсыпаемыми от периферии к центру породами. Поэтому высота отсыпаемого яруса может достичь 15-20 м. Более точно она устанавливается в каждом конкретном случае в зависимости от высоты подъема уровня обводненного осадка в центральной зоне илонакопителя.

Работы по подготовке заполненного илонакопителя для рекультивации или сооружения плоского отвала шахтных пород и отходов гравитационного обогащения

должны сопровождаться непрерывным инструментальным и гидрогеомеханическим контролем и визуальными наблюдениями за деформациями откосов отвала, изменениями состояния и физико-механических свойств осадков, порового давления. По получаемым результатам следует своевременно скорректировать проект организации работ, если в этом возникает необходимость.

Очистка илонакопителей для повторного использования. Более перспективной является очистка заполненных илонакопителей от осадка с целью повторного их использования для складирования отходов флотации или илов. Большой опыт очистки илонакопителей от осадка накоплен на углеобогатительных фабриках Донецкого бассейна. Началу работ по очистке предшествуют обезвоживание осадка с помощью дренажных траншей по той же технологии, что и при подготовке илонакопителя к рекультивации или сооружению породного отвала. Разработку осадка начинают также с гребня дамбы экскаватором драглайном. После того как его возможности будут исчерпаны, экскаватор помещают в чашу илонакопителя. С этой целью сооружают въезд на гребень дамбы и съезд с нее в чашу илонакопителя, либо частичную разборку дамбы на полную или неполную ее высоту для устройства прорана (рис. 7.8).

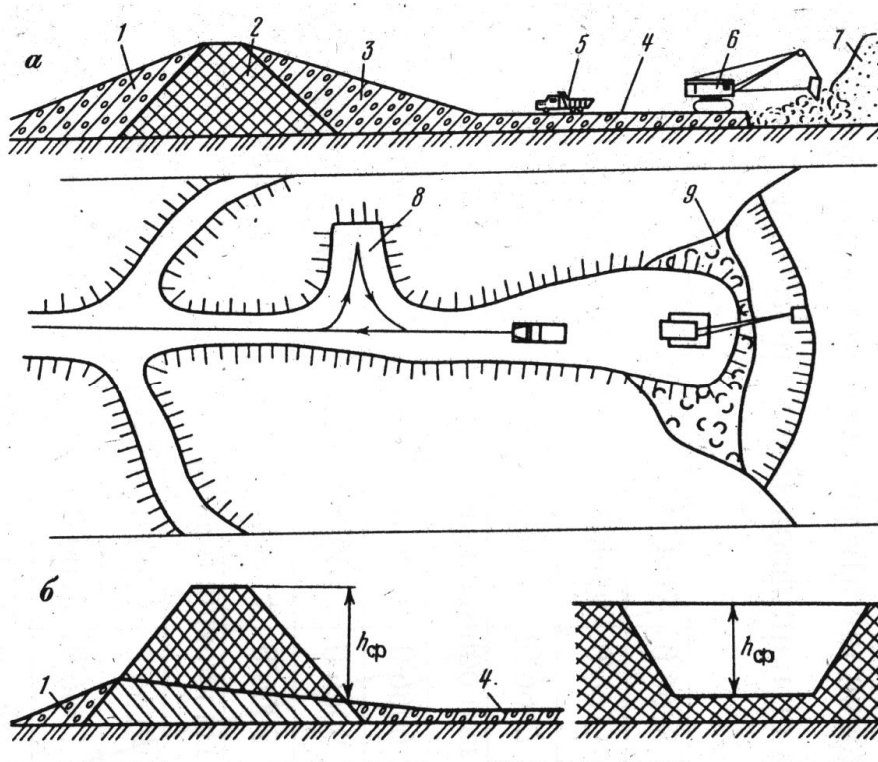


Рис. 7.8. Устройство въезда для транспортной и выемочной техники в чашу илонакопителя:

- a* – подсыпной въезд на гребень дамбы и съезда с нее; 1 – въезда на гребень дамбы; 2 – дамба; 3 – съезд с гребня дамбы в чашу илонакопителя; 4 – «подушка» под экскаватор и самосвалы; 5 – самосвалы; 6 – экскаваторы; 7 – осадок 8 – разворотная площадка; 9 – обрушенная часть осадка;
- б* – устройство прорана в дамбе; h_{cp} – высота срезаемой части дамбы

Въезд на гребень дамбы и съезд с него в чашу илонакопителя, а также устройство «подушки» под экскаватор и сооружение временных дорог устраивают по-разному на разных предприятиях. На некоторых обогатительных фабриках для этого используют глину, которую подсыпают слоями и уплотняют. Сверху насыпают слой

шлака. На других обогатительных фабриках используют отходы гравитационного обогащения с подсыпкой верхнего слоя из шлака или только шлаки. Для этих целей может быть использована шахтная порода, щебень, гравий или другие сыпучие материалы. Высота «подушки» под экскаватор в зависимости от необходимости может составлять 0,5; 1,0; 1,5, а иногда 2,0 м

Устройство прорана в теле дамбы производится после частичного отбора экскаватором осадка с гребня дамбы в прилегающей к этому месту дамбы зоне, зачистки верхового откоса и гребня дамбы от осадка. Затем в теле плотины экскаватором устраивается проем шириной у основания от 4-5 до 10 м для проезда транспортной и выемочной техники. Заложение откосов прорана должно быть $1 : 3 \div 1 : 3,5$ для предотвращения осыпания грунта. После такой подготовки начинают разработку осадка и его вывозку из илонакопителя.

Технология очистки илонакопителя различна на разных фабриках. Если применяется очистка с помощью экскаваторов-драглайнов и экскаваторов с прямой или обратной лопатой, то «подушка» делается только под экскаватор-драглайн. Его главное назначение – обрушивать осадок и подбирать его вокруг себя. Подборка обрушенного осадка со дна чаши илонакопителя производится экскаваторами с лопатой.

Для зачистки дна чаши илонакопителя используются бульдозеры. Иногда слой обрушенного и разбросанного по дну осадка высотой около 1 м перед его погрузкой в самосвалы несколько дней просушивается. В некоторых случаях обрушение просохшего в течение нескольких лет осадка осуществляли взрывами. При мощности забоя до 5-6 м осадок разрабатывается в один ярус со дна илонакопителя. При увеличении мощности забоя высота породной «подушки», с которой производится обрушение, должна быть увеличена.

Очистка илонакопителя производится полосами по всей ширине забоя. Ширина полос определяется длиной стрелы экскаватора. Во время работ по очистке илонакопителя из осадка, как правило, продолжает дренировать вода. Поэтому в местах ее скопления устраиваются водосборные приямки и устанавливаются дренажные передвижные насосы. При необходимости к приямкам подводят каналы для стока сдренировавшейся из осадка воды.

В некоторых случаях при длительном отстое илонакопителя, например 8-10 лет, и достаточно посушенном осадке возможна разработка его в два яруса, как это имело место на ЦОФ «Селидовская» ПО «Донецкуглеобогащение» (рис. 7.9). Из-за имеющегося уклона дна чаши илонакопителя высота слоя осадка изменялась от 6 до 9 м. Очистка илонакопителя была начата с гребня дамбы, после чего часть ее была разобрана для устройства въезда в илонакопитель шириной 10 м. Верхний ярус разрабатывали при расположении экскаваторов на основании высотой 0,4 м, подсыпанном на поверхность осадка из перегоревшей шахтной породы. Аналогичное основание подсыпали в местах движения самосвалов. Верхний ярус высотой 5 м разрабатывали экскаваторами с обратной лопатой. Второй, нижний ярус высотой 4 м, разрабатывали погрузчиком со дна чаши илонакопителя, при этом отставание поддерживали на расстоянии более 5 м. При необходимости дно чаши илонакопителя подсыпалось породой. Остатки осадка подчищались бульдозером.

Таким образом, для ускорения подготовки осадка к разработке после кратковременного отстоя и слива поверхностной воды и воды из прудковой зоны следует сначала провести работы по его осушению с помощью дренажных траншей и удалению из илонакопителя сдренировавшейся воды, оборудовать въезды в илонакопитель

и выезды из него, произвести разработку осадка путем предварительного обрушения и вывозки автотранспортом. При высоте слоя осадка до 5-6 м он разрабатывается в один ярус, при большей высоте слоя осадка возникают трудности его разработки, связанные с опасностью обрушения осадка и засыпки выемочной техники.

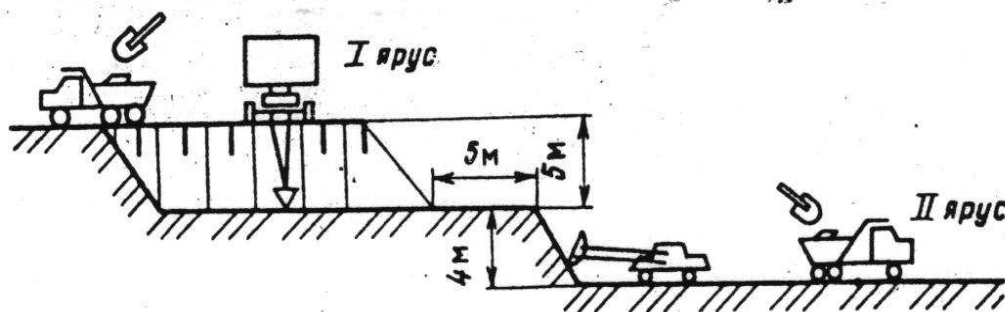


Рис. 7.9. Разработка просушенного при длительном отстое осадка в два яруса

Некоторое снижение такой опасности дает подмостка из сыпучих материалов под экскаваторы-драглайны, «подушки» высотой 1-2 м. Тем не менее, далеко не все илонакопители могут быть очищены.

Работам по очистке заполненных илонакопителей от осадка должны предшествовать полевые и лабораторные инженерно-геологические исследования для оценки физико-механических характеристик осадка и его высоты, на основании которых специализированной организацией разрабатываются рекомендации по технологии очистки данного илонакопителя и составляется проект, включающий организацию проведения работ.

Складирование осадка илонакопителя осуществляется различными способами. Чаще всего его свозят на породные отвалы, где стремятся складировать на отдельных площадках, не смешивая с отходами гравитационного обогащения. При складировании смеси – отходов гравитационного обогащения и отходов флотации или илов – верхний слой породы на отвале раскисает, ухудшая условия перемещения транспортной и планировочной техники. На некоторых предприятиях организована отгрузка осадка илонакопителей потребителям, чаще всего на кирпичные заводы. В зависимости от влажности осадка он грузится в вагоны непосредственно или после естественной просушки. Непосредственная погрузка отходов флотации производится самосвалами с эстакады, устраиваемой вблизи погрузочного железнодорожного пути, либо разгрузкой самосвалов на специально подготовленную у погрузочного пути площадку, откуда осадок экскаватором перегружается в железнодорожные вагоны. Если возникает необходимость, то перевалочную площадку делают такой величины, чтобы обеспечить естественную просушку осадка.

7.3.2. Илонакопитель многоразового использования

Очищенный илонакопитель может быть реконструирован в секционный илонакопитель непрерывного действия с поочередным заполнением и очисткой секций. Сооружение такого илонакопителя возможно также на новом месте.

Преимущество секционного илонакопителя – существенное сокращение использования полезных земель, так как сооружается он один раз на весь срок службы

предприятия. Непрерывное получение осветленной воды для использования в оборотном цикле фабрики обеспечивается поочередным заполнением и очисткой секций. Непрерывность работы секционного илонакопителя может быть гарантирована только при условии обеспечения синхронности операций заполнения секций, подготовки осадка к очистке и собственно очистки секций от осадка по времени. Это возможно, если технологические операции обеспечат заполнение секций осадком на полный их объем, существенное сокращение подготовительных работ по разработке осадка и собственно операций разработки и удаления осадка из секции.

В основе такой технологии лежат закономерности изменения физико-механических свойств осадка вдоль пляжной зоны илонакопителя и по его глубине, опыт эксплуатации секционного отстойника и очистки некоторых илонакопителей традиционной конструкции. Поэтому суть технологических особенностей секционного илонакопителя заключается в том, что секция заполняется твердым на полный ее объем, а не осевшие в ней тонкие частицы переводятся в следующую секцию, в которую затем подается исходное питание. Взаимодействие относительно крупных частиц питания с тонкой взвесью позволяет получить относительно равномерный по гранулометрическому составу и прочностным характеристикам осадок во всем объеме секции, что ускоряет и облегчает подготовку и разработку осадка. Этому способствует небольшая до 5-6 м, глубина секций илонакопителя, обоснованная тем, что процесс самоуплотнения осадка идет именно до этой глубины. При большей глубине он резко замедляется. Технология очистки осадка такой высоты имеется.

Принципиальная схема работы трехсекционного илонакопителя многократного использования приведена на рис. 7.10.

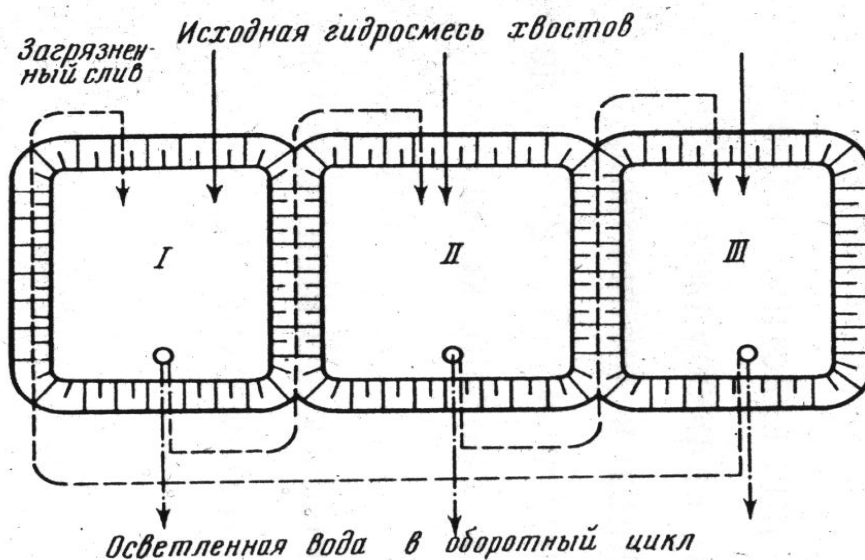


Рис. 7.10. Схема секционного илонакопителя

Гидросмесь отходов флотации подается в I секцию. До тех пор пока в сливное устройство поступает чистая осветленная вода, она возвращается в оборотный цикл фабрики. По мере заполнения секции осадком увеличивается пляжная зона и соответственно уменьшается прудковая зона. В определенный момент времени в сливную воду начинают уноситься тонкие, трудноосаждаемые частицы. С этого времени сливная вода I секции переводится в предварительно очищенную от осадка II секцию (пунктирная линия

на рис. 7.10), где площадь осветления значительно больше площади осветления прудковой зоны I секции. Соответственно уменьшается высота слоя гидросмеси.

Наличие большей площади осветления в сочетании с меньшими высотой слоя и концентрацией твердого в гидросмеси способствует увеличению скорости осаждения тонких частиц. Исходная гидросмесь продолжает подаваться в I секцию до полного ее замыва, т.е. до тех пор, пока исчезнет в ней прудковая зона. Этот момент определяется наступлением равенства гранулометрического состава твердой фазы в исходной гидросмеси и сливной воде. После этого исходное питание переводится во II секцию, в которой находится гидросмесь с частично осевшими, частично находящимися во взвешенном состоянии тонкими частицами.

В I секции осуществляются операции отстоя и слива воды с верхних слоев осадка, дренажа воды из осадка и ее удаления из секции, разработка осадка выемочной техникой и его удаление из секции транспортными средствами.

Подача во II секцию сначала гидросмеси, содержащей тонкие, трудноосаждающиеся частицы, а затем исходных отходов флотации, из которых в начальной зоне секции выпадают наиболее крупные и плотные частицы, интенсифицирует осаждение тонких зерен. Механизм этого явления сложен. Однако главные факторы - лидирование крупных зерен и механическое воздействие крупных зерен на тонкие. Влияние явления лидирования относительно крупных зерен заключается в том, что в результате вихревого обтекания такого зерна возникает перепад давлений и за падающей частицей образуется зона пониженного давления, в которую увлекаются тонкие зерна, приобретая тем самым такую же скорость падения, как и крупные частицы. В результате механического взаимодействия крупных и тонких зерен скорость осаждения последних увеличивается. Кроме того, крупные зерна являются центрами естественной коагуляции, которая частично имеет место при коллективном осаждении зерен различной крупности.

Относительно крупные частицы оказывают также положительное влияние на скорость и степень уплотнения осадка, сложенного из тонких зерен. При их попадании в такой осадок, как правило, рыхлой структуры, образуются вертикальные каналы, по которым отжатая свободная вода выходит из осадка, способствуя его уплотнению. Кроме того, осадок из смеси крупных и тонких частиц обладает большим коэффициентом фильтрации, т.е. быстрее обезвоживается при проведении мероприятий по дренажу воды из осадка, приобретая прочностные свойства, определяющие его транспортабельность. Этому в значительной степени способствует уменьшение пористости осадка, благодаря увеличению его неоднородности по крупности.

Благодаря разделению материала по крупности в остальной части секции образуется осадок из зерен средней крупности, поскольку часть тонких зерен из II секции также будет переведена в III секцию, где процесс формирования осадка повторяется.

На рис. 7.11 изображены стадии формирования осадка в секциях илонакопителя с ограждающими сооружениями 2, пульпопроводами исходной гидросмеси 1 и сливных устройств 5.

В заполняемую секцию I (рис. 7.11а), в которую предварительно была залита гидросмесь с тонким шламом из предыдущей секции, подается исходная гидросмесь отходов флотации 9 (рис. 7.11б), из которой выпадает твердые частицы. Чистый слив 7 используется в оборотном цикле. После того как площадь прудковой зоны 4 сократится за счет увеличения площади пляжной зоны 3 до размеров, не обеспечивающих осаждение твердых частиц, загрязненный слив 6 переводится во II секцию. Такой режим работы сохраняется до полного заполнения секции I осадком 8 (рис. 7.11б), по-

сле чего исходное питание переводится в секцию II, где относительно крупные зерна осаждаются на слой из тонких зерен интенсифицируя их осаждение и уплотнение.

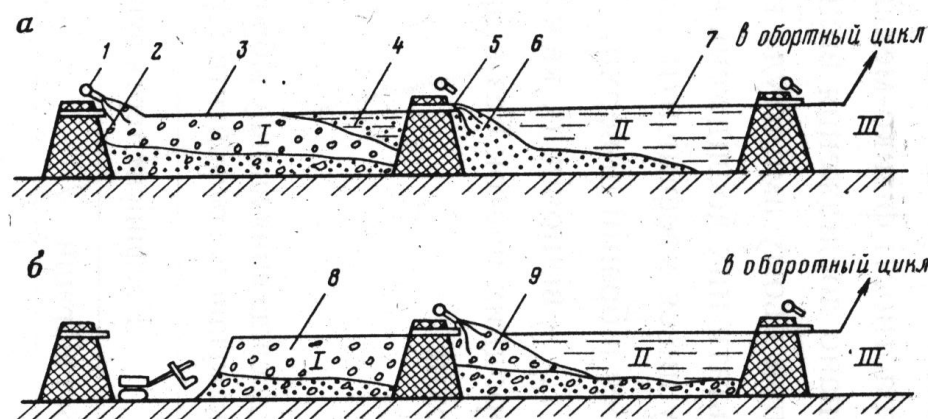


Рис. 7.11. Стадии формирования осадка в секционном илонакопителе

Таким образом, возможно, избежать образования зоны с тонкими трудноосаждающимися частицами, из которых невозможно получить в короткие сроки уплотненный осадок, пригодный к разработке выемочной техникой. Средний размер зерен и прочностные свойства такого осадка примерно одинаковы по всей длине секции.

Важным фактором, обеспечивающим стабильную работу секционного илонакопителя как замкнутой системы, является равенство гранулометрического состава осадка в секциях и исходном питании. Если это условие не будет соблюдаться, то возможно накопление тонких зерен в одних секциях за счет меньшего их содержания в других, т.е. ухудшение прочностных характеристик осадка в одних секциях за счет их улучшения в других. Поэтому содержание и гранулометрический состав твердого в загрязненных сливах, направляемых в последующие секции, должны быть одинаковыми. Практически этого можно достичь переводом исходного питания из заполняемой секции в последующую после того, как гранулометрический состав твердого в загрязненном сливе станет таким же, как в исходном питании. Это произойдет после исчезновения прудковой зоны, т.е. после полного замыва секции твердым.

7.3.3. Оборот осветленной воды

Хвостовые воды, освободившиеся от твердых частиц (осветленные) в пруде-хвостохранилище, как правило, возвращают на фабрику для повторного промышленного использования. Потребность в водообороте возникает, если:

- внешние источники водоснабжения не в состоянии обеспечить фабрику водой в необходимом количестве;
- стоимость водоснабжения из естественного водоема оказывается больше, чем возврат осветленной воды;
- осветленные воды, вследствие их химического загрязнения, нельзя сбрасывать в естественные водоемы;
- стоимость химической очистки осветленных вод перед сбросами их в водоем значительна.

В процессе обогащения руд вводят следующие реагенты, содержащиеся в хвостовых водах:

- цианистые соединения;

- ксантогенаты, придающие неприятный запах воде даже при концентрациях до 0,05 мг/л;

- крезол и все фенолсодержащие реагенты, обуславливающие при хлорировании воды ее «аптечный» запах и в некоторых случаях убивающие органическую жизнь в водоемах;

- цинковый купорос, образующий комплексную токсическую соль цианида цинка;

- сернистый натрий, образующий во взаимодействии с ионами циана роданиды;

- медный купорос, образующий в соединении с цианидами комплексную токсическую соль цианида и меди.

Указанные реагенты обладают токсическими свойствами.

Кроме них, в хвостовых водах содержатся известь, кислоты, жидкое стекло, керосин, сосновое масло и другие вещества, повышающие щелочность воды и изменяющие в той или иной степени ее свойства. В хвостовых водах содержатся также ионы меди, свинца и цинка.

Исследования, проведенные лабораторией химической очистки промышленных сточных вод института ВодГЕО на хвостохранилищах Тырныаузской и Каджаранской обогатительных фабрик, показали следующее:

1. В хвостохранилищах хвостовые воды освобождаются от твердых частиц и частично очищаются от цианидов, сульфидов, нефтепродуктов, ионов тяжелых металлов и нерастворимой взвеси из углекислых соединений этих металлов;

2. Концентрация флотационных реагентов в сбрасываемых в реки осветленных водах снижается до нетоксичного содержания в многоводные периоды на протяжении 20 км, в маловодные периоды – на гораздо большем протяжении.

Исследования, проведенные на Чашинском хвостохранилище Лениногорских обогатительных фабрик, также показали, что химической очистки хвостовых вод до санитарных норм не достигается.

При составлении проекта хвостового хозяйства, как правило, следует проводить специальные исследования для решения вопроса о необходимости химической очистки хвостовых вод и разработки технологической схемы очистки.

Приведем пример проектирования сооружений для химической очистки хвостовых вод.

Проектное решение по Белоусовской обогатительной фабрике предусматривает дополнительную химическую очистку хвостовых вод, осветленных в хвостохранилище. Это решение было принято на основании результатов специальных исследований, выполненных лабораторией исследования флотационных реагентов и обезвреживания фабричных вод института Механобр, показавших, что расход активного хлора на разрушение цианидов в пульпе в 19 раз больше, чем для очистки осветленной в хвостохранилище воды. Результаты этих исследований приведены в табл. 7.1.

Технологическая схема химической очистки хвостовых вод предусматривает следующие операции:

- добавление в осветление воды 1.2 кг хлорной извести с содержанием активного хлора в количестве 30% на 1 м³ очищаемой воды в виде 10%-ного водного раствора;

- время контакта очищенной воды с водным раствором хлорной извести 30 мин;

- после контакта очищаемой воды с раствором хлорной извести – двухчасовой отстой.

Таблица 7.1

**Результаты дополнительной химической очистки хвостовых вод на
Белоусовской обогатительной фабрике**

Ингредиенты	До очистки	После очистки		При полной загрузке необходимого активного хлора
	Исходная сточная вода	При недостаточном добавлении активного хлора		
Добавление активного хлора, мг/л	-	150,0	300,0	450,0
Наличие остаточного активного хлора, мг/г	-	0,0	1,0	5,0
Содержание цианидов, мг/г	22,2	0,54	0,06	0,0
Содержание меди, мг/л	8,0	-	-	0,0
Содержание свинца, мг/л	0,42	-	-	0,0
Содержание ксантогената	0,35	-	-	0,0

Проектом предусмотрен комплекс сооружений в следующем составе: расходный склад хлорной извести; хлораторная; контактор; отстойники.

Очистку хвостовых вод от керосина рекомендуется производить методом сорбции на гидроокиси железа с последующей фильтрацией воды через песчаный или шлаковый фильтры. Эффективно используются для осветления сточных вод синтетические флокулянты: полиакриламид и его производные, сополимеры винилацетата и малеинового ангидрида. Расход синтетических флокулянтов составляет от 2 до 50 мг на 1 м³ суспензии.

В Гитнцветмете получены лабораторные образцы эффективных флокулянтов: КОДТ (продукт конденсации кубовых остатков гексаметилендиамина, таллонового масла и дихлорэтана) и ПАНГ (гидролизированный полиакрилонитрил). При введении КОДТа или ПАНГа в пульпу, содержащую 5% глинистых шламов, в количестве 5-10 г на 1 м³, через 2 мин происходит полное осветление 60 мм ст. жидкости при общей высоте столба осветляемой жидкости 100 мм. Без добавления флокулянтов полного осветления пульпы не происходит в течение 48 ч.

Наилучшим способом защиты естественных водоемов от загрязнения их хвостовыми водами является возврат осветленных вод на фабрику для повторного их использования в технологическом процессе обогащения. В ряде случаев при наличии в хвостовых водах фенольных реагентов керосина указанное решение является практически единственно возможным. В то же время опыт показывает, что в большинстве случаев использование оборотной воды в технологическом процессе оказывается возможным и целесообразным.

Во всех указанных случаях рационально в целях защиты природы устраивать водооборот механически осветленных вод из хвостохранилища даже и в тех случаях, когда это другими обстоятельствами не вызывается (например, и тогда, когда существующие естественные источники водоснабжения в состоянии удовлетворить нужды предприятия).

Расход для оборотного водоснабжения определяют расчетом баланса вод в хвостохранилище. При этом учитываются:

- поступление в хвостохранилище хвостовых вод и вод, стекающих в пруд с площади его водосбросного бассейна в различные времена года, при учете различной степени обеспеченности расходов паводковых вод (многолетнее регулирование);
- потери на испарение и фильтрацию через борта хвостохранилища и через оградительные сооружения (плотины и дамбы);
- потери за счет воды, остающейся вместе с хвостами в хвостохранилище в порах отложений последних;
- количество воды, идущей на создание осветительной емкости хвостохранилища.

В ряде случаев вода в хвостохранилищах содержит вредные для здоровья реагенты, и нельзя допускать фильтрацию ее из хвостохранилищ, так как такая вода, попадая в источники питьевого водоснабжения населения (грунтовые колодцы, речки, водохранилища и др.), загрязняет их, делая воду непригодной к употреблению.

Это сложный вопрос, решение которого возможно при наличии данных о геологическом строении дна и берегов хвостохранилищ и фильтрационных свойств грунтов.

Хвостовые воды, фильтруя сквозь грунты, входят с последними в химическое взаимодействие, при котором может происходить естественная их очистка. Породы, через которые фильтруют хвостовые воды, могут, однако, оказаться нейтральными и в смысле химического взаимодействия. В этих случаях неизбежно проектирование мероприятий по предотвращению фильтрации из хвостохранилищ.

В качестве защитных мероприятий против фильтрации могут проектироваться:

- устройство пластырей, накладываемых на проницаемые площадки ложа хвостохранилища из маловодопроницаемых глинистых грунтов, в частности кольматаж указанных площадок глинистой пульпой;
- устройство водонепроницаемых завес по периметру пруда-хвостохранилища;
- дренаж грунтовых вод с возвратом их в пруд-хвостохранилище.

В последнее время все чаще прибегают к покрытиям ложа прудов (очистных бассейнов) полиэтиленовой пленкой.

7.3.4. Уменьшение сброса жидких отходов

Жидкие отходы для своего складирования требуют строительства илонакопителей – дорогостоящих гидротехнических сооружений больших объемов и, соответственно, отвода земельных площадей. Ежегодный сброс жидких отходов в илонакопители по Украине составляет 3-5 млн. т (по твердому).

В ведении углеобогащительных фабрик в настоящее время имеется 35 илонакопителей общей вместимостью 128,8 млн. м³ и площадью 1805 га. Строительство новых хранилищ жидких отходов требует выделения земельных площадей из расчета 15-25 га на 1 млн. т отходов или, приблизительно, 100 га в год [178].

Снижение сброса жидких отходов в илонакопитель осуществляется, в основном, двумя путями: недопущением попадания горючей массы в отходы и переработкой отходов с целью извлечения из него низкочольного зернистого шлама путем классификации или обогащения. К оборудованию, на основе которого создаются подобные технологии, являются циклонно-ситовые классификаторы типа ЦСК-630, грохоты конические типа ГК-8М, ленточные классификаторы типа КЛ-10, флотационные

пневматические и механические машины производства отечественного и зарубежного изготовления.

Циклонно-ситовый классификатор ЦСК-630

Из анализа технологических показателей процесса флотации на углеобогажительных фабриках следует, что основные потери горючей массы с флотоотходами представляют собой зернистую часть крупностью $+0,2$ мм [74, 75, 179]. Следовательно, контроль крупности питания флотационных машин является необходимой технологической подготовительной операцией. Применяемые для этой операции гидроциклоны имеют большую производительность, но при низкой плотности твердого материала не обеспечивают кондиционность по крупности сливного продукта [75]. Известно, что наибольшая точность разделения по крупности по одному продукту зернистых материалов имеет место при ситовой классификации, подситный продукт которой не содержит частицы крупнее отверстий применяемых сит. Однако грохоты с ситовой поверхностью при разбавленных пульпах (≤ 100 г/л) имеют низкую удельную производительность.

Из вышеизложенного следует целесообразность сочетания в одном аппарате достоинств гидроциклона и грохота с ситовой поверхностью [75-77].

С этой целью ГП «Укрнииуглеобогащение» разработан трехпродуктовый циклонно-ситовый классификатор ЦСК-630 [78], схема которого изображена на рис. 7.12 [180].

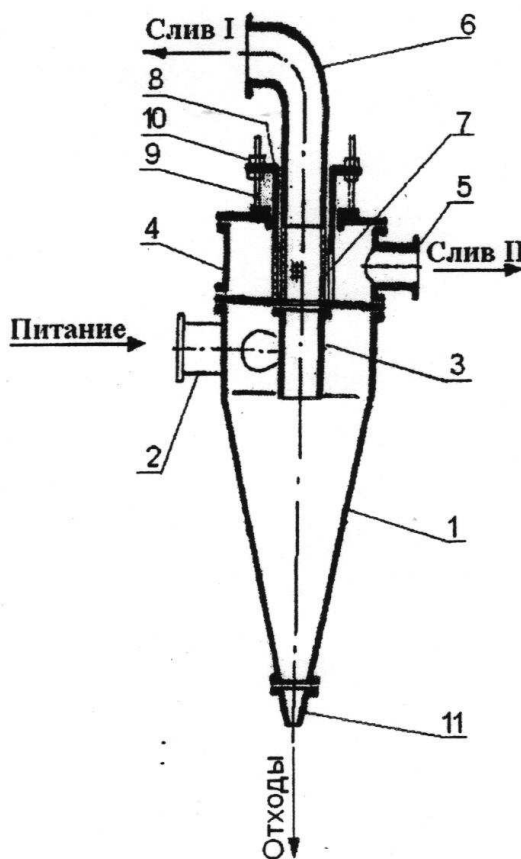


Рис. 7.12. Циклонно-ситовый классификатор ЦСК-630

Циклонно-ситовый классификатор состоит из цилиндро-конического корпуса 1 с тангенциальным питающим патрубком 2, сливного стакана 3, сливной камеры 4 со сливным патрубком 5, промпродуктового патрубка 6 с цилиндрическим ситом 7. С внешней стороны сита 7 и соосно с ним установлен регулировочный стакан 8, который может перемещаться вдоль сита 7 по направляющим шпилькам 9, изменяя, таким образом, активную площадь просеивающей поверхности сита и тем самым объемную производительность классификатора по разгружаемому подситному продукту. Величина активной площади просеивающей поверхности сита может изменяться в пределах от 0 до max.

В заданном положении стакан 8 фиксируется на направляющих шпильках 9 гайками 10.

Отходы удаляются из классификатора через песковую насадку 11.

Циклонно-ситовый классификатор работает следующим образом. Исходная суспензия под давлением через тангенциальный питающий патрубок подается в цилиндрическую часть корпуса. Под действием центробежных сил более крупные и более тяжелые частицы отбрасываются к стенкам корпуса и перемещаются вдоль винтовой линии по его конической части до песковой насадки, через которую они выводятся из классификатора.

Мелкие и легкие частицы перемещаются к оси цилиндрической части корпуса классификатора и восходящим вихревым потоком через сливной стакан поднимаются вверх, где они попадают на сито, которое установлено в камере слива. Основная масса частиц, размеры которых меньше отверстий сита, попадает вместе с суспензией в камеру слива и через патрубок слива подситного продукта выводятся из классификатора и направляются на флотацию.

Частицы, размеры которых больше отверстий сита, и остатки мелких частиц по внутренней поверхности сита вращающимся потоком суспензии выводятся в промпродуктовую камеру и направляются с помощью сливного патрубка надситного продукта в емкость исходного питания классификатора.

Образец классификатора ЦСК-630 изготовлен экспериментальной базой Укрнииуглеобогащения, а его промышленные испытания прошли на ЦОФ «Пролетарская».

Экспериментальный образец классификатора ЦСК-630 установлен на отм.+37,0 м параллельно действующему циклону ГЦ-630. Подача питания на ЦСК-630 осуществлялась путем перекрытия питания гидроциклона ГЦ-630. Сгущенный продукт ЦСК-630 совместно со сгущенным продуктом ГЦ-1000 поступает на обезвоживание на неподвижные сита «Каскад», подситный продукт – в АКП-1600 и далее на флотацию, сливной (надситный) продукт – возвращается в пирамидальные сгустители.

Планом промышленных исследований предусматривалось проведение экспериментов с изменением 3-х параметров: размера отверстий сит (0,5; 1,0; 2,0 и 4,0 мм), площади сита (0; 50; 75; 100%) и давления на входе в классификатор (0,19; 0,29; 0,39 МПа).

В качестве функции отклика использовались следующие показатели: содержание класса +0,5 мм в подситном продукте, зольность подситного продукта, выход подситного продукта.

Полученные данные позволили сделать следующие выводы:

1) применение циклонно-ситового классификатора позволяет уменьшить содержание частиц крупностью более 0,3 мм в питании флотации на 2,4% (с 2,6 до

0,2%) при размере отверстий сита 0,5 мм и тем самым снизить их содержание в отходах флотации на 0,7% (с 1,1 до 0,4%);

2) учитывая гранулометрический состав питания флотации ЦОФ «Пролетарская», целесообразно иметь набор сит с размером отверстий 0,25-0,35 мм.

Грохот конусный ГК-8М

ГОФ «Луганская» ГХК «Луганскуголь» обогащает угли марки «ДГ» и «Г». Сырьевая база представлена в основном углями шахты «Луганская», а также рядом других шахт, в том числе шахт Западного Донбасса.

Водно-шламовая схема фабрики достаточно развита и характеризуется большим числом операций по обработке и улавливанию шламов, а также многопоточностью, т.е. параллельными потоками переработки шламовых продуктов. Несмотря на это, значительное количество полезного компонента сбрасывается в илонакопитель. По данным опробований 2002 г. зольность сбросов составляет 61,0%.

С целью снижения потерь топлива путем дополнительного извлечения его из сбрасываемого в илонакопитель шламового продукта на операции классификации слива гидроциклона был установлен конусный грохот ГК-8М, оснащенный щелевым колосниковым (шпальтовым) ситом с шириной отверстий 0,2 мм [181]. Колосники сита ориентированы вдоль образующей конуса.

Особенностью конструкции грохота ГК-8М является загрузочное устройство, позволяющее, во-первых, равномерно распределить исходную пульпу по окружности большего основания конуса; во-вторых, обеспечить скоростной напор струй исходного питания по касательной к окружности большего основания, позволяющий реализовать спиралевидное движение материала по внутренней поверхности конического сита; в-третьих, с целью повышения срока службы сит изменить направление потока пульпы в загрузке на противоположное путем переключения подачи пульпы на другой ряд распределительных патрубков.

Второй особенностью конструкции грохота ГК-8М является наличие механизма простукивания, позволяющего устранять залипание отверстий рабочей поверхности [182]. Результаты работы грохота ГК-8М приведены в табл. 7.2.

Грохот установлен на отметке +18,0 м главного корпуса фабрики. Исходное питание (слив гидроциклонов ГЦ-630, расположенных на отметке +28,0 м) подается в загрузочное устройство грохота по трубе диаметром 328 мм, имеющей уклон 10°. Продукты грохочения распределяются следующим образом: надситный по желобу, установленному с наклоном 56° подается на ленточный вакуум-фильтр ЛОП-15, а подситный по желобу с уклоном около 10° направляется в сливной бак и далее в илонакопитель.

В процессе проведения промышленных испытаний осуществлялся отбор проб трех продуктов: питание грохота ГК-8М из сборного бака слива гидроциклонов ГЦ-630 на отметке 28,0; надситный продукт грохота в загрузочном желобе ленточного вакуум-фильтра на отметке +12,0 м; подситный продукт грохота в желобе на отметке +12,0 м. Отбор проб осуществлялся в режиме устойчивой работы фабрики. Пробы отбирались с интервалом времени 1 час и накапливались в отдельных емкостях.

В процессе испытаний установлено [182], что использование простукивающего устройства позволяет полностью исключить процесс «залипания» сит. Испытания простукивающего устройства с частотой срабатывания ударного механизма 11, 14, 17 и 20 ударов в минуту позволили установить, что при частоте срабатывания устройства 14 и 17 ударов в минуту «залипание» сит полностью исключено на любых углях произвольной нагрузке по исходному.

Объем пульпы поступающий на грохот составил 300-400 м³/ч. Производительность по твердому 18-28 т/ч, удельная производительность – 2,5-3,1 т/ч·м². При граничной крупности разделения 0,2 мм эффективность грохочения по нижнему классу составила в среднем 94,8%, эффективность грохочения по двум продуктам -76,7%.

Таблица 7.2

**Результаты технологических испытаний конусного грохота ГК-8М
на ГОФ «Луганская»**

Классы крупности, мм	Продукт							
	исходный		надрешетный			подрешетный		
	Гранулометрический состав, %	Зола, %	Гранулометрический состав, %		Зола, %	Гранулометрический состав, %		Зола, %
			к продукту	к исходному		к продукту	к исходному	
+1,0	-	-	-	-	-	-	-	-
0,5-1,0	0,2	3,5	2,4	0,2	3,0	-	-	-
0,2-0,5	4,8	3,3	48,8	4,0	3,8	0,9	0,8	8,0
0,1-0,2	5,3	12,2	15,9	1,3	18,9	4,3	4,0	10,0
-0,1	89,7	67,3	32,9	2,7	73,4	94,8	87,0	67,1
Итого	100,0	61,2	100,0	8,2	29,1	100,0	91,8	64,1
С, г/л	7,0		350			65		
Э ₂ , %			95,0					
Э ₁ , %			79,3					
Q, т/ч			28					
V, м ³ /ч			400					

Анализ приведенных данных показывает, что отсев значительной части высокозольного продукта на грохоте ГК-8М позволил получить надрешетный продукт зольностью 27,9-35,7%, который после обезвоживания на ленточном вакуум-фильтре ЛОП-15 может быть присажен к общему концентрату.

Результаты испытаний конусного грохота ГК-8М показали, что за счет высокой точности классификации на нем фактором экономической эффективности является увеличение выхода концентрата путем улавливания 1,5-2,0 т/ч крупнозернистого шлама зольностью 27,9-35,7% из жидких отходов зольностью 59,9-61,7% сбрасываемых в илонакопитель.

Ленточный классификатор КЛ-10

На ЦОФ «Павлоградская» применяется двухпоточная водно-шламовая схема. Один из шламовых потоков (первичный шлам) представлен подрешетными водами от обесшламливания рядового угля (подрешетный продукт конусных грохотов ГК-1,5), фугатом обезвоживающих центрифуг и отходами регенерации суспензии, а другой

шламовый поток (вторичный шлам) представлен подрешетными водами от обезвоживания концентрата (слив багер-зумпфов отсадки и подрешетные воды обезвоживающих концентратных грохотов ГИСТ-72).

Обработка шламовых продуктов этих двух потоков осуществляется по следующей схеме.

Поток первичного шлама направляется в гидроклассификатор, сгущенный продукт которого подвергается классификации и дальнейшему сгущению в гидроциклонах ГЦ-630. Сгущенный гидроциклонов обезвоживается на грохотах ГИСЛ-42, низкочольный надситный продукт которых направляется на термосушку и далее присаживается к энергетическому концентрату 0-13 мм; а высокочольный подситный продукт грохотов вместе со сливом гидроциклонов подается на обработку в радиальный сгуститель отходов. Слив гидроклассификатора направляется в шламовый радиальный сгуститель.

Поток вторичного шлама аккумулируется в радиальном шламовом сгустителе, слив которого подается в оборот, а сгущенный продукт подвергается классификации и дальнейшему сгущению в гидроциклонах ГЦ-630. Слив гидроциклонов направляется в радиальный сгуститель отходов, сгущенный обезвоживается параллельно на грохоте ГИСЛ-42 и ленточном классификаторе КЛ-10. Надситный продукт грохота и ленточного классификатора направляется на термосушку и далее присаживается к концентрату 0-13 мм, а подситный продукт поступает в радиальный сгуститель отходов.

Слив радиального сгустителя отходов направляется на осветление в радиальный сгуститель илов, а сгущенный продукт радиального сгустителя отходов, с целью уменьшения потерь горючей массы, обрабатывается на установке, укомплектованной оборудованием фирмы «Parnabik», по следующей схеме.

В гидроциклонах ГЦ-500 исходный продукт подвергается классификации и дальнейшему сгущению, слив гидроциклонов направляется в радиальный сгуститель илов, а сгущенный подается на предварительное обезвоживание, на вибросито. Надситный продукт вибросита обезвоживается в центрифуге ЕВW-36, концентрат которой поступает на термосушку и далее присаживается к концентрату 0-13 мм, а фугат вместе с подрешетным продуктом вибросита направляется на осветление в радиальный сгуститель илов. Слив радиального сгустителя илов направляется в оборот, а сгущенный продукт сбрасывается в илонакопитель.

Ленточный классификатор КЛ-10 установлен на операции классификации части как первичных (необогащенных), так и вторичных (обогащенных) шламов и находится в эксплуатации с 1996 г. [183] В качестве просеивающей поверхности использовалась сетка из синтетических моноплетей с размером ячейки 0,2x0,5 мм, замыкающейся при экипировке ленточного классификатора в бесконечное полотно, при этом граничная крупность разделения определялась по меньшей стороне ячейки и составляла 0,2 мм. Ленточный классификатор оснащен:

- зоной гравитационной классификации, в которой происходит извлечение основной части класса меньше граничной крупности разделения вместе с жидкой фазой в подситный продукт;
- зоной противоточной промывки, в которой происходит разрушение образовавшегося осадка снизу водой под давлением;
- зоной обезвоживания, где происходит окончательное удаление из надситного продукта влаги и оставшейся части класса меньше граничной крупности.

Суммарная площадь зон, образующих рабочую поверхность просеивания, составляет 10 м².

Технологические показатели работы КЛ-10 приведены в табл.7.3.

Таблица 7.3

Показатели работы КЛ-10

Исходный продукт	№ опыта	Производительность по исходному, м ³ /ч	Технологические параметры продуктов					
			Исходный		Надситный		Подситный	
			Содержание твердого, кг/м ³	Зола, %	Влажность, %	Зола, %	Содержание твердого, кг/м ³	Зола, %
Первичный шлам (сгущенный продукт гидроклассификатора)	1	210	210	60,0	20,7	37,9	130	66,2
	2	203	230	57,4	20,5	35,6	145	63,8
	3	200	210	59,3	20,0	36,3	140	59,8
	4	207	230	60,2	20,8	34,9	120	68,4
	5	188	250	63,8	21,0	37,0	150	73,6
Вторичный шлам (сгущенный продукт шламового радиального сгустителя)	1	200	220	51,5	22,0	15,4	90	64,7
	2	221	190	49,0	21,8	16,6	100	60,5
	3	215	200	47,9	21,5	15,5	95	61,9
	4	228	180	40,9	19,0	14,3	110	51,4
	5	200	230	53,1	22,0	17,1	110	66,9

В процессе длительной эксплуатации ленточного классификатора установлено, что при классификации по граничной крупности 0,2 мм как небогатенного, так и обогащенного шлама с содержанием в нем до 80% класса менее 0,2 мм объемная нагрузка по исходному составляла в среднем 44 т/ч, производительность по надситному продукту колебалась от 8 т/ч до 11 т/ч, влажность надситного продукта в среднем составляла 21%, засорение надситного продукта нижним (класс -0,2 мм) не превышала 7%, эффективность разделения по нижнему классу достигала 97-98%.

Такая высокая эффективность разделения шламовых продуктов по граничной крупности 0,2 мм на ленточном классификаторе КЛ-10 достигается за счет следующих факторов:

- не происходит залипание ячеек просеивающей поверхности, так как материал подается на постоянно чистую движущуюся просеивающую поверхность;
- не образуется на поверхности толстый слой, препятствующий прохождению частиц меньше размеров ячейки, так как нет перемещения продукта относительно просеивающей поверхности;
- имеется возможность, путем изменения скорости движения просеивающей поверхности при постоянной исходной нагрузке, создавать на поверхности тонкий слой осадка (не более 10 мм) с малым удельным сопротивлением, а также имеется возможность создания пористого осадка путем противоточной его промывки водой под давлением снизу;

- интенсифицируется процесс удаления влаги и вместе с ней тонких классов ниже граничной крупности в подситный продукт в зоне дробного вакуумного обезвоживания, за счет вакуумного и атмосферного давления, действующих периодически на осадок в противоположных направлениях.

Возможность в конструкции ленточного классификатора КЛ-10 регулировать толщину слоя надситного продукта, возможность создания пористого осадка с малым удельным сопротивлением и наличие дробного вакуумного обезвоживания позволяет осуществлять на нем как процесс классификации по низкой граничной крупности разделения (образование тонкого слоя), так и процесс обезвоживания труднофильтруемых угольных суспензий (образование толстого фильтрующего слоя более 10 мм). При этом срок службы просеивающей поверхности при работе КЛ-10 в режиме классификации составляет около двух месяцев, при работе в режиме обезвоживания (из-за больших нагрузок по осадку) - от одного до полутора месяцев.

В последнее время на фабрике из-за 100%-ного износа фильтровального оборудования - ленточных вакуум-фильтров типа ЛОП, обезвоживание сгущенного продукта гидроциклонов ГЦ-630, питанием которых является смесь первичных и вторичных шламов, происходит на грохоте ГИСЛ-42 и ленточном классификаторе КЛ-10, работающем в режиме фильтрации.

Большое содержание в первичных шламах (не менее 62%) класса -0,2 мм, включающего большой процент глинистых частиц, повышает зольность и влажность надситного продукта, обезвоживаемого на стационарных просеивающих поверхностях, а также способствует быстрому залипанию их щелей размером до 0,5 мм.

С целью получения удовлетворительной зольности и влажности надситного продукта, на обезвоживающем грохоте ГИСЛ-42 установлены сита с размером щели 1 мм. Ленточный классификатор КЛ-10, с учетом его эффективности разделения за счет интенсифицирующего процесс обезвоживания конструктивных особенностей, экипирован просеивающей поверхностью с размером ячейки (0,35 x 0,5) мм.

Технологические показатели работы грохота ГИСЛ-42 и ленточного классификатора КЛ-10, обезвоживающих идентичный материал, приведены в табл. 7.4, 7.5. В результате обработки смеси первичного и вторичного шламов на этих аппаратах установлено, что эффективность разделения по классу ниже граничной крупности на грохоте ГИСЛ-42 не превышает 70%, на ленточном классификаторе КЛ-10 - не ниже 90%, извлечение горючей массы с подситным продуктом (направляемым в радиальный сгуститель отходов) составляет: на грохоте ГИСЛ-42 - 36,4%, на ленточном классификаторе - 13,1%, при этом зольность подситного продукта грохота ГИСЛ-42 не превышает 53%, зольность подситного ленточного классификатора КЛ-10 достигает 71%, влажность надситного продукта грохота ГИСЛ-42 составляет 24-25%, влажность надситного КЛ-10 - 26-28%.

Опыт эксплуатации и технологические показатели ленточного классификатора на ЦОФ «Павлоградская» подтвердили преимущество его применения при классификации шламовых продуктов по низкой граничной крупности разделения, в сравнении с другими аппаратами (гидроциклонами или грохотами), а также при обезвоживании труднофильтруемых угольных суспензий. К тому же ленточный классификатор КЛ10, учитывая точность и эффективность разделения на нем по низкой граничной крупности (не более 0,2 мм), может быть применен на операции обработки отходов обогащения, при этом за счет выделения на нем крупнозернистой части обеспечивается:

-уменьшение сбросов твердой части отходов в илонакопитель, увеличивая тем самым срок его службы;

- сокращение потерь горючей массы при низкочольных отходах.

Таблица 7.4

Сравнительные результаты обезвоживания смеси необогащенного и обогащенного шламов - сгущенного продукта гидроциклонов ГЦ-630 на грохоте ГИСЛ-42

Классы, мм	Исходный		Надрешетный		Подрешетный	
	Выход, %	Зола, %	Выход, %	Зола, %	Выход, %	Зола, %
+ 5,0	11,6	13,9	22,0	13,9	-	-
5,0-3,0	10,2	22,0	19,3	22,0	-	-
3,0-1,0	10,1	16,5	19,2	16,5	-	-
1,0-0,5	11,9	23,8	14,4	23,1	9,1	23,0
0,5-0,25	24,6	31,2	12,5	32,0	38,1	30,9
0,25-0,16	5,2	42,4	4,0	41,2	6,6	43,2
0,16-0,08	6,9	66,2	4,0	71,8	10,1	63,8
- 0,08	19,5	81,5	4,6	80,4	36,2	81,7
Итого	100,0	38,7	100,0	26,0	100,0	52,8
Выход к исходному, %	100,0		63,6		36,4	

Таблица 7.5

Сравнительные результаты обезвоживания смеси необогащенного и обогащенного шламов - сгущенного продукта гидроциклонов ГЦ-630 на ленточном классификаторе КЛ-10

Классы, мм	Исходный		Надрешетный		Подрешетный	
	Выход, %	Зола, %	Выход, %	Зола, %	Выход, %	Зола, %
+ 5,0	11,6	13,9	16,2	13,9	-	-
5,0-3,0	10,2	22,0	14,2	22,0	-	-
3,0-1,0	10,1	16,5	14,1	16,5	-	-
1,0-0,5	11,9	23,8	16,6	23,8	-	-
0,5-0,25	24,6	31,2	31,1	31,8	8,1	25,4
0,25-0,16	5,2	42,4	4,3	41,3	7,4	44,0
0,16-0,08	6,9	66,2	2,7	64,7	17,7	66,8
- 0,08	19,5	81,5	0,8	80,8	66,8	81,5
Итого	100,0	38,7	100,0	25,7	100,0	71,6
Выход к исходному, %	100,0		86,9		13,1	

На углеобогащительных фабриках, применяющих процессы флотации, ленточный классификатор может быть применен при классификации питания флотации, обеспечив при этом:

- выделение из питания крупных кондиционных частиц, улучшив тем самым условия работы флотации;
- уменьшение нагрузки на флотофильтровальные отделения.

Применение ленточных классификаторов при обработке отходов обогащения является наиболее перспективным направлением, в результате чего может быть получен прямой экономический эффект от пятисот до восьмисот тысяч гривен в год.

Переобогащение отходов, сбрасываемых в илонакопитель

Примером такого подхода к отходам, сбрасываемым в илонакопитель, является технология обработки илистых суспензий, применяемая на II секции ЦОФ «Павлоградская» [184].

Принципиальная схема этой технологии приведена на рис. 7.13.

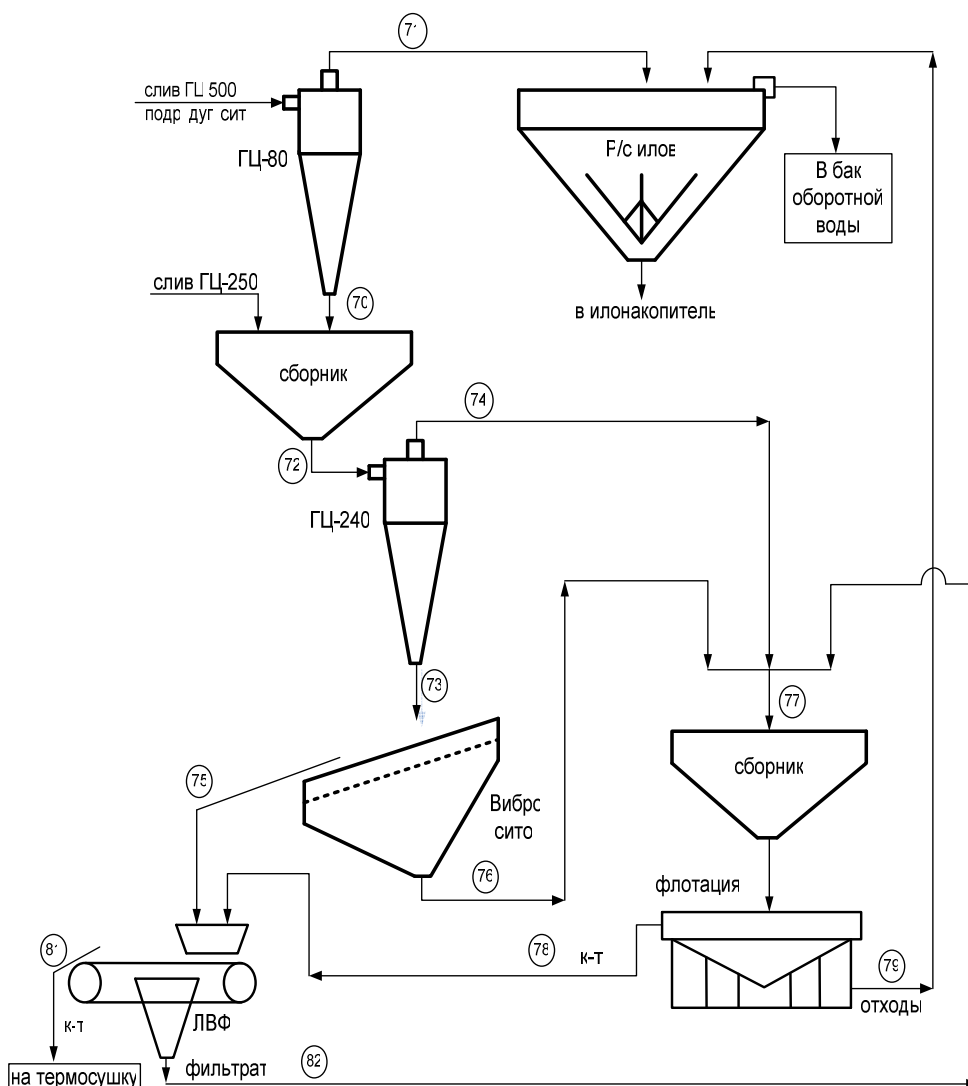


Рис. 7.13. Принципиальная схема технологического процесса «Обогащение тонкозернистого шлама II секции» на ЦОФ «Павлоградская»

Тонкозернистая илосодержащая суспензия, представленная сливом гидроциклонов ГЦ-500 и подситным продуктом дуговых сит, обезвоживающих сгущенный продукт ГЦ-500, подается на сгущение в гидроциклоны ГЦ-80. Слив гидроциклонов ГЦ-80 направляется в радиальный сгуститель илов, а сгущенный поступает в сборник, куда подается и слив гидроциклонов ГЦ-250.

Объединенная суспензия насосом подается в гидроциклоны ГЦ-240, сгущенный продукт которых поступает на предварительное обезвоживание на дуговые вибросита, а слив вместе с подситным продуктом дуговых вибросит аккумулируются в общем зумпфе.

Из зумпфа тонкозернистая шламовая суспензия, представляющая собой составную обезыленную часть жидких отходов, насосом подается на обогащение в пневматическую флотомашину «Humboldt Wedag». Отходы флотации направляются в радиальный сгуститель илов, а концентрат (пенный продукт) поступает на обезвоживание на ленточный вакуум-фильтр «CDV Pannevis», куда также подается надситный продукт дуговых вибросит.

Осадок ленточного вакуум-фильтра разгружается на ленточный конвейер и направляется на термосушку, а фильтрат в общий зумпф питания флотации.

Показатели работ пневматической флотомашины «Humboldt Wedag» и ленточного вакуум-фильтра «CDV Pannevis» приведены в табл. 7.6, 7.7.

Таблица 7.6

Результаты обогащения подситного продукта дуговых вибросит и слива ГЦ-240 в пневматической флотомашине «Humboldt Wedag»

Класс крупности, мм	Выход продуктов, %		
	Исходный	Концентрат	Отходы
0,25-0,5	1,21	-	1,36
0,125-0,25	2,67	1,38	2,34
0,063-0,125	5,77	2,50	4,78
-0,063	90,35	96,12	91,52
Итого	100,0	100,0	100,0
Выход к исходному, %	100,0	12,66	87,34
Содержание твердого, кг/м ³	104	98	105
Объем пульпы, м ³ /ч	372	50	322
Зольность, %	64,65	36,74	68,69
Нагрузка, т/ч	38,7	4,9	33,8

Анализ данных, приведенных в табл. 7.6 и 7.7. показывает, что даже если в фильтрат уходит только флотоконцентрат, то уменьшение количества твердого, сбрасываемого в илонакопитель, составляет 4,2 т/ч. Причем зольность отходов увеличивается с 64,65% до 68,69%

Приведенные выше примеры извлечения горючей массы из жидких отходов углеобогащения определяют целесообразность обязательной классификации жидких отходов и, в зависимости от зольности выделенного продукта, осуществление его обезвоживания или флотацию.

В этих случаях сброс жидких отходов в илонакопитель уменьшается.

Таблица 7.7.

Результаты обезвоживания флотоконцентрата и надситного продукта дуговых вибросит на ленточном фильтре «CDV Pannevis»

Класс крупности, мм	Выход продуктов, %		
	Исходный	Осадок	Фильтрат
0,5-1,0	3,08	3,27	-
0,25-0,5	12,43	13,20	-
0,125-0,25	21,41	22,64	2,03
0,063-0,125	24,20	25,67	1,17
-0,063	38,88	35,22	96,8
Итого	100,0	100,0	100,0
Выход к исходному, %	100,0	93,9	6,1
Содержание твердого, кг/м ³	162	W ^r = 30,3%	59
Объем пульпы, м ³ /ч	71	-	11,9
Зольность, %	38,14	37,75	44,41
Нагрузка, т/ч	11,5	10,8	0,7

7.3.5. Вывод илонакопителей из эксплуатации

Складирование отходов флотации (жидких отходов углеобогащения) сопряжено с необходимостью отторжения больших земельных площадей под илонакопители, которые представляют значительную опасность загрязнения окружающей среды, особенно в паводковый период года.

Обезвоживание жидких отходов углеобогащения до транспортабельного осадка позволяет создать предпосылки для замыкания водно-шламовой схемы фабрики, резко сократить потребление воды, отказаться от илонакопителей, а также утилизировать осадки как вторичное сырье для различных нужд народного хозяйства.

Наиболее распространенным способом такого обезвоживания жидких отходов углеобогащения является их фильтрование под давлением, осуществляемое на камерных фильтр-прессах и, в некоторых случаях, на ленточных фильтр-прессах.

Обезвоживание отходов с применением фильтр-прессов в сравнении с другими методами, используемыми для этой цели, позволяет обрабатывать трудно разделяемые суспензии и гарантирует высокую степень разделения, получение осадка с минимальной влажностью и чистого фильтрата.

В сравнении с фильтрами других конструкций фильтр-прессы отмечаются значительной поверхностью фильтрования и возможностью применения высокого перепада давления. Кроме того, работа фильтр-прессов практически не зависит от степени минерализации и ионной характеристики жидкой фазы фильтруемой суспензии.

Впервые фильтр-прессы для обезвоживания отходов флотации были применены в Великобритании [185]. В 1962 г. в стране работали 122 флотационные установки, на которых эксплуатировались 342 крупнометражных камерных фильтр-пресса с поверхно-

стью фильтрования 200-300 м². В дальнейшем количество фильтр-прессов на углеобогажительных фабриках Великобритании непрерывно увеличивалось, благодаря чему в настоящее время проблема обезвоживания отходов флотации в стране решена. По этому пути идут Германия, Франция, Бельгия, США, Польша, другие страны и Украина.

С вводом в эксплуатацию фильтр-прессов обработка отходов флотации в Украине производится по следующей схеме.

После флотационных машин отходы с концентрацией 30-50 кг/м³ поступают в цилиндрикоконические сгустители С-10 конструкции ГП «Укрнииуглеобогащение». На входе в сгуститель подается рабочий раствор флокулянта. Осветленный слив сгустителей направляется в систему оборотного водоснабжения фабрики. Сгущенные отходы флотации концентрацией 400-600 кг/м³ поступают в зумпф, откуда насосом подаются на фильтр-прессы для обезвоживания. Обезвоженный осадок системой ленточных конвейеров транспортируется в пункт погрузки, где грузится в автосамосвалы (самостоятельно или вместе породой гравитационного обогащения) и вывозится на плоский породный отвал.

Фильтрат, поступающий из фильтр-прессов, частично используется на хозяйственные нужды фильтровального отделения, частично поступает в систему оборотного водоснабжения фабрики.

В Украине эксплуатация фильтр-прессов отечественного и иностранного производства осуществлялась и осуществляется на ЦОФ «Кальмиусская», ЦОФ «Киевская», ЦОФ «Чумаковская», ОФ АКХЗ, ЦОФ «Червоноградская», ЦОФ «Калининская», ОФ «Свято-Варваринская».

Общая характеристика фильтр-прессовых отделений этих фабрик приведена в табл. 7.8.

Эксплуатация камерных фильтр-прессов PF-POW-1/576 на ЦОФ «Кальмиусская»

На ЦОФ «Кальмиусская» в соответствии с проектом Южгипрошахт было построено и сдано в эксплуатацию в 1978 г. фильтр-прессовое отделение на базе крупнометражных камерных фильтр-прессов PF-POW-1/576 производства ПНР [186].

Отходы флотации с концентрацией 30-50 кг/м³ и зольностью 65-78% в количестве 650 м³/ч поступали в три цилиндрикоконических сгустителя С-10, на входе в которые подается рабочий раствор флокулянта (ПАА) 0,1%-ой концентрации в количестве 70-150 г/т. Сгущенные продукты С-10 поступали в зумпф, откуда центробежными насосами 6Ш8 подавались в четыре камерных фильтр-пресса PF-POW-1/576 по отдельным технологическим цепочкам.

В результате обезвоживания флотоотходов на камерных фильтр-прессах были получены следующие показатели: производительность одного фильтр-пресса – 4-7 т/ч, содержание твердого в питании 400-600 кг/м³, влажность обезвоженного осадка – 24-26%, содержание твердого в фильтрате – до 5 кг/м³.

Эксплуатация камерных фильтр-прессов PF-POW-1/570 на ЦОФ «Киевская»

В соответствии с технологическим регламентом ЦОФ «Киевская» [187] отходы флотации в количестве 690 м³/ч с содержанием твердого 16-20 кг/м³ и зольностью 72-75% поступают в два цилиндрикоконических сгустителя С-10, на входе в которые подается раствор флокулянта (Флопан-935) с расходом 80-120 г/т. Сгущенные продукты С-10 аккумулируются в сборной воронке, откуда насосами подаются в пять камерных фильтр-прессов PF-POW-1/570 по отдельным технологическим цепочкам.

В результате обезвоживания флотоотходов на камерных фильтр-прессах были получены следующие показатели: производительность одного фильтр-пресса – до 10

т/ч, содержание твердого в питании – 400-500 кг/м³, влажность обезвоженного осадка – 23-30%, содержание твердого в фильтрате до 3 кг/м³.

Таблица 7.8

Общая характеристика фильтр-прессовых отделений ОФ Украины

Фабрика (материал)	Фильтр-пресс (количество)	Сгустители (количество)	Флокулянты (количество)	Основные показатели
ЦОФ «Кальмиусская» (флотоотходы)	Камерный PF-POW-1/576 (4 шт.)	С-10 (3 шт.)	ПАА (70-150 г/т)	Q _п = 4-7 т/ч; C _{исх.} = 400-600 кг/м ³ ; W _{ос.} = 24-26%; C _ф = до 5 кг/м ³
ЦОФ «Киевская»* (флотоотходы)	Камерный PF-POW-1/570 (5 шт.)	С-10 (2 шт.)	Флопан-935 (80-120 г/т)	Q _п = до 10 т/ч; C _{исх.} = 400-500 кг/м ³ ; W _{ос.} = 23-30%; C _ф = до 3 кг/м ³
ЦОФ «Чумаковская» (флотоотходы)	Камерный PF-POW-1/570 (5 шт.)	С-10 (4 шт.)	Магнофлок-156 (80-90 г/т)	Q _п = до 10 т/ч; C _{исх.} = 350-450 кг/м ³ ; W _{ос.} = 22-26%; C _ф = кг/м ³
УПЦІ АКХЗ (флотоотходы)	Камерный ф. «Ritterhaus Siblecher» (4 шт.)	П-30 (2 шт.) С-10 (3 шт.)	Магнофлок-156 (анионный, г/т) Магнофлок-1597 (катионный, 19 г/т) Магнофлок-5250	Q _п = до 10 т/ч; C _{исх.} = 400-600 кг/м ³ ; W _{ос.} = 13-25%; C _ф = кг/м ³
ЦОФ «Червоноградская» (отходы илонакопителя)	Ленточный «Парнаби» (1 шт.) ЛМН-10-1,5 (2 шт.)	ГЦР-500 (3 шт.) (см. схему рис. 7.13)	Магнофлок-155 (анионный, 50-150 г/т) Магнофлок-1597 (катионный, 50 мл/т) ПАА (до 100 г/т)	«Парнаби» Q _п = 15-27 т/ч; ЛМН-10-1,5 Q _п = 6-10 т/ч; C _{исх.} = 300-600 кг/м ³ ; W _{ос.} = 22-30%; C _ф = до 40 кг/м ³
ЦОФ «Калининская» (флотоотходы)	Ленточный «Парнаби» (1 шт.)	П-30 (1 шт.)	Суперфлок-130 (анионный до 250 г/т) ПАКС (катионный, 200-700г/т)	Q _п = до 15 т/ч; C _{исх.} = 250-350 кг/м ³ ; W _{ос.} = 29-33%; C _ф = 30-50 кг/м ³
ОФ «Свято-Варваринская» (флотоотходы)	Ленточный «Phoenix» (8 шт.)	П-30 (2 шт.)	анионный, 350 г/т катионный, 10 г/т	Q _п = до 13,5 т/ч; C _{исх.} = 400-450 кг/м ³ ; W _{ос.} = 30-40%; C _ф = кг/м ³

* - в настоящее время осуществляется замена фильтр-прессов PF-POW-1/570 на отечественные.

Эксплуатация камерных фильтр-прессов PF-POW-1/570 на ЦОФ «Чумаковская»

В соответствии с технологическим регламентом ЦОФ «Чумаковская» [188] отходы флотации насосами Ш-500 из зумпфа флотоотходов в количестве 450 м³/ч, содержанием твердого в питании 26-30 кг/м³ и зольностью более 77,)% подаются в распределительный бак, установленный на отм.+27,) м в фильтр-прессовом отделении.

Из распределительного бака флотоотходы самотеком распределяются по четырем цилиндрическим сгустителям С-10, в которые подается флокулянт (Магнофлок-156) с расходом 80-100 г/т. Сгущенные продукты С-10 с содержанием твердого 350-450 кг/м³ разгружаются в сборник сгущенных флотоотходов, из которого насосами БШ8 распределяются по пяти камерным фильтр-прессам PF-POW-1/570. Слив сгущи-

телей С-10 с содержанием твердого до 5 кг/м^3 представляет собой техническую воду и направляется в бак оборотной воды. После обезвоживания на фильтр-прессе осадок разгружается на ленточный конвейер, транспортируется в бункер, из него грузится в автотранспорт и вывозится (отдельно от породы фабрики) на породный отвал. Фильтрат фильтр-прессов с содержанием твердого до 2 кг/м^3 является технической водой.

В результате обезвоживания флотоотходов на камерных прессах получено: производительность одного фильтр-пресса – до 10 т/ч, содержание твердого в питании – $350\text{-}450 \text{ кг/м}^3$, влажность обезвоженного осадка – $23\text{-}30\%$, содержание твердого в фильтрате – до 2 кг/м^3

Эксплуатация камерных фильтр-прессов «Ritterhaus Siblecher» на УПЦ1 АКХЗ

Обработка флотоотходов на УПЦ1 АКХЗ в соответствии с [189] осуществляется следующим образом.

Подготовка флотоотходов к обезвоживанию на камерных фильтр-прессах осуществляется в две стадии: в два радиальных сгустителя П-30 и три цилиндрикоконических сгустителя С-10. Исходные флотохвосты в количестве $1260 \text{ м}^3/\text{ч}$ с содержанием твердого $30\text{-}40 \text{ кг/м}^3$ и зольностью около 70% подаются на сгущение в 2 радиальных сгустителя П-30. В желоб перед радиальными сгустителями подается анионный флокулянт (Магнофлок-156) с расходом $80\text{-}90 \text{ г/т}$. Сливной продукт радиальных сгустителей с содержанием твердого до 5 кг/м^3 представляет собой техническую воду и направляется в бак оборотной воды, а сгущенный продукт с содержанием твердого $60\text{-}80 \text{ кг/м}^3$ по желобу, в который подается катионный флокулянт (Магнофлок-1597) в количестве 50 мл/т , поступает в три цилиндрикоконических сгустителя С-10. В загрузку С-10 подается комбинированный флокулянт (Магнофлок-5250) с расходом 2 г/т . Сливной продукт сгустителей С-10 с содержанием твердого до 5 кг/м^3 представляет собой техническую воду, а сгущенный с содержанием твердого $400\text{-}600 \text{ кг/м}^3$ закачивается в четыре камерные фильтр-пресса «Ritterhaus Siblecher». Фильтрат фильтр-прессов с содержанием твердого до 3 кг/м^3 представляет собой техническую воду, а обезвоженный осадок в виде коржей с влажностью $13\text{-}25\%$ разгружается на ленточный конвейер, которым транспортируется в бункер на погрузку. Из бункера, обезвоженные флотоотходы, вывозятся автотранспортом (отдельно от породы фабрики) на породный отвал.

Процесс обезвоживания флотоотходов на камерных фильтр-прессах в условиях УПЦ1 АКХЗ показал, что производительность одного фильтр-пресса составляет до 10 т/ч, содержание твердого в питании – $400\text{-}600 \text{ кг/м}^3$, влажность обезвоженного осадка – $13\text{-}25\%$, содержание твердого в фильтрате – до 3 кг/м^3 .

Эксплуатация ленточных фильтр-прессов «Парнаби» и ЛМН-10-1,5 на ЦОФ «Червоноградская»

Эксплуатация ленточных фильтр-прессов «Парнаби» и ЛМН-10-1,5 на ЦОФ «Червоноградская» осуществляется в рамках технологического процесса «Обогащение твердого продукта илонакопителей [190], принципиальная схема которого приведена на рис. 7.14.

Технологическая схема включает в себя размыво-подающую и обогатительную часть.

Подготовка пульпы из твердой части илонакопителей осуществляется с помощью подвижной станции, вода для подготовки пульпы в необходимом количестве выкачивается из действующего илонакопителя № 1 и частично из илонакопителя № 2. Подготовленная пульпа, с содержанием твердого не более 200 кг/м^3 , стационарными насосами по стальному трубопроводу длиной около 4 км, подается в шламовые бас-

сейны № 3, № 4. В эти бассейны подается также часть сгущенного продукта радиальных сгустителей отходов, №3, №4.

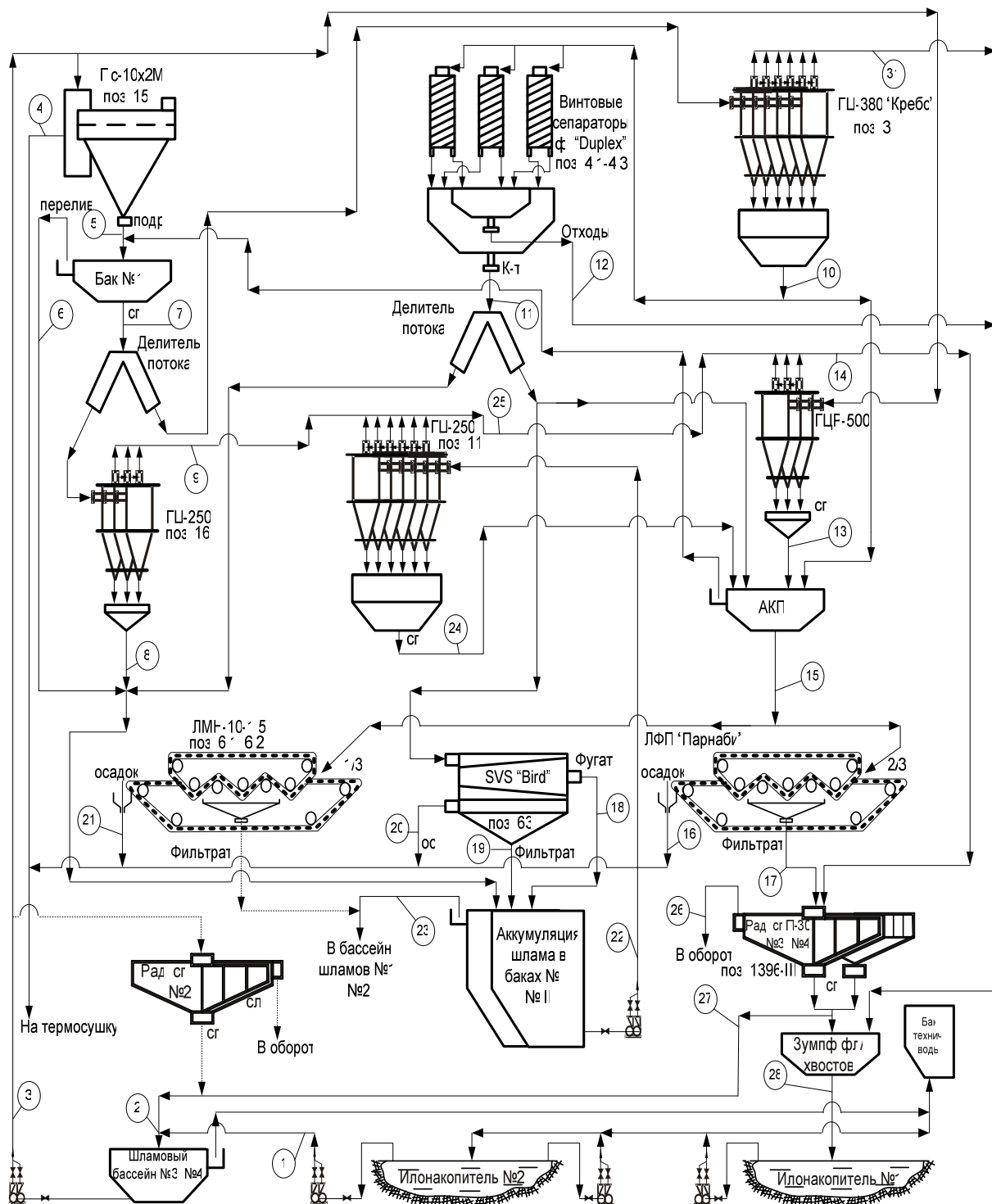


Рис. 7.14. Принципиальная схема технологического процесса «Обогащение твердого продукта илонакопителей» на ЦОФ «Червоноградская»
О – точки опробования

Слив шламовых бассейнов, практически без содержания твердого, подается в бак технической воды; а основной продукт (до 80%) в виде пульпы с содержанием твердого до 160 кг/м^3 подается для контрольной классификации на грохоты ГсМх-

8x1, поз. 15 (2 шт.), оставшаяся часть основного продукта (около 20%) направляется на сгущение в батарею гидроциклонов ГЦР-500, в количестве 2 шт.

Контрольная классификации на грохотах ГСМх-8x1 осуществляется по граничной крупности 3 мм с целью выделения в надситный продукт низкозольной кондиционной части исходной суспензии, при этом выделенный надситный продукт направляется на термосушку, а подситный аккумулируется в накопительной емкости.

Перелив накопительной емкости поступает в шламовые баки № I и № II, а основной продукт делителем разделяется на два потока: один поток направляется на сгущение в батарею гидроциклонов ГЦ-250, фирмы «Warman» поз. 11 (3 шт.); второй поток подается на сгущение в батарею гидроциклонов ГЦ-380 «KREBS», поз. 3 (6 шт.).

Сгущенный продукт гидроциклонов ГЦ-250 аккумулируется в шламовых баках № I, № II, а слив сбрасывается в зумпф тонких отходов.

Слив гидроциклонов ГЦ-380 «KREBS» сбрасывается в зумпф тонких отходов и далее в илонакопитель № 1, а сгущенный продукт гидроциклонов, разбавляясь технической водой до содержания твердого не более 360 кг/м³, подается на обогащение в блок винтовых сепараторов типа «Duplex» фирма «KREBS», поз. 4 (3 шт.).

Отходы винтовых сепараторов сбрасываются в зумпф флотохвостов и далее в илонакопитель, а концентрат делителем разделяется на три потока: первый поток (небольшая часть) аккумулируется в шламовых баках № I и № II; второй поток направляется в сборник (бывшее АКП); третий поток подается на обезвоживание в центрифуги «BIRD», поз. 6.3 (1 шт.).

Вторая часть исходной шламовой суспензии поступает на сгущение в гидроциклоны ГЦР-500, сгущенный продукт гидроциклонов поступает в АКП, а слив сбрасывается в радиальные сгустители отходов № 3 и № 4. В АКП подается анионный флокулянт (Магнофлок-155) с расходом 50-150 г/т, а в желоб перед фильтр-прессами подается катионный флокулянт (Магнофлок-1597) с расходом 50 мл/т (гель).

Перелив АКП аккумулируется в шламовой емкости вместе с подситным продуктом грохотов ГСМх-8x1, а сгущенный продукт АКП двумя потоками в соотношении 2/3 и 1/3 подается на обезвоживание, соответственно, на ленточный фильтр-пресс «Parnaby», поз. 645-I (1 шт.) и ленточные фильтр-прессы ЛМН-10-1,5-1Г, поз. 6.1, 6.2 (2 шт.).

Осадок ленточных фильтр-прессов «Parnaby» и ЛМН-10-1,5-1Г, совместно с осадком центрифуги «BIRD» и надрешетным грохота ГСМх-8x1 направляется на термосушку; фильтрат ленточных фильтр-прессов ЛМН-10-1,5-1Г сбрасывается в шламовые бассейны № 1, № 2; фильтрат ленточного фильтр-пресса «Parnaby» сбрасывается в радиальные сгустители отходов № 3, № 4, а фильтрат и фугат центрифуги «BIRD» аккумулируется в шламовых баках № I, № II. В радиальные сгустители №3 и №4 подается флокулянт (ПАА) с расходом до 100 г/т.

Перелив шламовых баков № I, № II сбрасывается в шламовые бассейны №1, №2, а основной продукт насосами фирмы «Warman» подается на сгущение в батарею гидроциклонов ГЦ-250, ф. «Warman» (6 шт.), сгущенный продукт гидроциклонов поступает в АКП, а слив гидроциклонов сбрасывается в радиальные сгустители отходов №3 и №4.

Сгущенный продукт радиальных сгустителей отходов № 3, № 4 разделяется на два потока: один поток аккумулируется вместе с исходной шламовой суспензией в шламовых бассейнах № 3, № 4; а второй поток направляется в зумпф флотохвостов и далее в илонакопители № 1, №2. Слив радиальных сгустителей отходов возвращается в оборот.

Твердая часть жидких отходов оседает и накапливается в илонакопителей, а осветленная вода возвращается в систему: часть в бак технической воды, а вторая часть

на размывку продукта илонакопителя № 2 и подготовку исходной водно-шламовой суспензии, направляемой на обработку по вышеуказанной технологии.

Режимные параметры работы грохота ГС-10х2-М

Производительность при щели 3 мм, т/ч, не более	60
Размер отверстия сита, мм	3
Живое сечение сит, %, не менее	30
Содержание твердого в питании, кг/м ³ , не менее	160

Режимные параметры работы гидроциклонов

Тип оборудования	ГЦ-250	ГЦР-500	ГЦ-380 «KREBS»
Производительность, м ³ /ч, не более	35	150	100
Содержание твердого в питании, кг/м ³ , не более	170	200	170
Давление на вводе, МПа, не менее	0,1-0,2	0,07-0,15	0,1-0,2

Режимные параметры работы винтовых сепараторов типа «Duplex»

Производительность, т/ч, не более	14
Содержание твердого в питании, кг/м ³ , не менее	360

Режимные параметры работы ленточных фильтр-прессов

Тип оборудования	ЛМН-10-1,5- 1Г	«Parnaby»
Производительность, т/ч	6-10	27
Содержание твердого в питании, кг/м ³ , не менее	550	550
Ширина ленты, мм	1500	3000
Скорость движения ленты, м/с, не более	0,05	0,1
Размер ячейки нижней сетки, мм, не более	0,25х0,3	0,2х0,3

Режимные параметры работы центрифуги «BIRD»

Производительность, т/ч	20
Содержание твердого в питании, кг/м ³ , не менее	300

Режимные параметры работы радиального сгустителя отходов П-30

Удельная нагрузка, м ³ /ч·м ² , не более:	
с применением флокулянта	2,0
без применения флокулянта	0,75
Расход флокулянта 100% концентрации, г/т, не более	100
Рабочая концентрация раствора полиакриламида (ПАА), %	0,25
Содержание твердого в питании, кг/м ³	60-130
Величина осветленного слоя, м, не менее	0,4

Качество продуктов контрольной классификации

Тип оборудования	Грохот ГЦМх-8х1
Содержание класса менее 1 мм в надситном продукте, %, не более	10,0
Содержание класса более 1 мм в подситном продукте, %, не более	2,0
Зольность надситного продукта, %, не более	29,0
Влажность надситного продукта, %, не более	22,0

Качество продуктов классификации и сгущения в гидроциклонах

Тип оборудования	ГЦ-250	ГЦР-500	ГЦ-380 «KREBS»
Содержание твердого в сгущенном продукте, кг/м ³ , не менее	350	430	380
Содержание твердого в сливе, кг/м ³ , не более	150	130	110

Качество продуктов обезвоживания конечного шлама, направляемого на сушку

Тип оборудования	ЛФП ЛМН-10-1,5- 1Г	ЛФП «Parnaby»	Ц/Ф «BIRD»
Влажность обезвоженного продукта, %, не более	30,0	29,0	25,0
Зольность обезвоженного продукта, %, не более	30,0	30,0	30,0
Содержание твердого в фильтрате, кг/м ³ , не более	40	40	80

Качество продуктов осветления-сгущения жидких отходов

Тип оборудования	Радиальный сгуститель П-30
Содержание твердого в сгущенном продукте, кг/м ³ , не менее	130
Содержание твердого в сливе, кг/м ³ , не более	80

Эксплуатация ленточного фильтр-пресса «Парнаби» на ЦОФ «Калининская»

В соответствии с данными [191] флотоотходы в количестве 200-250 м³/ч, содержанием твердого 60-120 кг/м³ и зольностью более 70% поступают в радиальный сгуститель П-30 для сгущения. Для ускорения процесса сгущения и получения осветленной воды в радиальный сгуститель подается часть (до 15%) анионного флокулянта (Суперфлок-130), вторая часть анионного флокулянта (не менее 85%) – в загрузку фильтр-пресса. Общий удельный расход анионного флокулянта составляет до 250 г/т. Катионный флокулянт (ПАКС) с расходом 200-700 г/т подается непосредственно в фильтр-пресс. Сливной продукт радиального сгустителя с содержанием твердого до

5 кг/м³ представляет собой техническую воду, а сгущенный с содержанием твердого 250-350 кг/м³ является питанием ленточного фильтр-пресса «Парнаби».

Обезвоженный осадок с ленточного фильтр-пресса разгружается на ленточный конвейер общей породы фабрики и совместно с нею перевозится на породный отвал для складирования.

В результате обезвоживания флотоотходов на ленточном фильтр-прессе определено: производительность фильтр-прессе составляет 15 т/ч, содержание твердого в питании – 250-350 кг/м³, влажность обезвоженного осадка – 29-33%, содержание твердого в фильтрате – 30-50 кг/м³.

Эксплуатация ленточных фильтр-прессов «Phoenix» на ОФ «Свято-Варваринская»

В соответствии с технологическим регламентом ОФ «Свято-Варваринская» [192] флотоотходы в количестве до 2500 м³/ч с содержанием твердого 20-30 кг/м³ и зольностью более 60% поступают в два радиальных сгустителя П-30 с глубиной 5 м и площадью осветления 700 м² каждый. В радиальный сгуститель подается анионный флокулянт с расходом до 350 г/т. Катионный флокулянт с расходом 10 г/т подается в загрузку ленточных фильтр-прессов. Сливной продукт радиальных сгустителей с содержанием твердого до 5 кг/м³ представляет собой техническую воду, а сгущенный с содержанием твердого 400-600 кг/м³ является питанием восьми ленточных фильтр-прессов «Phoenix». Обезвоженный осадок с ленточных фильтр-прессов разгружается на ленточный конвейер общих отходов фабрики и совместно с породой гравитационного отделения транспортируется автотранспортом на породный отвал для складирования. В результате обезвоживания флотоотходов на ленточных фильтр-прессах определено, что производительность одного фильтр-пресса составляет до 15 т/ч, содержание твердого в питании – 400-600 кг/м³, влажность обезвоженного осадка – 30-40%, содержание твердого в фильтрате – 15-30 кг/м³.

Технология контейнерного обезвоживания в геотубах

В последние годы для обезвоживания жидких отходов применяется технология контейнерного фильтрования в геотекстильных конвейерах (геотубах) [193].

Данная технология дает возможность складирования обезвоженных отходов в виде высокостойких конструкций, возводить высокопроизводительные полигоны, формировать рекреативный ландшафт и ландшафт санитарно-защитной зоны очистных сооружений [194, 195].

Технология конвейерного фильтрования идеально подходит для очистки илосборников, шламохранилищ и водоемов, для временного хранения обезвоженного осадка на объекте и, что особенно важно, для захоронения отходов непосредственно на месте обезвоживания в виде высокопроизводительного полигона, стойкого к ветровой и водной эрозии. При сокращении илистых карт контейнеры могут быть использованы в качестве аварийного резерва, поскольку их гарантийный срок хранения составляет 25 лет.

Основной принцип технологии контейнерного фильтрования состоит в подаче жидких отходов в контейнер по пульпопроводу и последующего ожидания фильтрации свободной воды. При обезвоживании зернистых суспензий – от песка до плотных шламов – заполнение контейнеров осуществляется натуральной пульпой. При обогащении тонких илов и гидроокисленных шламов в пульпу подается флокулянт. Доза флокулянта при обезвоживании илов в контейнере меньше, чем при механическом обезвоживании [193].

Контейнерное обезвоживание происходит в три этапа.

Первый этап – первичное обезвоживание – свободная вода просачивается через стенки контейнера сквозь мелкие поры геотекстиля. В результате этого осуществляется обезвоживание шлама и, как следствие, уменьшение объема пульпы, которая находится в контейнере. Для улучшения водоотдачи осадка осуществляется его кондиционирование реагентами, главным образом органическими полимерами на основе полиакриламида. Эти реагенты (флокулянты, коагулянты) связывают тонкодисперсные частицы в агрегаты, что увеличивает объем и скорость отделения свободной воды от частиц осадка. При этом увеличение свободного объема позволяет осуществлять подкачку пульпы в контейнер. В большинстве случаев фильтрат имеет низкое содержание твердого, что позволяет его использование без доочистки в качестве оборотной или технической воды.

Второй этап – глубокое обезвоживание и консолидация – после завершения заполнения контейнера и отдачи свободной и капиллярной влаги задержанный в контейнере осадок может быть подвержен глубокому обезвоживанию вследствие высушивания или зимнего вымораживания.

Третий этап – складирование отходов – осуществляется путем разреза контейнера и вывоза обезвоженного материала на породный отвал или укладка последующего слоя контейнеров для формирования многослойной конструкции с целью минимизации производственной площади или строительства полигона из заполненных контейнеров непосредственно на месте обезвоживания отходов [7.25].

Перед принятием решения о применении контейнерного способа обезвоживания жидких отходов проводятся следующие мероприятия:

- сбор исходных данных о жидких отходах и об объекте их производящих;
- подготовка первичной технико-экономической оценки проекта обезвоживания отходов с помощью контейнерного обезвоживания;
- проведение визуального обследования объекта, отбор проб жидких отходов для их текстирования;
- текстирование проб жидких отходов в лабораторных условиях для подбора оптимальных марки и дозы реагента, определения эффективности обезвоживания жидких отходов через стенки конвейера, времени обезвоживания, влажности осадка, содержания твердого в фильтрате;
- текстирование водоотдающих свойств жидких отходов в подвесном контейнере непосредственно на объекте, при этом моделируются условия, близкие к реальному процессу обезвоживания;
- определения количества контейнеров, их оптимального размера, способа укладки контейнеров исходя из размеров производственной площадки и обвязку трубопроводами.

7.4. Технические решения по выводу илонакопителя ЦОФ «Павлоградская» из эксплуатации

7.4.1. Исходные данные

Угроза остановки ЦОФ «Павлоградская» в 2015 г. из-за переполнения действующего илонакопителя, предопределила необходимость проведения в 2011 г. фабричного тендера по разработке технических решений по обработке текущих жидких отходов углеобогащения, с целью устранения илонакопителя из технологической

схемы фабрики. В тендере приняли участие следующие организации: фирма «Инжиниринг Доберсек ГмбХ», ООО «АНА-ТЕМС», ООО «НТЦ «Экомаш», ГП «Укрнии-углеобогащение», фирма «СЕТКО».

Представляет интерес рассмотрение технологических и экономических аспектов решения одной и той же задачи различными организациями, и, по возможности, сделанный по ним обобщающий вывод.

В соответствии с техническим заданием на презентацию технологии по обработке жидких отходов углеобогащения до транспортабельного состояния целью проекта является:

- замыкание водно-шламовой схемы в пределах промплощадки фабрики;
- снижение содержания твердого в оборотной воде, что в свою очередь повысит эффективность ведения всех технологических процессов на фабрике;
- приостановление заполнения действующего илонакопител, тем самым исключив его из технологического процесса работы фабрики, и, следовательно, улучшить экологическую обстановку в районе его нахождения.

Проектом необходимо предусмотреть применение технологии и оборудования, позволяющих обрабатывать суспензии с самыми неблагоприятными, с точки зрения их разделения, свойствами, и обладать таким важным преимуществом, как гарантированная высокая степень разделения твердой фазы от воды, дающая возможность получения о с а д к а м и н и м а л ь н о й в л а ж н о с т и и ф и л ь т р а т м а к с и м а л ь н о й ч и с т о т ы , т.е. техническую воду с содержанием твердого менее 5 кг/м³.

Предлагаемая технология должна обеспечить устойчивую работу фабрики с нагрузкой не менее 460 т/ч по каждой секции и обеспечить переработку не менее 5.25 млн.т рядового угля в год, при работе фабрики 360 дней в году, в 2 смены по 12 часов и 18 машинных часов в сутки.

Характеристика отходов:

- производительность по твердому 90 т/ч;
- содержание твердого в пульпе 100-130 кг/м³.

7.4.2. Технология обработки жидких отходов углеобогащения фирмы «Инжиниринг Доберсек ГмбХ»

Водно-шламовый комплекс современной углеобогатительной фабрики обеспечивает глубокое осветление шламовых вод и поддержание устойчивого равновесия в системе по содержанию твердого в оборотной воде при сокращении или исключении объемов хвостовой пульпы, сбрасываемой в илонакопитель. В последнем случае приоритет отдается методам сухого складирования шламовых отходов с применением ленточных вакуум-фильтров и гипербар фильтров, камерных и ленточных пресс-фильтров, декантеров. Во всех этих аппаратах преследуется цель максимального удаления влаги, что сопряжено со значительными капитальными и эксплуатационными затратами, которые расходуются на обработку бесполезной составляющей при обогащении угля.

В отличие от данного подхода фирма «Инжиниринг Доберсек ГмбХ» считает целесообразным использовать скрытые вяжущие свойства илистой высокодисперсной твердой фазы и остаточное количество влаги в отходах обогащения для формирования транспортабельной гидросмеси в условиях совместного складирования породы

тяжелосредного обогащения и отсадки и шламовых отходов с применением вяжущих и без них [196]. Рассмотрим первое технологическое решение рис. 7.15.

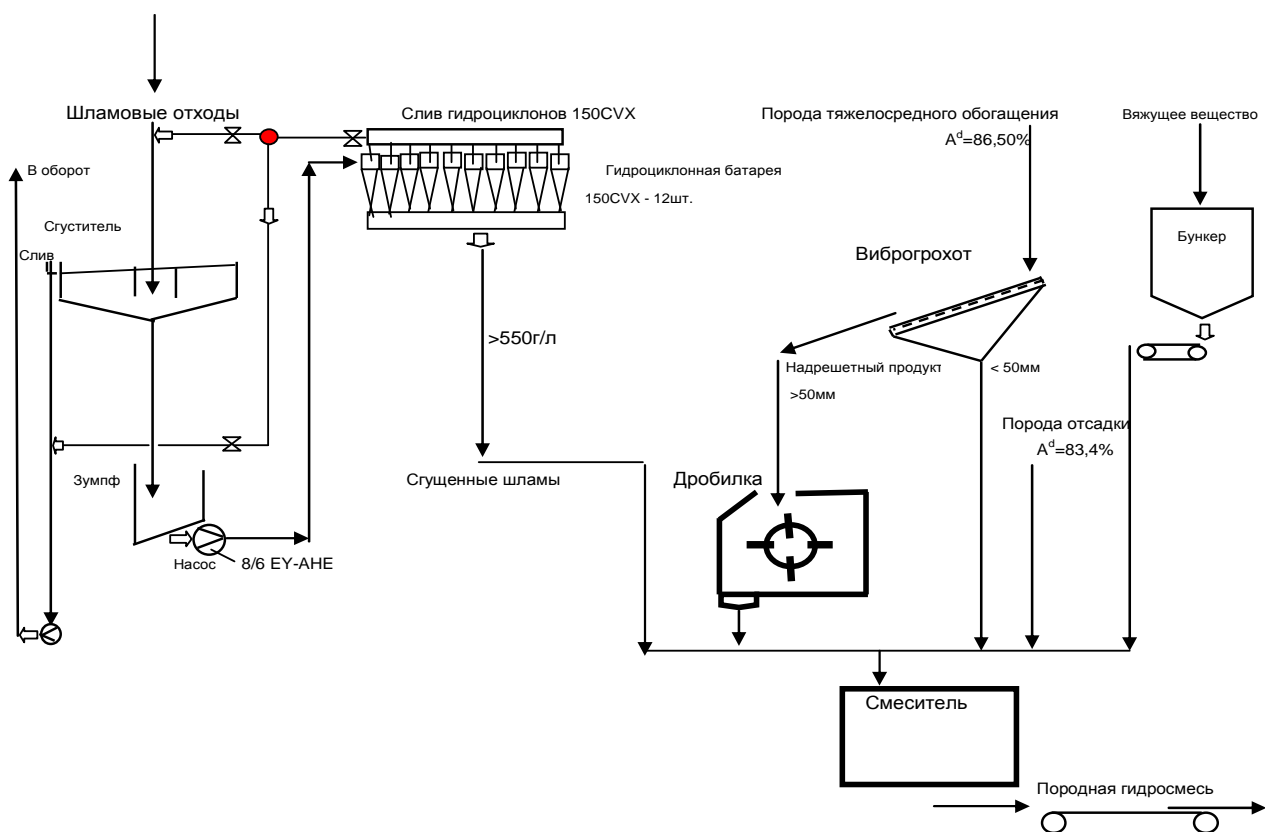


Рис. 7.15. Технология совместного сухого складирования с применением вяжущих

Согласно этой технологии шламовые отходы углеобогащения зольностью 65-80% подвергаются осветлению в радиальных сгустителях с получением сгущенного продукта с содержанием твердого на уровне 200-250 г/л, что благоприятно с точки зрения достижения чистого слива при умеренном расходе флокулянта (30-40 г/т шлама). Слив радиального сгустителя имеет содержание твердого менее 10 г/л и поступает в оборот на основные технологические нужды. На первом этапе обработки шламовых отходов преследуется цель получения чистого слива, а на втором – более плотного осадка, для чего применяем гидроциклоны малого диаметра.

В применяемых гидроциклонах добиваемся сгущения до содержания твердого, величина которого является оптимальной для последующего сухого складирования шламовых отходов, для чего уместно применить автоматизированные установки типа «ContiClass®», позволяющих стабилизировать подачу исходной суспензии и обеспечить согласование гидравлических параметров насосной установки и заданных сепарационных характеристик гидроциклона. Необходимые для получения такой смеси характеристики продуктов и расходы связующего следующие:

Содержание твердого в отходах флотации, г/л.....	650	700	750	800	850	900
Влажность породы, %.....	10,8	12,9	14,2	15,5	16,8	17,5
Расход негашеной извести, кг/т.....	100	60	50	30	25	20

Чем меньше содержание твердого в сгущенных шламовых отходах, тем больше расход извести. Рентабельным считается расход извести не более 150 кг/т, что требует уплотнения шламовой суспензии до 500 – 550 г/л. Такое содержание твердого может быть достигнуто при помощи гидроциклонов последнего поколения типа 150CVX. В этом случае получаемая в смесителе гидросмесь из отходов флотации и отходов гравитационного обогащения пригодна для складирования в плоском отвале при условии применения в качестве связующего вещества негашеной извести или шлака может иметь влажность не более 22-23% при сопротивлении сдвигу 7-7,5 Па [13].

Другое технологическое решение (рис. 7.16) обеспечивает получение транспортабельной смеси отходов флотации с породой без связующего вещества при ее влажности не более 16-17% и сопротивлении сдвигу на уровне 7-7,5 Па. Фактическое количественное соотношение отходов флотации и породы гравитационного обогащения составляет 1 : 4,6, при этом содержание твердого в сгущенном продукте и влажность породы должны соответствовать следующим значениям [13]:

Содержание твердого в отходах флотации, г/л.....	750	800	850	900
Влажность породы, % не более.....	6,1	7,6	8,7	10,6

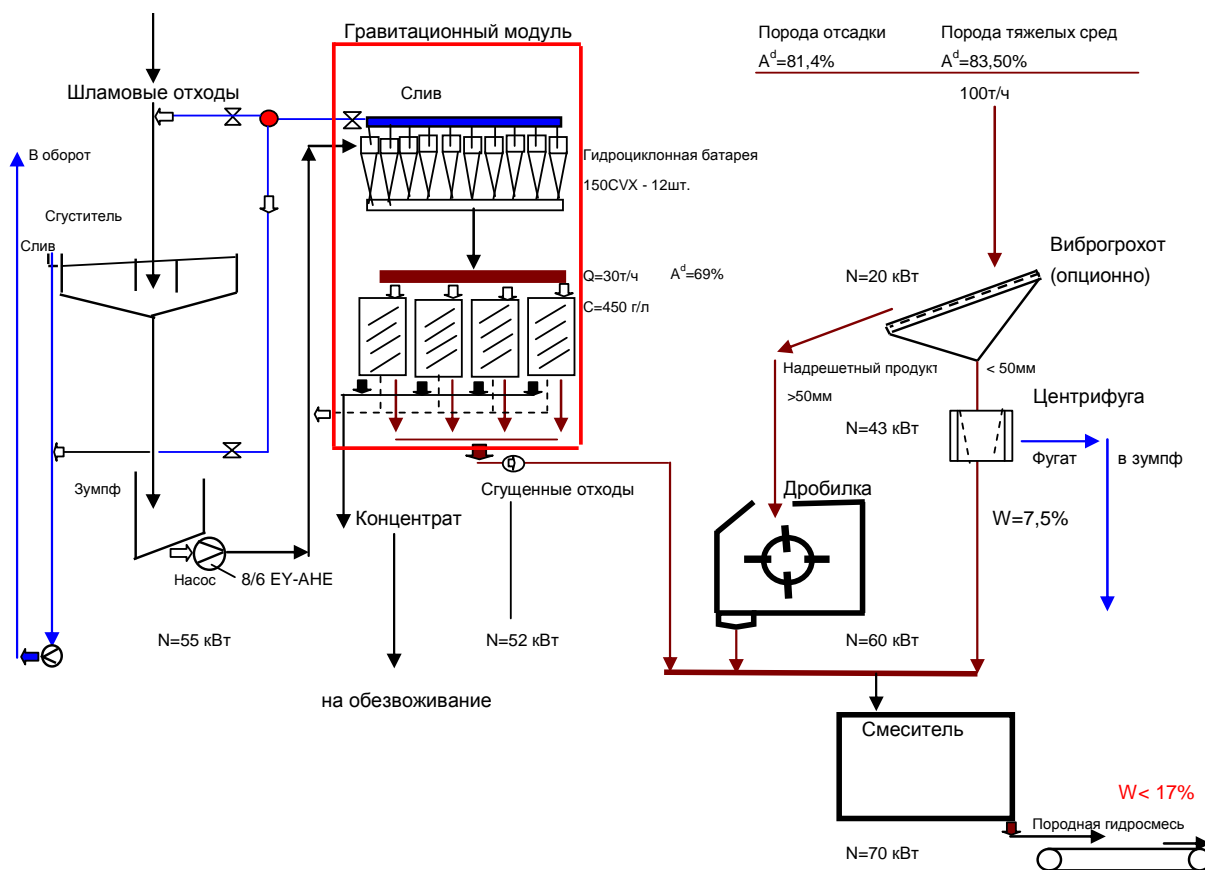


Рис. 7.16. Технология совместного сухого складирования без применения вяжущих

Сгущенные до необходимой плотности шламы смешивают с крупной и мелкой породой крупностью не более 25 мм. Куски более 25 мм подвергаются дроблению. Слив сгустительных гидроциклонов направляется обратно в сгуститель, создавая малый циркуляционный контур, в рамках которого имеет место многократная циркуляция тонких шламов и постепенный их перевод в сгущенный продукт. При незначи-

тельном содержании твердого в сливе гидроциклонов возможна подача этого продукта в оборотный цикл. Во избежание попадания тонких илов в систему и, как следствие, повышения содержания твердого в оборотной воде, следует считаться с некоторым повышением расхода флокулянтов до 50 г/т, но эти затраты покрываются за счет экономии эксплуатационных затрат ввиду исключения из эксплуатации илонакопителя, а главное, что поддержание равновесной концентрации шлама в системе на предельно низком уровне обеспечивает высокую эффективность ее работы и сглаживает колебания количества шлама в питании узлов и аппаратов [197].

Применение вяжущего в данной технологии исключается за счет проявления скрытых вяжущих свойств высокозольных тонких илов, для чего сгущенный в радиальном сгустителе шлам подвергается обработке в гравитационном модуле с получением зернистого концентрата и отходов. Концентрат направляется на обезвоживание с последующей присадкой к мелкому концентрату. Высококонтрированные шламовые отходы насосом поршневой группы перекачиваются в смеситель, где имеет место гомогенизация отвальной гидросмеси. Для снижения влажности породы отсадки и тяжелых сред предусмотрена горизонтальная фильтрующая центрифуга, осадок которой имеет влажность на уровне 7,5%. Фугат возвращается в зумпф гидроциклонной установки.

Впервые аналогичная технология удаления хвостов флотации была применена в Англии на шахте «Йоркшир Мэйн» [198]. В процессе ее наладки было установлено, что при смешивании отходов флотации с крупной породой, подвергнутой предварительному дроблению до крупности менее 50 мм, получается транспортабельная смесь. При наличии 45т/час крупной породы в отвал отгружалось 9,5 м³/час сгущенных до 350г/л хвостов флотации, что соответствует 74 кг флотационных отходов на 1т дробленной породы. На другой английской углеобогатительной фабрике «Оукдейл» в качестве связующего применяли цемент в количестве 5%, что обеспечивало через 24 часа затверждение материала без признаков внешней влаги.

На Угледорской ЦОФ в Донбассе с дробленной породой смешивали отходы концентратных столов, на которых обогащались крупнозернистые шламы. На 10 т дробленной породы крупностью +25мм и влажностью 7-8% добавляли 0,6-0,7 м³ воды и 1 м³ тонких илов, сгущенных до 450 г/л. Влажность транспортабельной смеси составляла 14-16% [199].

Такое технологическое решение позволяет работать без использования дорогостоящего и энергоемкого обезвоживающего оборудования типа фильтр-прессов и декантеров.

В табл. 7.9 приведены технико-экономические показатели технологии фирмы «Инжиниринг Доберсек ГмбХ»

7.4.3. Технология обработки жидких отходов углеобогащения ООО «АНА-ТЕМС»

ООО «АНА-ТЕМС» предлагает применить для обработки жидких отходов ЦОФ «Павлоградская» контейнерное фильтрование [200].

Суть технологии относительно применения к объектам угольной промышленности: подать в крупноразмерный «мешок» из тканого геотекстиля – контейнер фильтрующий – шламовую пульпу для разделения ее на воду и твердую фазу. По мере заполнения контейнера, в нем формируется плотное шламовое тело. Выдержка шламового тела, «упакованного» в геотекстиль, обеспечивает сход влаги и снижение влаго-

содержания до 15%. В летнее время имеет место подсушка шлама, как в одноярусном, так и в многоярусном складе.

Таблица 7.9

**Технико-экономический показатель технологии фирмы
«Инжиниринг Доберсек ГмбХ»**

Показатели	Э т а п ы			
	I (30 т/ч)	II (60 т/ч)	III (90 т/ч)	Итого (90 т/ч)
Технология сухого складирования с применением связующего				
Влажность продуктов, %:				
осадка	650 г/л	650 г/л	650 г/л	650 г/л
породы	10,8	10,8	10,8	10,8
смеси	22-23	22-23	22-23	22-23
Расход связующих, кг/т:				
негашеной извести	100	100	100	100
цемента	50	50	50	50
Соотношение осадка к породе, кг/т	220	220	220	220
Содержание твердого в возвращаемой воде, г/л	>10	>10	>10	>10
Количество необходимых продуктов, тыс. т:				
осадка	48,6	97,2	145,8	145,8
породы	220,9	441,8	662,7	662,7
негашеной извести	4,86	9,72	14,58	14,58
цемента	2,43	4,86	7,29	7,29
Количество возвращаемого в оборот твердого, тыс. т	145,8	388,8	437,4	437,4
Цена связующих, грн./кг:				
негашеной извести	0,3	0,3	0,3	0,3
цемента марки 400	1,0	1,0	1,0	1,0
Ориентировочная стоимость оборудования по схеме на рис. 7.15, тыс. грн.	2500	5000	7500	7500
Доставка, монтаж, эксплуатационные и прочие расходы, как 50% стоимости оборудования, тыс. грн.	1250	2500	3750	3750
Итого затрат, тыс. грн.	6180	12360	18540	18540
Технология сухого складирования без применения связующего				
Влажность продуктов, %:				
осадка	750 г/л	750 г/л	750 г/л	750 г/л
породы	6,1	6,1	6,1	6,1
смеси	16-17	16-17	16-17	16-17
Соотношение осадка к породе, кг/т	74	74	74	74

Показатели	Э т а п ы			
	I (30 т/ч)	II (60 т/ч)	III (90 т/ч)	Итого (90 т/ч)
Количество необходимых продуктов, тыс. т:				
осадка	41,31	82,62	123,93	123,93
породы	558,24	1116,48	1674,72	1674,72
Количество дополнительного концентрата, тыс. т	7,29	14,58	21,87	21,87
Дробление породы до крупности менее, мм	25	25	25	25
Содержание твердого в возвращаемой воде, г/л	>10	>10	>10	>10
Ориентировочная стоимость оборудования по схеме на рис. 7.16, тыс. грн.	6318	12636	18954	18954
Доставка монтаж, эксплуатационные расходы, как 50% стоимости оборудования, тыс. грн.	3159	6318	9477	9477
Итого затрат, тыс. грн.	9477	18954	28431	28431
Реализационная стоимость дополнительной продукции, тыс. грн.	5904,9	11809,8	17714,7	17714,7

Практически это выглядит так:

- жидкие отходы углеобогащения, которые по существующей схеме на фабрике транспортируются в хвостохранилище, используя запорную арматуру, перенаправляются на коллектор. Коллектор расположен на подготовленной обвалованной промплощадке. От коллектора, с помощью запорной арматуры, происходит заполнение подготовленных фильтрующих контейнеров. Возможно заполнение одного коллектора через несколько заливных рукавов или нескольких контейнеров. Заполнение одного контейнера происходит в 3-4 этапа.

Непосредственно перед контейнером в трубопровод подается флокулянт для быстрого осаждения и получения чистого фильтрата, который по дренажным каналам поступает в емкость 100 м³ для сбора фильтровальной воды. Фильтровальная вода с емкости насосом направляется в оборот.

В последующем, обезвоженная и консолидированная масса вывозится на утилизацию автомобильным транспортом или может использоваться при рекультивации земель.

На рассмотрение предлагается два варианта проекта:

- первый вариант – с последующим вскрытием контейнера и вывозом обезвоженного материала;
- второй вариант – складирование в контейнерах без вскрытия, с возможностью дальнейшей рекультивации.

Перечень необходимого оборудования и материалов остается неизменным независимо от применяемого варианта:

1) подготовленная обвалованная промплощадка – служит для размещения контейнеров, для сбора и централизованного отвода фильтрата, выходящего из контейнеров;

2) геотекстильный контейнер – представляет собой изделие из тканого полипропилена, обладающего высокой фильтрующей способностью;

3) станция приготовления и дозирования флокулянта – необходима для приготовления раствора флокулянта заданной концентрации и его дозирования в пульпопровод;

4) емкость 100 м³ для сбора отфильтрованной сдренированной воды;

5) два насоса производительностью 400 м³/ч (один рабочий, один резерв) для перекачки чистой оборотной воды;

6) коллектор – для распределения нагрузки с пульпопровода в контейнера;

7) гибкий трубопровод – для подключения контейнера фильтрующего (КФ) к коллектору;

8) запорная арматура.

Подготовив промплощадку для первого пускового комплекса и установив необходимое оборудование, в последующем для работы в второго комплекса и ввода объекта на полную загрузку, значительных дополнительных расходов не потребуется. Кроме, как увеличатся пропорционально расходы на:

- приобретение контейнеров фильтрующих и реагентов;
- удлинение коллекторов секторных.

Согласно технического задания, объект вводится в действие пусковыми комплексами на обработку пульпы по 30 т/час каждый. При вводе объекта, пусковыми комплексами, подача пульпы 385 м³/час с центрального коллектора не выключается. Технологический процесс не прерывается.

По истечению месяца на первом пусковом комплексе должно быть складировано 16200 тонн обезвоженной консолидированной массы, готовой к транспортировке.

Применяется контейнер фильтровальный базового размера С = 21,5 м, L = 50 м, объем после загрузки – 1200 м³.

Во второй и третий ярус укладываются контейнера размером С = 21,5 м, L = 45 м, объем после загрузки – 1080 м³.

Примерная влажность обезвоженного продукта 35%.

При плотности твердого вещества $\delta = 1,3 \text{ т/м}^3$ в контейнерах складировается соответственно:

- при объеме 1200 м³ – 1560 тонн;
- при объеме 1080 м³ – 1404 тонны.

Схема промплощадки для обезвоживания 48600 т в месяц по твердому материалу приведена на рис. 7.17, а схема полной нагрузки сектора (в одном секторе 33 конвейера) приведена на рис. 7.18.

Общий вид наполнения контейнеров помещен на рис. 7.19, общий вид площадки для длительного хранения контейнеров – на рис. 7.20, распакованный контейнер с твердым материалом готовым к выводу на породный отвал – на рис. 7.21. Диаграмма работ промплощадки приведена в табл. 7.10.

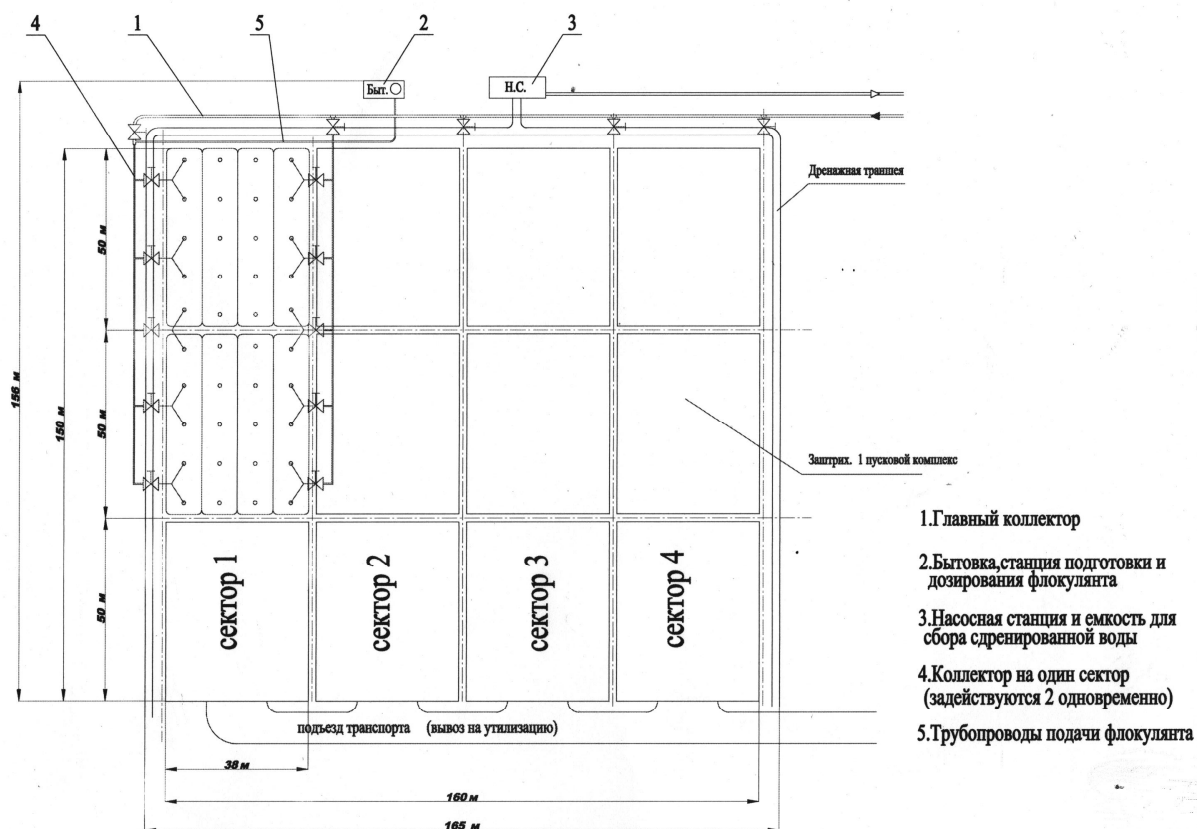


Рис. 7.17. Промплощадка для переработки (обезвоживания) 48600 тонн в месяц по сухому

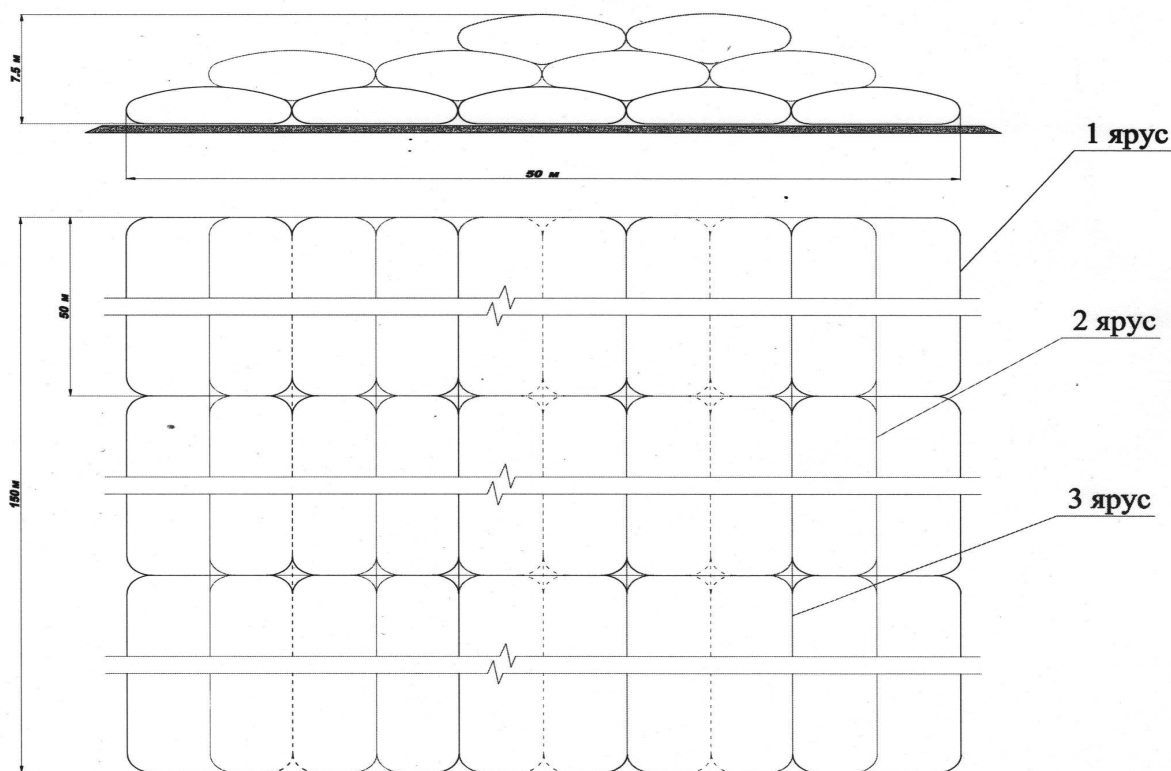


Рис. 7.18. Схема полной нагрузки (в одном секторе 33 контейнера):
 а) нижний ярус 15 шт. по 1560 т = 23400 т; б) второй ярус 12 шт. по 1404 т = 16848 т;
 в) третий ярус 6 шт. по 1404 т = 8424 т



Рис. 7.19. Вид наполненных контейнеров



Рис. 7.20. Вид контейнеров для длительного хранения



Рис. 7.21. Вид распакованного контейнера

В табл. 7.10 приведены технико-экономические показатели рассматриваемой технологии.

Таблица 7.10

Технико-экономические показатели технологии ООО «АНА-ТЕМС»

Показатели	Э т а п ы		
	I	II	III
Производительность, т/ч	30	60	90
Влажность осадка, %	35	35	35
Количество контейнеров в шт.:			
сутки	2	4	6
месяц	11	22	33
год	132	264	396
Количество складированного осадка, тыс. т	194,4	388,8	583,2
Капитальные затраты, тыс. грн.	1740,8	1787,4	1787,4
Эксплуатационные затраты, тыс. грн.	3024,2	6048,4	9072,6
Итого затраты, тыс. грн.	4765,0	7885,8	10860,0
Срок проектирования, дней	20	20	20
Срок монтажа и ввода в эксплуатацию, после проектных работ, мес.	1	2	3

7.4.4. Технология обработки жидких отходов углеобогащения ООО «НТЦ «Экомаш»

Предлагается решение по замыканию (исключение слива шламовых вод в шламонакопитель) водно-шламовой схемы фабрики, приведенное на рис. 7.22 [201].

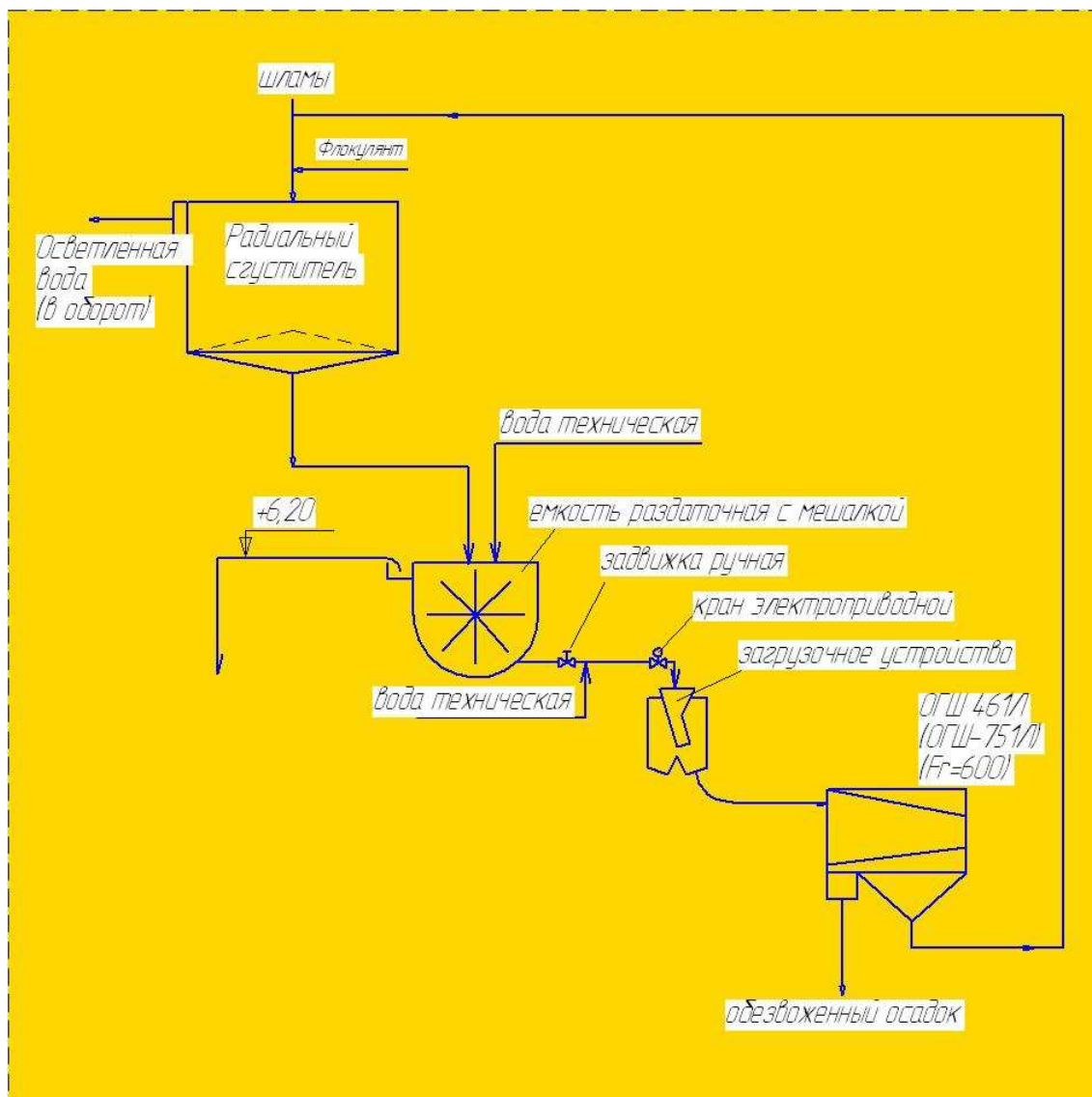


Рис. 7.22. Техническое решение ООО «НТЦ «Экомаш» при содержании твердого в питании радиального сгустителя менее 80 г/л

Шламы фабрики обрабатываются флокулянтom и направляются в радиальный сгуститель. Сгущенный продукт радиального сгустителя направляется на центрифугальные установки ОГШ-461 (ОГШ-751) с фактором разделения $Fr = 600$. Технологическая эффективность работы центрифуг составит 95-99,9%. Фугат центрифуг направляется в радиальный сгуститель. Слив радиального сгустителя направляется в оборот фабрики. После обезвоживания получают осадок с влажностью $30 \pm 3\%$.

В случае если содержание твердого в потоках, поступающих в радиальный сгуститель, превышает 80 г/л предлагается технология, схема которой приведена на рис. 7.23.

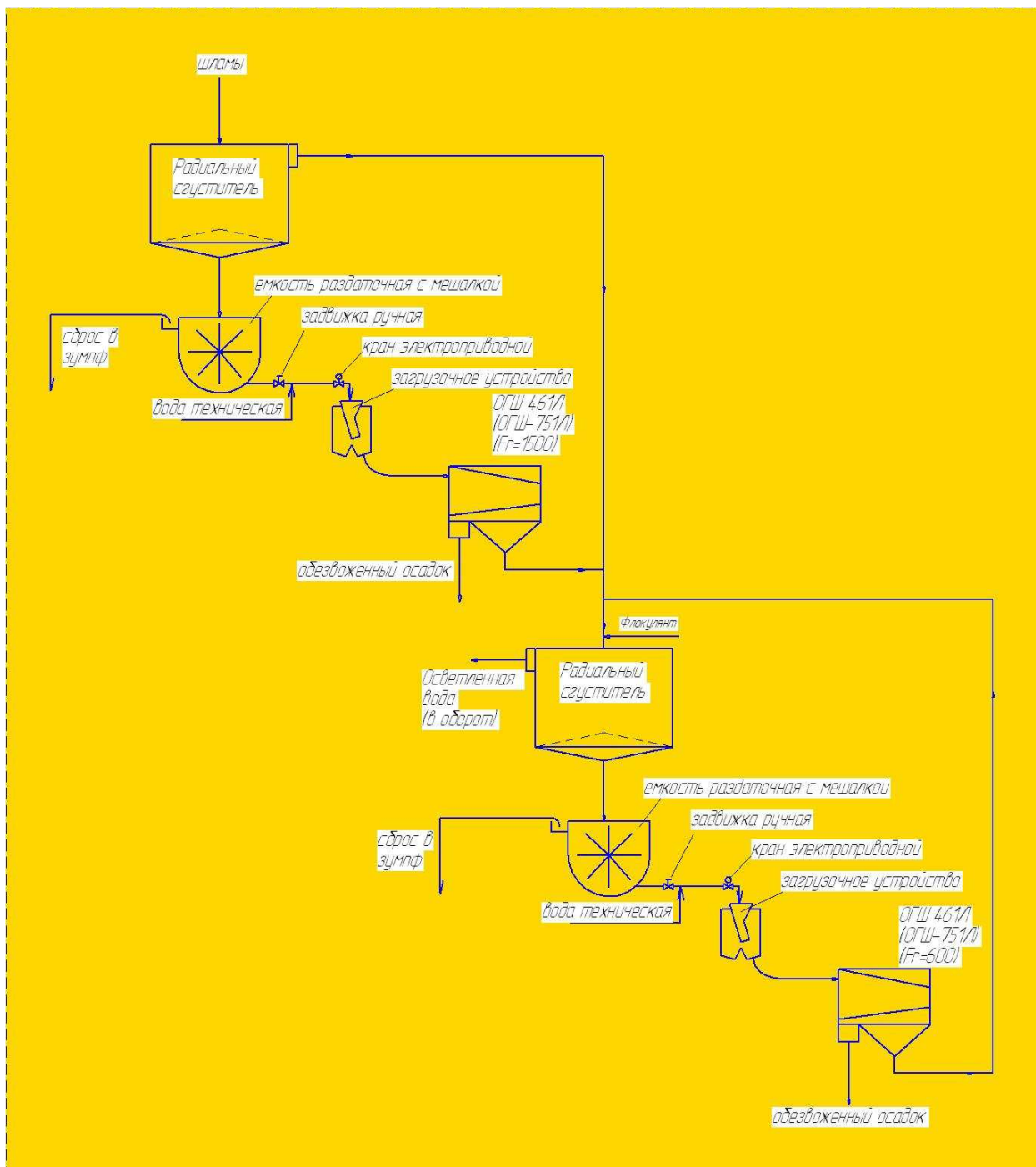


Рис. 7.23. Техническое решение ООО «НТЦ «Экомаш» при содержании твердого в питании радиального сгустителя более 80 г/л

Шламы фабрики направляются в радиальный сгуститель № 1, где без применения флокуляции происходит их частичное сгущение до содержания твердого 150-200 г/л. Стущенный продукт радиального сгустителя № 1 направляем на центрифугальные установки с фактором разделения $Fr = 1500$ с целью максимального извлечения твердого в осадок в безреагентном режиме. Технологическая эффективность работы центрифуг составит 70-78%. Фугат центрифуг объединяется со сливом радиального сгустителя № 1 и направляем на осветление и сгущение в радиальный сгуститель № 2. Для получения оборотной воды с содержанием твердого ≈ 1 г/л в объединенный поток шламов перед подачей в радиальный сгуститель № 2 добавляем рас-

твор флокулянта. Слив радиального сгустителя № 2 направляем в оборот фабрики. Сгущенный продукт направляем на обезвоживание на центрифугальные установки, работающие при факторе разделения $Fr = 600$. Обезвоженный осадок с влажностью $30 \pm 3\%$ направляется на утилизацию. Фугат центрифуг направляется циркулирующей нагрузкой в питание радиального сгустителя № 2.

Расход флокулянта на 1 т твердого при флокулировании шламов со средним содержанием твердого 100-150 г/л для достижения прозрачного слива и высоких скоростей осаждения составляет $\approx 180-240$ г/т.

То есть при работе центрифуги с производительностью 5 т/час и цене флокулянта 53 грн/кг ежедневные затраты на флокуляцию составят до 64 грн.

При снижении концентрации твердого в шламах подвергаемых флокуляции менее 80 г/л расход флокулянта на тонну твердого снижается в двое.

Соответственно при работе фабрики 18 часов/сутки, 360 дней в году и обезвоживании до 5 т/час твердого в безреагентном режиме экономия денег за счет не использования флокулянта составит:

$$64 \text{ грн.} \times 18 \text{ часов} \times 360 \text{ дней} = 414720 \text{ грн.}$$

При цене центрифугальной установки 485000 грн. и гарантийном сроке 1 год она практически окупится в пределах гарантийного срока только за счет не использования флокулянта, без учета других экономических эффектов.

Схема общего вида центрифуга типа ОГШ приведена на рис. 7.24.

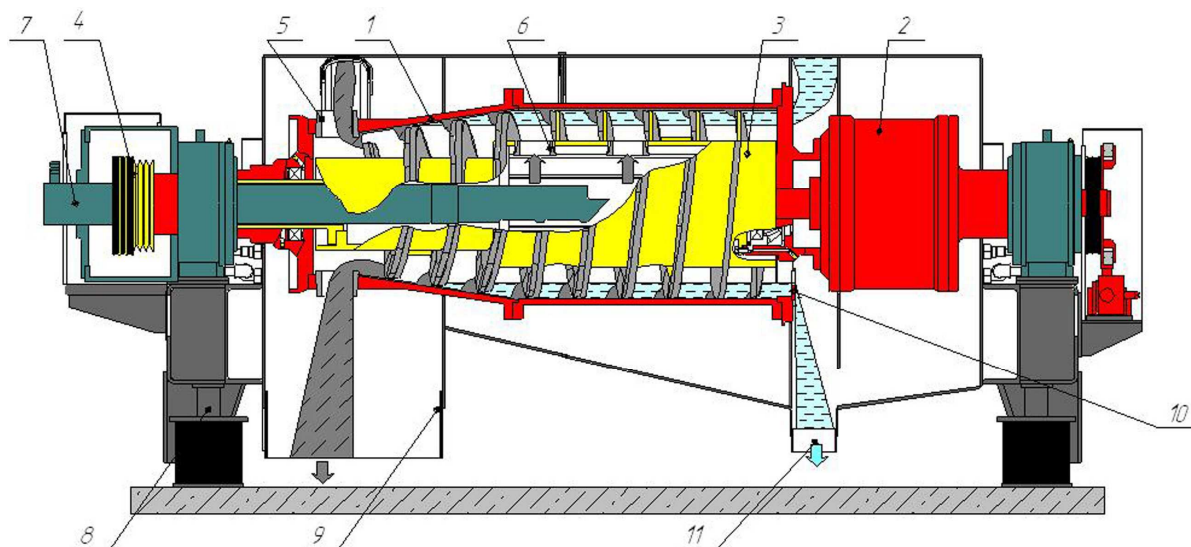


Рис. 7.24. Схема общего вида центрифуги типа ОГШ:

- 1 – ротор; 2 – редуктор; 3 – шнек; 4 – шкив ротора; 5 – окна выгрузки осадка;
6 – загрузочные окна; 7 – труба питания; 8 – опора с амортизатором; 9 – шахта осадка;
10 – окна фугата; 11 – шахта выгрузки фугата

Суспензия поступает по трубе питания (7) на разгонный конус шнека и через загрузочные окна (6) во внутреннюю полость вращающегося ротора (1). Под воздействием центробежной силы частицы твердой фазы, имеющие плотность больше, чем плотность жидкости, осаждаются на внутренней поверхности ротора и удаляются шнеком (3) в шахту выгрузки осадка (9). Очищенная жидкость (фугат) стекает через окна (10) в шахту выгрузки фугата (11), откуда самотеком попадает в технологические магистрали объекта.

Основным узлом центрифуг является цилиндрикоконический ротор с соотношением длины к диаметру от 2,51 до 3,00, который выполнен из конструкционной легированной стали повышенной коррозионной стойкости. Транспортирующий шнек имеет две загрузочные камеры, что позволяет изменять длину зоны осаждения частиц в роторе и, как следствие, регулировать глубину очистки суспензии. Спираль шнека, и другие конструктивные элементы защищены от абразивного износа карбидом кремния.

Во вращение ротор центрифуги приводится от асинхронного электродвигателя через клиноременную передачу. Изменение частоты вращения ротора осуществляется перестановкой ремней на многоступенчатых шкивах(4). При необходимости центрифуга оснащается шкафом управления с плавным частотным регулированием.

Шнек приводится во вращение посредством двухступенчатого планетарного редуктора(2), который встроен в ротор между коренными опорами, что существенно повышает безопасность эксплуатации центрифуги в целом. Частота вращения шнека регулируется дополнительным электроприводом шнека, что позволяет изменять транспортную способность шнека по осадку и воздействовать на глубину очистки суспензии.

При работе центрифуги контролируется фактическая нагрузка электродвигателей приводов ротора и дополнительного привода шнека, температура подшипников коренных опор. Предусмотрена автоматическая защита от опасных вибраций, перегрузок электродвигателей и редуктора.

Для улучшения условий монтажа и эксплуатации центрифуги оснащены амортизаторами с регулируемыми опорами(8), что позволяет оперативно выставить центрифугальную установку в горизонтальной плоскости при проведении монтажа.

Техническая характеристика центрифуг типа ОГШ приведена в табл. 7.11.

Таблица 7.11

Технические характеристики центрифуг

№ п/п	Наименование параметра	Обозначение центрифуг	
		ОГШ-461Л	ОГШ-751Л
1	Диаметр ротора, D_p , мм	460	750
2	Эксплуатационный диапазон частоты вращения ротора, об/мин $n_{pmin} - n_{pmax}$	1400-2420	1470-1900
3	Эксплуатационный диапазон фактора разделения $Fr_{min} - Fr_{max}$	500-1500	900-1500
4	Пропускная способность max , м ³ /час	40	100
5	Индекс производительности	525-1575	3040-5070
6	Масса, кг (не более)	2900	13000
7	Установленная мощность, кВт	44,5 (37+7,5)	170 (132+37)
8	Габаритные размеры, мм		
	длина	2815	4260
	ширина	1900	2285
	высота	1100	1410

Центрифуги выпускаются в различных конструктивных исполнениях: по материалу ротора, типу и мощности электрооборудования, климатическому исполнению и составу вспомогательных устройств (загрузочное устройство, кран электроприводной регулировки нагрузки, насосы и т.п.)

Согласованная привязка центрифуги в технологическую цепь аппаратов Заказчика позволяет обеспечить ресурс центрифуги до капитального ремонта ≥ 10000 час при обезвоживании высокоабразивных шламов антрацита, твердость которых по шкале Мооса 5,5; либо ≥ 20000 час при обезвоживании шламов каменного угля марки «Ж».

Гарантийный срок эксплуатации 1 год.

Ремонтопригодность центрифугальных установок обеспечивается заменой унифицированных роторов в течение рабочей смены. Что обеспечивает надёжность оборудования и исключает простой на объектах.

Подтвержденный эксплуатацией срок окупаемости центрифуг находится в пределах гарантийного срока.

Наработка центрифуг приведена в табл. 7.12.

Таблица 7.12

Наработка центрифуг обезвоживающих продукты обогащения угля марок «Г» и «ДГ»

Центрифугальная установка	Эксплуатирующая организация	Дата ввода в эксплуатацию	Продукт обезвоживания	Наработка, часов по состоянию на 25.05.2011г.
ОГШ459У-03М-УХЛ4 заводской №26	«Дзержинскэнерго», ЦОФ «Добропольская»	Июль 2003г.	Флотоконцентрат угля марок Ж, Г, ДГ	29884 (20280 после последнего капитального ремонта)
ОГШ462Л-01-УХЛ4 заводской №10200	ЦОФ «Октябрьская»	11.07.2010г.	Флотоконцентрат угля марок Г, ДГ	5222
ОГШ462Л-01-УХЛ4 заводской №10201	ЦОФ «Добропольская»	06.08.2010г.	Флотоконцентрат угля марок Г, ДГ	4770
ОГШ462Л-01-УХЛ4 заводской №10202	ЦОФ «Добропольская»	06.08.2010г.	Флотоконцентрат угля марок Г, ДГ	3910
ОГШ462Л-01-УХЛ4 заводской №10203	ЦОФ «Добропольская»	06.08.2010г.	Флотоконцентрат угля марок Г, ДГ	3480
ОГШ462Л-01-УХЛ4 заводской №10204	«Моспинское» УПП	28.01.2011г.	Шлам переработки угля марок Г, ДГ	1580
ОГШ462Л-01-УХЛ4 заводской №10205	«Моспинское» УПП	28.01.2011г.	Шлам переработки угля марок Г, ДГ	1302
ОГШ462Л-01-УХЛ4 заводской №10206	«Моспинское» УПП	28.01.2011г.	Шлам переработки угля марок Г, ДГ	1475
ОГШ461Л-01-УХЛ4 заводской №11208	«Экоэнерго»	30.04.2011г.	Шлам переобогащения угля марок Г, ДГ	780
ОГШ462Л-01-УХЛ4 заводской №11209	«Экоэнерго»	30.04.2011г.	Шлам переобогащения угля марок Г, ДГ	960

Технологические показатели центрифуг типа ОГШ приведены в табл. 7.13.

Таким образом, отличительными особенностями центрифуг разработки ООО «НТЦ «Экомаш» являются:

- повышенная в 2-4 раза производительность при обезвоживании концентрированных суспензий (Спит = 250-350 г/л), при этом влажность осадков ниже на 3-4 % по сравнению с аналогичными центрифугами других производителей, что обусловлено конструктивными особенностями центрифуг;

- высокий фактор разделения $F_g = 500-1500$ против ($F_g=500$ у центрифуг типа НОГШ-1320), при этом извлекаются частицы крупностью до 80-16 мкм соответственно, что обеспечивает срок окупаемости оборудования в пределах гарантийного срока;

- в связи с применением для футеровки спирали шнека, и других конструктивных элементов, карбида кремния межремонтный срок службы значительно превышает гарантийный период и тем самым обеспечивает высокую экономическую эффективность применения центрифугальных установок.

Таблица 7.13

Технологические показатели центрифуг типа ОГШ

Технологический показатель		Обозначение центрифуг	
		ОГШ-461Л	ОГШ-751Л
Производительность центрифуги	Производительность по пульпе $Q_n = f \left(\frac{D_{сл}^2 \cdot L_{сл} (\rho_m - \rho_{ж}) d_{кр}^2 \cdot n_p^2}{\nu} \right), \text{ м}^3/\text{час, где}$ $d_{кр}$ - крупность разделения, $D_{сл}, L_{сл}, n_p$ - размеры и обороты ротора, $\rho_m, \rho_{ж}$ - уд.вес.тв. и жидк. фазы пульпы, ν - вязкость пульпы	12-35	30-100
	Весовая производительность по пульпе $Q_n^g = Q_n \cdot \rho_n, \text{ т/час, где}$ ρ_n - плотность пульпы	12,5-35,5	30,5-100,5
	Производительность по сухому твердому веществу, максимальная $Q_T = Q_n^g \cdot \gamma_T, \text{ т/час, где}$ γ_T - массовая доля твердого в пульпе	5,0	18,0
Унос твердого вещества с фугатом, C_f , г/л**		$C_f \approx 0,05-0,35$ Спит	
Влажность обезвоженного продукта, W_{oc} ***		25±5% угольные шламы, угольный флотоконцентрат и т.п.	

* При содержании твердого вещества в пульпе $\gamma_T \leq 7\%$ и вязкости пульпы близкой к вязкости воды, определяющим фактором работы центрифуги является пропускная способность и производительность центрифуги характеризуется максимальными значениями производительности по пульпе и весовой производительности (используется, например, при обезвоживании осадков коммунальных сточных вод, послеспиртовой барды и т.п.). При содержании твердого вещества в пульпе $\gamma_T \geq 25\%$ определяющим фактором работы центрифуги является транспортная способность шнека и производительность центрифуги характеризуется производительностью по сухому твердому веществу в питании (используется, например, при обезвоживании угольных флотоконцентратов, шламов и т.п.).

** При повышении вязкости пульпы (по различным причинам) производительность центрифуг снижается, унос твердого с фугатом увеличивается, что необходимо учитывать при очистке высокозольных шламовых вод. Унос твердого вещества с фугатом регулируется режимом работы и глубиной ванны центрифуги, а также технологическими приемами: предварительной классификацией пульпы, кондиционированием пульпы флокулянтами и т.п. При кондиционировании пульпы флокулянтами унос твердого с фугатом не превышает 0,01-0,03 Спит. Повышенные уносы твердого с фугатом используются при классификации и обогащении твердого продукта пульп.

*** Влажность осадка определяется природой твердой и жидкой фаз пульпы, содержанием мелкодисперсных частиц в осадке, конструкцией и режимом работы центрифуги. Свободного влагоотделения при транспортировке осадка не происходит.

Опыт использования центрифуг

В настоящее время центрифугальные установки ОГШ-462Л-01-УХЛ4 обезвоживают продукты обогащения каменных углей западного Донбасса марки «Г» и «ДГ» на ЦОФ «Октябрьская», ЦОФ «Добропольская», «Моспинском» УПП и обогатительной установке «Экоэнергоресурс».

Центрифугальные установки эксплуатируются по типовой схеме, приведенной на рис. 7.22, а общий вид их размещения на УПП «Моспинское» - на рис. 7.25



Рис. 7.25. Общий вид размещения центрифуг ОГШ на «Моспинском» УПП

Флотоконцентрат и шламы этих углей содержат ≥ 80 % частиц размером менее 74 мкм. Зольность флотоконцентрата поступающего с флотомашины на обезвоживание составляет от 13 до 35%.

Максимальная технологическая эффективность по обезвоживанию флотоконцентрата 79% получена при содержании твёрдого в питании 104 г/л, частоте вращения ротора 2415 об/мин ($Fr=1500$), номинальных относительных оборотах шнека, при этом производительность по твёрдому в питании центрифуги составила ≈ 3 т/час (из них 3,73 т/час флотоконцентрата влажностью ≈ 32 % на ленте). Увеличение производительности по твёрдому в питании центрифуги до 5,35 т/час (из них 5,028 т/час флотоконцентрата влажностью ≈ 32 % на ленту) при частоте вращения ротора 2415 об/мин ($Fr = 1500$), номинальных относительных оборотах шнека получено при содержании твёрдого в питании 230 г/л, при этом технологическая эффективность уменьшилась до 65%.

При средней производительности по твёрдому в питании $\approx 4,8$ т/час, при частоте вращения ротора 2415 об/мин ($Fr = 1500$), номинальных относительных оборотах шнека - средняя технологическая эффективность 78,3 и соответственно зольность

обезвоженного флотоконцентрата ниже зольности пульпы в питании на 4÷6%, средняя влажность обезвоженного флотоконцентрата 32,2% .

Наибольшая производительность по твёрдому в питании центрифуги 6,035 т/час (5,67 т/час флотоконцентрата влажностью 32% на ленте) получена при содержании твёрдого вещества в питании 200 г/л, частоте вращения ротора 1950 об/мин ($Fr = 980$), ускоренных относительных оборотах шнека, при этом технологическая эффективность процесса обезвоживания составила 62%. Расчётная максимальная (при номинальных токах электродвигателей приводов) производительность центрифуги по твёрдому в питании при частоте вращения ротора 1950 об/мин ($Fr = 980$), ускоренных относительных оборотах шнека составит 8,75 т/час (из них 6,500 т/час флотоконцентрата влажностью $32 \pm 1\%$ на ленте) при содержании твёрдого в питании центрифуги 220-280г/л.

Параллельно центрифугам работают вакуум-фильтры Украина-80. Вакуум-фильтры демонстрируют влажность осадка 30-34% при незначительной разнице в зольностях исходного питания и осадка (не более 1,5%). Зольность осадка составляет 27,3% при зольности питания 27,4%. Технологическая эффективность вакуум-фильтров при обезвоживании флотоконцентрата углей марок «Г» и «ДГ» составляет до 38%.

На «Моспинском» УПП центрифуги ОГШ-462Л-01-УХЛ4 смонтированы для обезвоживания шламов. В связи с наличием в шламах до 10% частиц крупностью более 0,5 мм питание центрифуг было предварительно классифицировано на батарее гидроциклонов ГЦ-240 со снятыми насадками. Сгущенный продукт батареи гидроциклонов ГЦМ-240 содержащий твердого 180-426 г/л, зольностью 34-48% с содержанием класса менее 74 мкм $\approx 63\%$

Обезвоживается на центрифуге ОГШ-469Л при частоте вращения ротора 1400 об/мин ($Fr = 500$) с получением концентрата влажностью 20-22%, зольностью 30-40%, унос твердого с фугатом составляет 50-150 г/л, при зольности 58-65%, т.е. технологическая эффективность составляла 63-70%.

Слив батареи гидроциклонов ГЦМ-240, содержащий твердого до 180-200 г/л, зольностью 48-62% с содержанием класса менее 74 мкм $\approx 80\%$ устойчиво обезвоживался на центрифуге ОГШ-462Л-01 при частоте вращения ротора 1950 об/мин ($Fr = 970$) с получением концентрата угля влажностью 22-27% и зольностью 37-52%. Унос твердого с фугатом составил 105-120 г/л, при зольности 62-70%.

Режимные работы центрифуг типа ОГШ в различных производственных условиях приведены в табл. 7.14.

На установке ООО «Экоэнергоресурс» решается задача классификации шламов с целью обогащения шламов и повышения выхода промпродукта. В настоящее время удалось наладить режим работы центрифуг, при котором зольность обезвоженного продукта устойчиво ниже зольности питания на 11-13% при производительности по обезвоженному продукту 1,5-2 т/час.

7-9 июня 2011г. были проведены эксперименты по обезвоживанию центрифугальной установкой ОГШ-461Л-01-УХЛ4 сфлокулированных шламов сбрасываемых в шламонакопитель ЦОФ «Павлоградская». Эксперимент проводился на установке ООО «Экоэнергоресурс».

Шламы смешивали с раствором флокулянта и подавали в центрифугу по типовой схеме на различных режимах работы. В результате проведенных работ был подобран режим получения фугата с содержанием твёрдого до 1 г/л.

Режимные работы центрифуг типа ОГШ

Режим работы центрифуги / эксплуатационно-технические характеристики процесса обезвоживания	Обозначения	ОГШ-462Л-01			Вакуум-фильтр «У крайна-80»	ОГШ-469Л-031	ОГШ-462Л-01	ОГШ-461Л-01	ОГШ-461Л-01
		Фактор разделения 1500, радиус слива фугата 190 мм, режим шнека – номинальный	Фактор разделения 970, радиус слива фугата 190 мм, режим шнека – ускоренный	Фактор разделения 1500, радиус слива фугата 190 мм, режим шнека – номинальный					
Обезвоженный продукт		Шламы угля марок «Г», «Д»							
Эксплуатирующая организация		ООО «Энергоресурс»							
Настройка режима центрифуги		Мослинское УПП							
Содержание класса «<74» мкм, %	Q_n	ЦОФ «Октябрьская»	ЦОФ «Добропольская»	ЦОФ «Октябрьская»	ЦОФ «Октябрьская»	ЦОФ «Добропольская»	ЦОФ «Добропольская»	ЦОФ «Добропольская»	ЦОФ «Добропольская»
Производительность по пульпе в питании, м ³ /час	Q_n^*	Режим максимальной технологической эффективности	Режим максимальной технологической эффективности	Режим максимальной технологической эффективности	Режим максимальной технологической эффективности	Режим максимальной технологической эффективности	Режим максимальной технологической эффективности	Режим максимальной технологической эффективности	Режим максимальной технологической эффективности
Весовая производительность центрифуги по питанию, т/час	Q_m	≥80	≥80	≥80	≥80	21,8	23,69	21,8	23,69
Производительность по сухому твердому веществу в питании, т/час	$Q_{ac}^{сух}$	28,8	29,5	31,182	32,3	29,721	30,035	29,721	30,035
Производительность по влажному осадку, т/час	W_{ac}	3,73	5,67	6,035	32,9	3,00	5,014	3,73	5,014
Влажность осадка, %	$W_{ac}^{теор}$	32,8	33,6	33,6	32,9	3,73	5,046	32,8	33,6
Влажность осадка теоретическая, % $W_{ac}^{теор} = (9,5 + 0,42 \gamma_{тв}) \pm 2$	$C_{мин}$	43,1	43,1	43,1	43,1	43,1	43,1	43,1	43,1
Содержание твердого материала в питании, г/л	$C_{фуг}$	104,2	200	200	135	104,2	230	104,2	230
Содержание твердого вещества в фугате, г/л	$A_{фуг}^d$	21-69	89	89	85	21-69	80	21-69	80
Зольность питания, %	$A_{фуг}^d$	30,7	18,1	18,1	27,4	30,7	35,0	30,7	35,0
Зольность фугата, %	A_{ac}^d	55,0	29,7	29,7	27,3	55,0	55,6	55,0	55,6
Зольность обезвоженного осадка, %	A_{ac}^d	24,3	11,9	11,9	27,3	24,3	39,4	24,3	39,4
Технологическая эффективность работы, %	$\eta_{тех}$	79,18	62	62	38	79,18	65,22	79,18	65,22
		до 5	до 5	до 5	32,3	до 5	до 5	до 5	до 5
		20-22	22-27	22-27	32,3	20-22	22-27	20-22	22-27
		180-426	180-200	180-200	135	180-426	180-200	180-426	180-200
		20-150	105-120	105-120	85	20-150	105-120	20-150	105-120
		34,0-48,0	48,0-62,0	48,0-62,0	27,4	34,0-48,0	48,0-62,0	34,0-48,0	48,0-62,0
		58,0-65,0	62,0-70,0	62,0-70,0	27,3	58,0-65,0	62,0-70,0	58,0-65,0	62,0-70,0
		20,0-22,0	37,0-52,0	37,0-52,0	27,3	20,0-22,0	37,0-52,0	20,0-22,0	37,0-52,0
		63-70	40-42	40-42	38	63-70	40-42	63-70	40-42
		≥80	≥80	≥80	≥80	≥80	≥80	≥80	≥80
		до 2,5	до 2,5	до 2,5	32,3	до 2,5	до 2,5	до 2,5	до 2,5
		28	28	28	32,3	28	28	28	28
		43,1	43,1	43,1	32,3	43,1	43,1	43,1	43,1
		147-197	147-197	147-197	135	147-197	147-197	147-197	147-197
		125-141	125-141	125-141	85	125-141	125-141	125-141	125-141
		63,5-64,5	63,5-64,5	63,5-64,5	27,4	63,5-64,5	63,5-64,5	63,5-64,5	63,5-64,5
		65,6-70,9	65,6-70,9	65,6-70,9	27,3	65,6-70,9	65,6-70,9	65,6-70,9	65,6-70,9
		50,02-53,5	50,02-53,5	50,02-53,5	27,3	50,02-53,5	50,02-53,5	50,02-53,5	50,02-53,5
		99,9-100	99,9-100	99,9-100	38	99,9-100	99,9-100	99,9-100	99,9-100

Основные технико-экономические показатели технологии ООО «НТЦ «Экомаш» с центрифугами ОГШ-462Л для ЦОФ «Павлоградская» приведены в табл. 7.15.

Таблица 7.15

**Технико-экономические показатели технологии ООО «НТЦ «Экомаш»
с центрифугами ОГШ-462Л для ЦОФ «Павлоградская»**

Показатели	Э т а п ы			
	I (30 т/ч)	II (60 т/ч)	III (90 т/ч)	Итого (90 т/ч)
Влажность осадка, %	30±3	30±3	30±3	30±3
Содержание твердого в фугате, г/л	0-150	0-150	0-150	0-150
Стоимость оборудования, тыс. грн.:				
основного	3395	6790	10185	10185
вспомогательного	679	1358	2037	2037
Стоимость доставки, монтажа, эксплуатационных и других затрат принять как 50% от стоимости оборудования, тыс. грн.	2037	4074	6111	6111
Итого затраты, млн. грн.	6111	12222	18333	18333

**7.4.5. Технология обработки жидких отходов углеобогащения
ГП «Укрниуглеобогащение»**

Предлагаемая технология обработки жидких отходов разработана исходя из задания и следующих соображений [202].

По существующей технологии жидкие отходы предварительно сгущаются в радиальном сгустителе илов, а затем направляются в илонакопитель. Ситовый состав продуктов радиального сгустителя по результатам опробования в IV кв. 2010 года представлен в табл. 7.16.

Таблица 7.16

Ситовый состав продуктов радиального сгустителя

Классы крупности, мм	Продукты								
	Исходный			Сгущенный			Слив		
	Выход, %		Зольность, A ^d , %	Выход, %		Зольность, A ^d , %	Выход, %		Зольность, A ^d , %
	к исходному γ _и , %	к продукту γ _п , %		к исходному γ _и , %	к продукту γ _п , %		к исходному γ _и , %	к продукту γ _п , %	
+0,25	0,05	0,31	3,80	0,05	1,03	3,80	-	-	-
0,125-0,25	0,26	1,62	5,13	0,13	2,57	3,94	0,13	1,22	6,32
0,063-0,125	0,68	4,23	8,35	0,25	5,20	8,58	0,43	3,83	8,21
-0,063	15,07	93,84	73,19	4,50	91,20	73,51	10,57	94,95	73,06
Итого	16,06	100,0	69,13	4,93	100,0	67,7	11,13	100,0	69,76
Содержание твердого, кг/м ³	100			130			84		

Из ситового состава сгущенного продукта радиального сгустителя илов видно, что в нем находится 8,8% зернистых частиц крупностью более 0,063 мм с общей зольностью 6,7%.

При нагрузке на фабрику по техническому заданию 9200 т/час и выпуске тонких отходов 90 т/час выход сгущенного продукта радиального сгустителя составит 9,8%, а содержание в нем низкозольных зернистых частиц – 0,9% по отношению к нагрузке на фабрику.

В отличие от складирования в илонакопителе, где происходит фракционирование частиц отходов и возможна точечная выемка кондиционного шлама, складирование тонких отходов в твердом виде на террикон приведет к потерям около 60,0 тыс.т в год шлама.

Исходя из вышеизложенного целесообразно (рис. 7.26) подвергать сгущенный продукт радиального сгустителя илов в гидроциклонах ГЦ-80, после чего сгущенный продукт гидроциклонов направляется на обезвоживание на ленточный вакуум-фильтр концентрата.

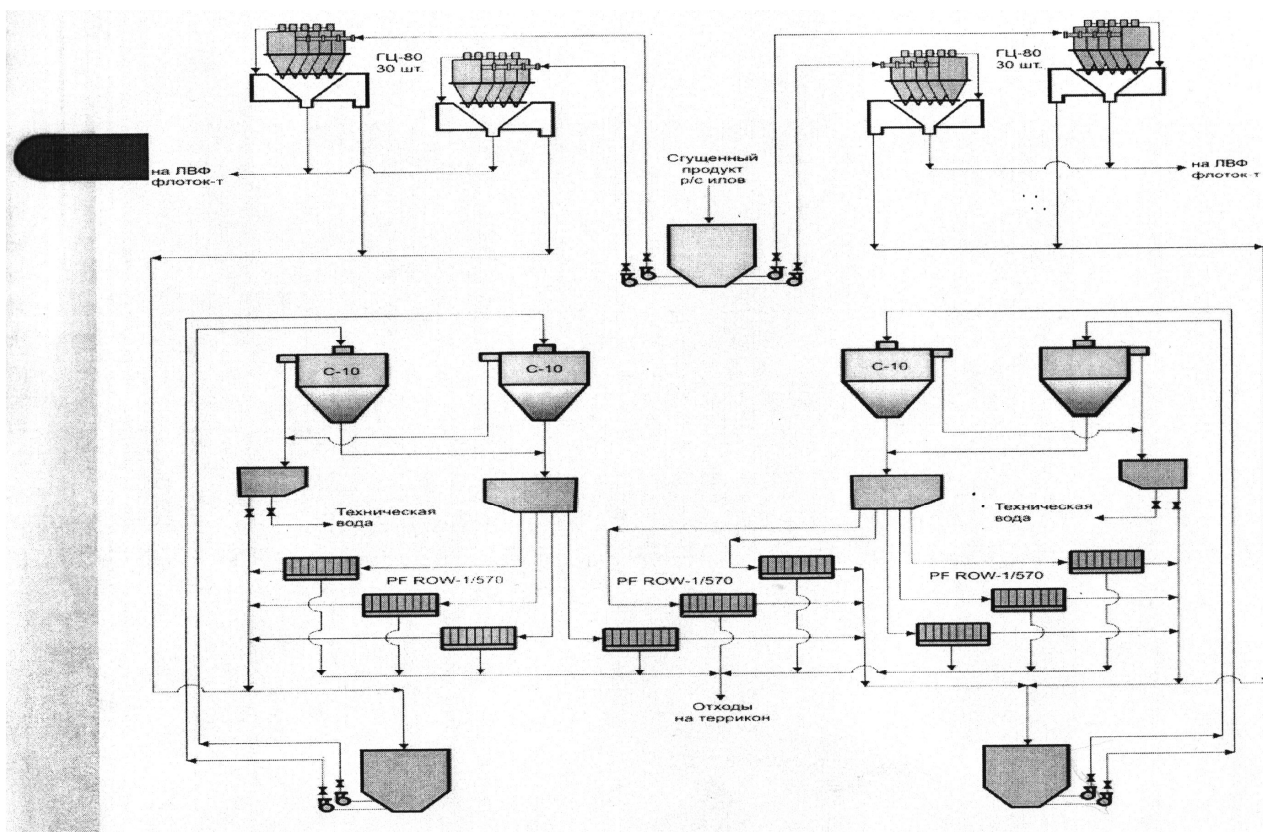


Рис. 7.26. Предлагаемая схема обработки жидких отходов углеобогащения ООО «ЦОФ «Павлоградская»

Слив ГЦ-80 разбавляется технической водой до содержания твердого не более 60 кг/м³ и направляется на сгущение с применением флокулянта в вертикальные сгустители С10-1. Расход флокулянта устанавливается достаточным для образования в сгустителе осветленного слоя воды толщиной не менее 0,5 м, которая используется в качестве технической.

Сгущенный продукт сгустителя С10-1 насосами высокого давления закачивается в камерные фильтр-прессы ФМК-600, где обезвоживается до транспортабельного состояния с влажностью менее 25%.

Аналогичная технология была разработана ГП «Укрниуглеобогащение» и используется на обогатительной фабрике Авдеевского КХЗ.

Общий вид сгустителя типа С 10-1 и его принципиальная схема приведены на рис. 7.27 и 7.28, а техническая характеристика в табл. 7.17.

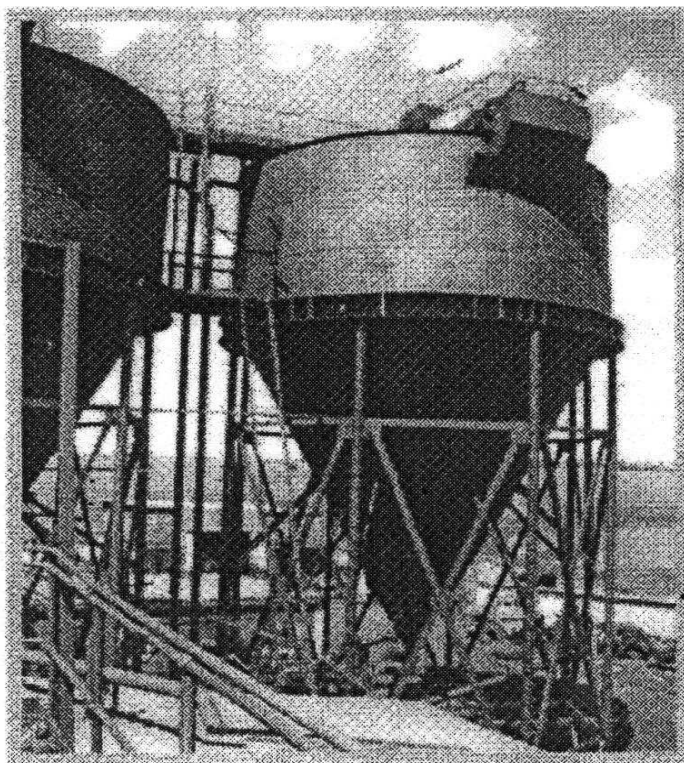


Рис. 7.27. Общий вид сгустителя типа С 10-1

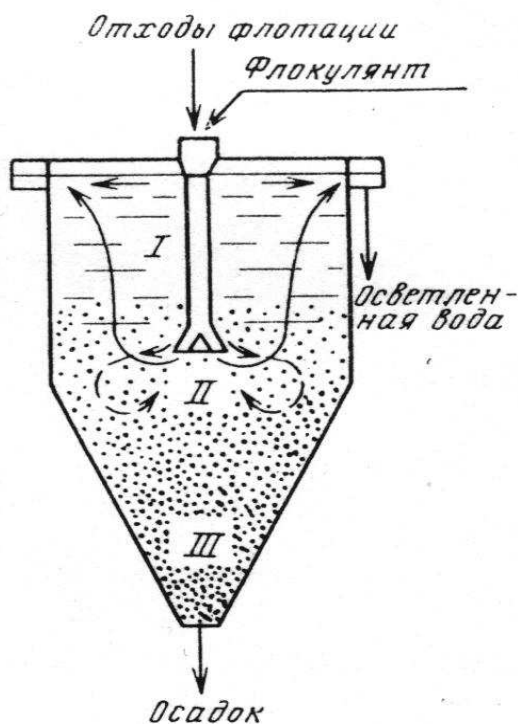


Рис. 7.28. Схема работы сгустителя с осадкоуплотнителем

Техническая характеристика сгустителей типа С 10

Показатели	Тип сгустителя	
	С 10	С 10-1
Площадь осветления, м ²	70	78
Емкость сгустителя, м ³	780	690
Производительность:		
общая, т/ч	13-15	14-19
м ³ /ч	250-300	350-400
удельная, т/(ч·м ²)	0,16-0,19	0,18-0,24
м ³ /(ч·м ²)	3,0-3,5	4,5-5,1
Расход флокулянта, г/т	50-80	80-100
Габаритные размеры, мм:		
высота	19500	17800
диаметр	10000	10000
Содержание твердого, г/л:		
в питании	до 50	до 50
в сливе	<1	<1
в сгущенном	700	500-800
Масса без пульпы, кг	48000	44000
Разработчик и изготовитель	ГП «Укрниинуглеобогащение»	

Отходы флотации подаются в приемное устройство (стакан) с распределительным конусом внизу. Туда же подается флокулянт. Расход флокулянта при флокуляции отходов флотации такой же, как и при сгущении их в радиальном сгустителе. Основная часть потока движется в цилиндрической части сгустителя к периферическому сливу в зоне I осветления воды. Меньшая часть потока образует небольшие завихрения в зоне II коллективного осаждения флокул. Уплотнение осадка (сжатие) происходит в зоне III, образуемой конической частью сгустителя, называемой осадкоуплотнителем.

Уплотнение осадка, происходящее под действием давления, создаваемого силами тяжести твердой массы, вызывает движение жидкости в верхние слои.

При благоприятной характеристике твердой фазы отходов и удельной производительности, не превышающей 0,25-0,3 м³/(ч·м²), сгустители с осадкоуплотнителем можно использовать для осветления вод отходов флотации без применения флокулянтов. При более высокой удельной производительности слив сгустителя загрязняется тонкими илистыми частицами и становится непригодным для использования на фабрике. В этом случае необходима флокуляция твердой фазы отходов флотации.

Содержание твердого в сгущенном продукте сгустителя 700 и даже 800 г/л относительно легче достигается при более высоких удельных производительностях, чем в радиальных сгустителях.

Полученные в сгустителях с осадкоуплотнителем осадки, в отличие от сильно разжиженных отходов, обладают механическими свойствами, присущими в известной мере твердым телам, а именно: прочностью, упругостью, эластичностью и др. Поэтому отходы флотации при содержании твердого <200 г/л оцениваются эффективной вязкостью (Н·с)/м², при содержании твердого от 200 до 900 г/л – предельным статическим напряжением сдвига (Н/м²), при содержании твердого более 900 г/л – пластической прочностью (Н/м²).

Средние сдвиговые деформации для сфлокулированных и несфлокулированных сгущенных отходов флотации следующие:

Содержание твердого, г/л	343	384	396	461	515	678
Предельное статическое напряжение сдвига, Н/м ² :						
сфлокулированных отходов	1,6	3,0	4,2	7,5	12,5	47,5
несфлокулированных отходов	0,6	1,1	1,3	1,9	3	8,0

Флокулирование отходов флотации в значительной степени повышает прочность получаемых осадков.

При легком перемешивании осадки уплотняются более интенсивно, чем без перемешивания. Например, с перемешиванием осадка, содержащего 640 г/л, предельное статическое напряжение сдвига составляет 39,5 Н/м², а без перемешивания – всего лишь 16,8 Н/м². При перемешивании разрушаются крупные агрегаты, что способствует более интенсивной отдаче воды.

Общий вид камерных фильтр-прессов типа ФКМ с верхней подвеской фильтровальных плит представлен на рис. 7.29, а его принципиальная схема на рис. 7.30.



Рис. 7.29. Общий вид камерного фильтр-пресса типа ФКМ с верхней подвеской фильтровальных плит

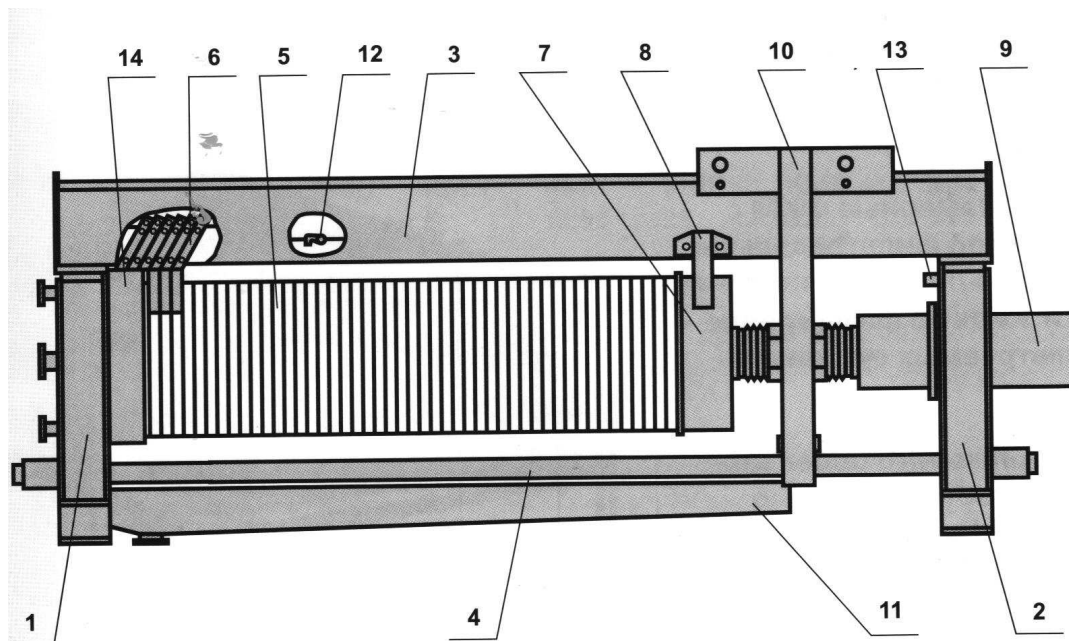


Рис. 7.30. Принципиальная схема камерных фильтр-прессов типа ФКМ с верхней подвеской фильтровальных плит:

1 – плита упорная; 2 – стойка; 3 – балка верхняя; 4 – стяжка нижняя; 5 – плита фильтровальная; 6 – подвеска; 7 – плита нажимная; 8 – кронштейн; 9 – механизм зажима; 10 – мойка; 11 – поддон; 12 – механизм перемещения; 13 – световой занавес; 14 – защитные шторы

Камерный фильтр-пресс состоит из комплекта фильтровальных полипропиленовых плит, подвешенных к верхней балке, нажимной и упорной плит, механизма зажима и механизма перемещения фильтровальных плит, блока клапанов и системы автоматики на базе промышленного контролера, позволяющей автоматически управлять механизмами фильтр-пресса, запорной арматурой и блоком клапанов. По требованию заказчика фильтр-пресс может оснащаться моющим устройством и световым занавесом, обеспечивающим безопасное обслуживание.

Основные технологические операции в порядке их последовательности.:

- подготовка пакета фильтровальных плит;
- подача суспензии;
- зажим пакета фильтровальных плит;
- фильтрация;
- промывка осадка;
- просушка осадка;
- продувка коллектора;
- разжим пакета фильтровальных плит;
- выгрузка осадка.

Суспензия подается в фильтр-пресс через центральное отверстие в фильтровальных плитах. Отвод фильтрата закрытый. Способ передвижки плит при выгрузке осадка – в одну сторону. Регенерация фильтрующих перегородок осуществляется при помощи передвижного моечного устройства.

Фильтр-прессы изготавливаются на базе фильтровальных плит типоразмеров: 1000x1000 мм, 1200x1200 мм, 1500x1500 мм, 1500x2000 мм, 2000x2000 мм с площадью фильтрации от 25 до 1000 м² и глубиной обогащения от 15 до 50 мм.

Техническая характеристика камерных фильтр-прессов типа ФКМ ОАО «Бердичевский машиностроительный завод «Прогресс» приведена в табл. 7.18.

Таблица 7.18

**Техническая характеристика камерных фильтр-прессов типа ФКМ
ОАО «Бердичевский машиностроительный завод «Прогресс»**

Параметры	Тип фильтр-пресса								
	ФКМ-50	ФКМ-63	ФКМ-80	ФКМ-100	ФКМ-140	ФКМ-160	ФКМ-200	ФКМ-300	ФКМ-600
Производительность, т/ч	0,8-1,0	1,0-1,3	1,3-1,6	1,7-2	2,3-2,8	2,7-3,2	3,8-4	8-10	10-12
Объем камерного пространства, м ³	0,78	0,97	1,23	1,49	2,07	2,4	2,98	7,46	10,8
Условная площадь поверхности фильтрования, м ²	50	63	80	100	140	160	200	500	600
Действительная площадь поверхности фильтрования, м ²	53	66	84	101,5	141,3	163	203	503	605
Количество фильтровальных камер, шт.	24	30	38	46	64	74	92	104	126
Количество фильтровальных плит (с учетом зажимной), шт.	25	31	39	47	65	75	93	105	127
Рабочее давление, МПа, до	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6
Содержание твердого, г/л:									
в исходном	300-700	300-700	300-700	300-700	300-700	300-700	300-700	300-700	300-700
в фильтрате	до 5	до 5	до 5	до 5	до 5	до 5	до 5	до 5	до 5
Влажность осадка, %	18-25	18-25	18-25	18-25	18-25	18-25	18-25	18-25	18-25
Толщина осадка, мм	32	32	32	32	32	32	32	32	32
Габаритные размеры, мм:									
длина	6730	7150	7700	8250	9490	10180	11420	14700	18360
ширина	1950	1950	1950	1950	1950	1950	1950	3290	3290
высота	2840	2840	2840	2840	2840	2840	2840	4400	4400
Масса, кг	12550	13200	13990	15540	17640	18360	20350	75000	86000

Предлагаемая качественно-количественная и водно-шламовая схема приведена на рис. 7.31.

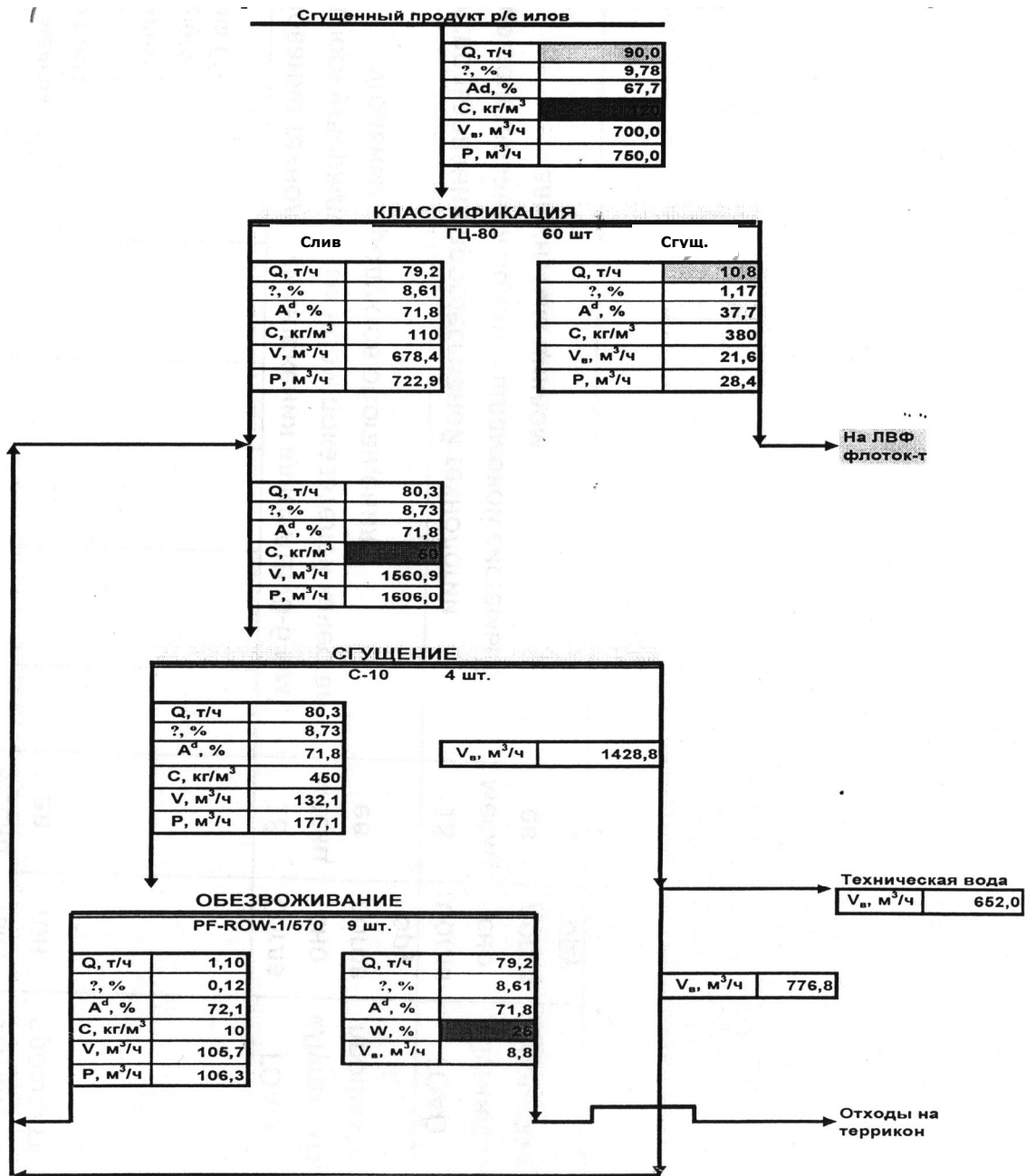


Рис. 7.31. Предлагаемая качественно-количественная и водно-шламовая схема обработки жидких отходов ООО ЦОФ «Павлоградская»

Из рис. 7.31 следует, что применение технологии ГП «Укрниуглеобогащение» позволяет получить транспортабельные отходы влажностью не более 25% в количестве 513,3 тыс. т (при планируемом 583,2 тыс. т). Кроме того, из отходов извлекается 10,8 т/ч энергетического концентрата зольностью 37,7%, который может быть присажен к концентрату гравитационного отделения фабрики.

Анализ экономических показателей, приведенных в табл. 7.19 показывает, что срок окупаемости составляет 1,7 года, при этом выполняются основные требования технического задания: получение транспортабельного осадка и получение технической воды. Кроме того, данный комплекс может работать круглогодично.

Технико-экономические показатели технологии ГП «Укрниуглеобогащение»

Показатели	Этапы			
	I	II	III	Итого
Производительность, т/ч	30	60	90	90
Влажность осадка, %	25	25	25	25
Количество складированного осадка, тыс. т	172,8	345,6	518,4	518,4
Количество дополнительной угольной продукции, тыс. т в год	21,6	43,2	64,8	64,8
Реализационная стоимость дополнительной угольной продукции, тыс. грн.	17496,0	34992,0	52488,0	52488,0
Капитальные затраты, тыс. грн.	21375,6	17200,4	17015,0	55600,0
Эксплуатационные затраты, тыс. грн.	4291,79	3251,7	3059,5	10605,14
Затраты на проектирование, тыс. грн.	594,854	-	-	594,854
Итого затраты, тыс. грн.	26262,244	20452,1	20074,5	66800,0
Экономический эффект, тыс. грн.	9403,1	11664,2	11884,25	33544,2
Срок окупаемости, лет	2,3	1,5	1,4	1,7

7.4.6. Технология обработки жидких отходов углеобогащения фирмы «СЕТКО»

Технология обработки жидких отходов углеобогащения фирмы «СЕТКО» основана на применении сгущения жидких отходов с помощью флокулянтов в статических сгустителях и их обезвоживания на ленточных фильтр-прессах [203]. Принципиальная схема такого технологического процесса приведена на рис. 7.32.

Решение задачи замыкания водно-шламовой схемы осуществляется обезвоживанием предварительно сгущенных (300-500 г/л) тонких отходов на шести ленточных фильтр-прессах фирмы «Феникс» с получением осадка влажностью до 40%, пригодного для дальнейшей транспортировки и складирования только совместно с породой гравитации.

Технология обезвоживания заключается в следующем:

- Фильтр-пресс работает в непрерывном режиме.
- Перед поступлением на фильтр-пресс пульпа с содержанием твердого около 400 г/л поступает во флокулятор для обработки флокулянтами.
- Распределитель питания равномерно распределяет поступающую пульпу, по зоне гравитационного дренажа фильтр-пресса. Зона гравитационного дренажа имеет уклон, способствующий проходу воды через нижнюю фильтрующую ленту.
- Фильтрат собирается в сборном поддоне. Предварительно обезвоженная пульпа поступает в регулируемую клинообразную зону сжатия, в которой верхняя и нижняя фильтрующие ленты сходятся и плавно сжимают находящуюся между ними пульпу.

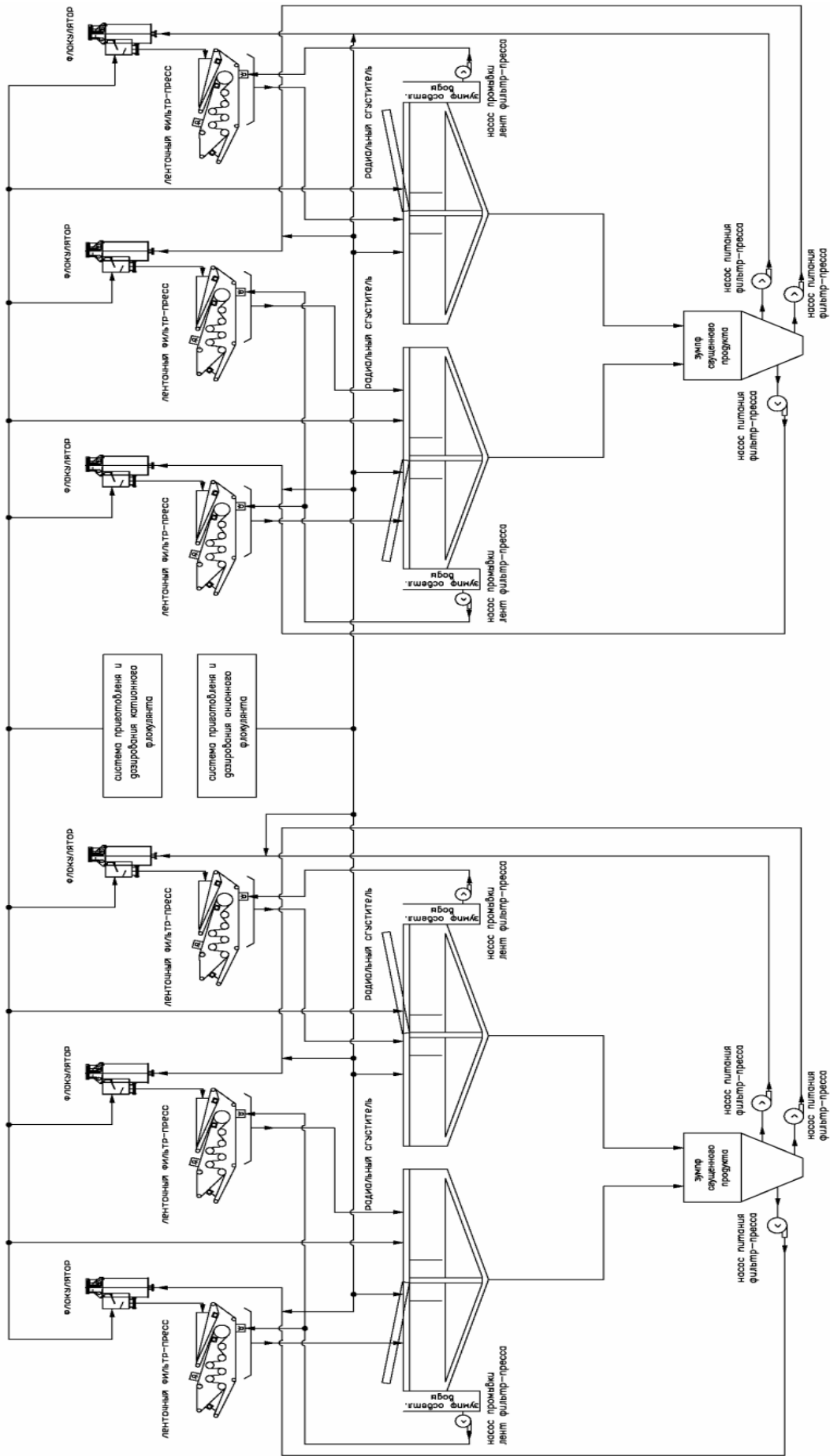


Рис. 7.32. Схема цели аппаратов

- Выжимаемая из пульпы жидкость проходит через ленту и собирается в сборном поддоне клинообразной зоны.
- Затем ленты с находящимся между ними материалом проходят через ряд валков последовательно уменьшающегося диаметра, обеспечивающих сильное сжатие и сдвиг. Обезвоженный кек удаляется с фильтрующих лент с помощью специальных полимерных скребков.
- На обратном пути к зоне подачи питания обе фильтрующие ленты промываются.
- Выравнивание ленты происходит в автоматическом режиме.

Общий вид ленточного фильтр-пресса «Феникс» приведен на рис. 7.33, а конструктивная схема на рис. 7.34.

Ниже приводится описание конструкции.



Рис. 7.33. Общий вид ленточного фильтр-пресса «Феникс»

- Высокопрочная несущая рама фильтр-пресса и его отдельные компоненты специально сконструированы для работы в особо тяжелых условиях, на угольном применении.
- Рабочие поверхности всех валков имеют противокоррозионную защиту.
- Валки покрыты резиной толщиной 6,4 мм, отличающейся оптимальными фрикционными свойствами, высокой коррозионной стойкостью и длительным сроком службы. У всех валков зоны сжатия участки валов между посадочной поверхностью под подшипники и торцом валка имеют увеличенный диаметр для обеспечения большей прочности.
- Верхняя и нижняя фильтрующие ленты имеют каждая свою систему непрерывного выравнивания, которая поддерживает правильное положение ленты. Системы выравнивания оборудованы пневматическим приводом.

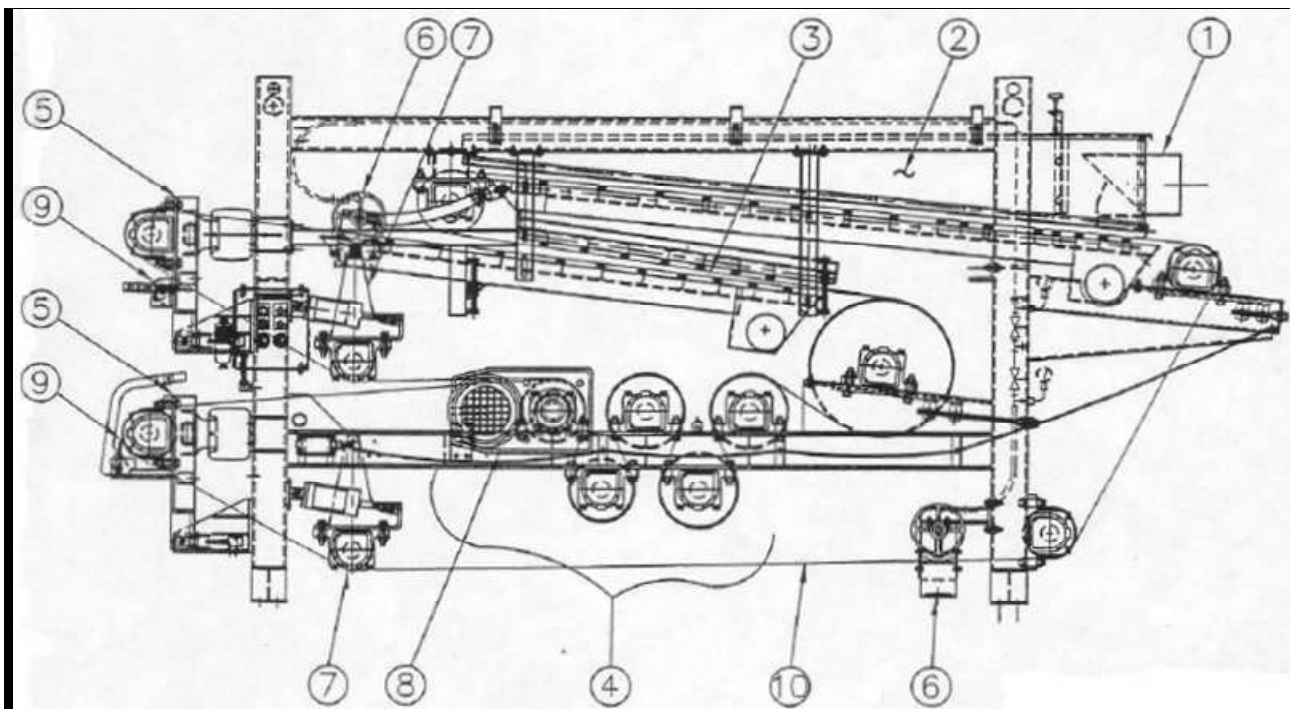


Рис. 7.34. Конструктивная схема ленточного фильтр-пресса «Феникс»:

1 – распределитель питания; 2 – гравитационная зона; 3 – клиновидная зона;
 4 – зона сжатия/сдвига; 5 – устройство натяжения лент; 6 – устройство промывки лент;
 7 – устройство автоматического выравнивания лент; 8 – привод; 9 – скребки для снятия кека;
 10 – фильтровальная лента

- Верхняя и нижняя фильтрующие ленты имеют каждая свою систему непрерывного автоматического поддержания ленты в натянутом состоянии. Каждая система содержит два пневматических сильфона. Автоматический контроль натяжения ленты осуществляется через пульт управления фильтр-прессом.
- Распределитель питания и короб накопления питания, обеспечивающие равномерное распределение питания по зоне гравитационного дренажа выполнены из нержавеющей стали марки 304.
- Поддоны для сбора фильтрата и промывочной воды выполнены из нержавеющей стали марки 304. Емкости поддонов рассчитаны на максимальное количество воды, проходящей через ленту, как в зоне гравитационного дренажа, так и в клинообразной зоне.
- Рама и отдельные детали установки имеют поверхности с защитным двухкомпонентным эпоксидным покрытием толщиной не менее 100 мкм для дополнительной защиты.
- Все крепежные детали выполнены из нержавеющей стали.
- Узел механического привода состоит из электродвигателя, редуктора SEW с косозубыми шестернями и преобразователя частоты, позволяющего регулировать скорость движения лент в процессе работы фильтр-пресса.
- Верхняя и нижняя фильтрующие ленты имеют каждая свою систему промывки, работающую в непрерывном режиме.
- Очистка промывочной системы производится поворотом ручного штурвала; при этом твердые частицы удаляются с распылительных сопел щеточным механизмом, установленным на валу.

- Скребокковый узел обеспечивает удаление обезвоженного кека с лент. Верхняя и нижняя ленты имеют каждая свой скребковый узел. Скребок легко извлекается, его положение может регулироваться.
- В установке используются взаимозаменяемые подшипники SKF. Подшипники располагаются в разъемных корпусах, обеспечивающих удобство их обслуживания, и оборудованы уплотнительными узлами TRIPLE-TECT с шевронными уплотнительными кольцами из неопрена, обеспечивающими надежную защиту подшипников при работе в тяжелых условиях.
- Диаметры посадочной поверхности под подшипники одинаковы для всех валков, независимо от их диаметра, что позволяет использовать в фильтр-прессе подшипники одного типоразмера. Ресурс подшипников при нормальных эксплуатационных условиях не менее 500 тыс. часов.
- Вес фильтр-пресса – 12 т.

В табл. 7.20 приведена техническая характеристика ленточных фильтр-прессов.

Таблица 7.20

Техническая характеристика ленточных фильтр-прессов

Параметры	Т и п							
	МНН10	МНН15	ЛНН16	МН20	CPF-2200	“Phoenix WXG-3,0”	EM-35007	“Парнаби”
Производительность, т/ч	3,2-6,4	4,8-9,6	5,2-10,8	до 20	15-17	до 15	28-35	до 35
Площадь фильтрования, м ²	10	15	16	20		15	35	30
Число фильтрующих лент, шт	2	2	2	2	2	2	2	2
Ширина ленты, мм	1500	1500	2000	2500	2000	3000	3500	3000
Давление фильтрования, МПа								
Мощность электродвигателей, кВт	3,0	4,2	8,0	8,5	15	5,5	22	11
Габаритные размеры, мм:								
длина	5900	5650	5040	6500	7300		8200	11000
ширина	2945	3150	2570	4400	3700		5300	3500
высота	2265	3310	2985	3360	3200		3700	3100
Масса, т	5,6	10,4	6,5	17,9	20	12,3	42	20
Страна, изготовитель	Украина, ОАО «Бердичевский машиностроительный завод «Прогресс»				Австрия фирма Андриц	США фирма Феникс	Австрия фирма Андриц	Англия фирма Парнаби

Аналогичная схема обработки жидких отходов была использована фирмой «СЕТКО» на ОФ «Свято-Варваринская» [92], где вместо радиальных сгустителей для сгущения отходов используются статические сгустители, при том же принципе действия.

В эксплуатации находится 8 ленточных фильтр-прессов, 2 – статических сгустителя и 6 установок для приготовления флокулянтов.

Техническая характеристика статического сгустителя
на ОФ «Свято-Варваринская»

Диаметр, м	30
Глубина чана в центре, м	5,06
Площадь осаждения, м ²	700
Продолжительность одного оборота граблин, мин.	10
Питающий короб:	
диаметр, мм	5180
глубина, мм	2135
Диаметр центрального вала, мм	588
Значение крутящего момента, %, при котором происходит:	
выдача аварийного сигнала	40
подъем граблин	60
отключение приводного электродвигателя	90
Входной редуктор:	
мощность двигателя, кВт	2х2,25
число оборотов двигателя, об/мин.	1420
Подъемный механизм:	
ход, мм	588
грузоподъемность, тонн	22,68
мощность двигателя, кВт	1,5
число оборотов двигателя, об/мин.	1420
Габаритные размеры, м:	
диаметр	30
высота	7,5

Техническая характеристика ленточного фильтр-пресса «Феникс» на
ОФ «Свято-Варваринская»

Продукт	сгущенный продукт радиальных сгустите- лей
Модель	WXG-3,0
Ширина фильтрующих лент, м	3,0
Длина фильтрующей ленты, м:	
верхней	10,7
нижней	18,7
Мощность приводного электродвигателя, кВт	5,5
Передаточное число редуктора	86,59:1
Частота вращения выходного вала, об/мин.	17
Размер ячеек фильтра промывочной воды, мм	0,841
Высота сильфонных камер, мм:	330-335
минимальная высота	152
максимальная	380
Масса, кг	12247
Производитель	“Phoenix”, США

Техническая характеристика установки приготовления флокулянта на
ОФ «Свято-Варваринская»

Продукт	сухой анионный флокулянт	эмульсионный катионный коагулянт
Модель установки	D-1500	D-1500
Производительность шнекового питателя (насоса), кг/мин. (л/мин.)	4,4	0,35
Объем бака приготовления раствора флокулянта, м ³	78,5	38,28
Полезный объем бака приготовления раствора фло- кулянта, м ³	66,73	28,36
Насосы подачи раствора флокулянтов:	NM 038SY- 01L06B	NM 038SY- 01L06B
производительность, м ³ /час	6	6
тип электродвигателя	SK 71L/4	SK 100L/4 TF
мощность, кВт	0,43	2,55
Мешалка:		
мощность приводного электродвигателя, кВт ..	2,2	-
скорость вращения импеллера, об/мин.	46	-

Режимные параметры работы статического сгустителя на ОФ «Свято-Варваринская»

Производительность, м ³ /час:	
по исходной пульпе	2121,5
по сливу	2069,5
Содержание твердого, кг/м ³ :	
в питании, не более	50,0
в сливе	5,0
в сгущенном	412
но не более	450(500)
Высота осветленного слоя, м, не менее	0,5
Удельный расход анионактивного флокулянта, кг/т	0,05
Концентрация раствора анионактивного флокулянта (необхо- димо разбавление водой), %	0,02

Режимные параметры работы ленточного фильтр-пресса на ОФ «Свято-Варваринская»

Нагрузка по пульпе, м ³ /час	30
Содержание твердого в питании сборного резервуара, кг/м ³ , не более	400÷450
Толщина слоя кека, мм, не более	13
Удельный расход, кг/т:	
анионного флокулянта (Магнофлок 156)	0,38-042
катионного флокулянта (Магнофлок 1597), не более	0,1

Концентрация раствора, %:	
анионактивного флокулянта	0,1
катионактивного флокулянта	0,1
Содержание твердого в фильтрате фильтр-пресса, кг/м ³ , не бо- лее	30,0
Влажность кека, %, не более	40,0
Оптимальное натяжение фильтрующих лент, кПа	483-517
минимальное	262
максимальное	647
Диапазон регулирования скорости ленты, м/мин. (%)	3-15 (0-100)
Рабочая скорость ленты, м/мин. (%)	7-9 (50-60)
Необходимое давление, кПа:	
промывочной воды	690
сжатого воздуха (в системе)	690
Потребление, при давлении 690 кПа, м ³ /час:	
промывочной воды	27
приборного воздуха	5,1
Максимальное содержание твердого в промывочной воде, кг/м ³	0,2
Допустимая разность натяжения верхней и нижней лент, кПа	138

Режимные параметры работы установки для приготовления и дозирования су-
хого анионного флокулянта, эмульсионного катионного коагулянта на ОФ «Свято-
Варваринская»

Продукт	сухой анионный флокулянт	эмульсионный катионный коагулянт
Производительность насосов-дозаторов, м ³ /мин.	до 6	до 6
Расход воды в каждой из точек подачи, м ³ /час		46,8
Давление воды на приготовление флокулянтов,		
кПа	700	700
бар	7,0	7,0
PSI	101,5	101,5
Давление приборного воздуха, min, бар	-	5,5
Концентрация рабочего раствора в баке, %	0,08	0,008
Время работы, мин. шнека (насоса), мин.	15	162

Требования к качеству воды для приготовления флокулянтов:

- минерализация – не выше 1500 мг/л;
- концентрация взвешенных частиц – не выше 10 мг/л;
- значение pH – в пределах 6,5-7,5.

Показатели работы ленточных фильтр-прессов на ОФ «Свято-Варваринская»
приведены в табл. 7.21.

Таблица 7.21

Результаты работы ленточных фильтр-прессов на ОФ «Свято-Варваринская»

Класс крупности, мм	Продукты					
	Исходный		Осадок		Фильтрат	
	Нагрузка Q , т/ч	Выход к продукту $\gamma_{п}$, %	Нагрузка Q , т/ч	Выход к продукту $\gamma_{п}$, %	Нагрузка Q , т/ч	Выход к продукту $\gamma_{п}$, %
+1,0	2,4	4,19	2,4	4,32	-	-
0,5-1,0	5,8	10,12	5,8	10,41	-	-
0,25-0,5	6,4	11,07	6,3	11,2	0,1	12,43
0,125-0,25	6,0	10,3	5,8	10,22	0,2	10,7
0,063-0,125	2,5	4,4	2,4	4,32	0,1	5,08
-0,063	34,3	59,92	33,1	59,53	1,2	71,79
Итого	57,4	100,0	55,8	100,0	1,6	100,0
Объем воды, V , $m^3/ч$	2299		32,3		87,7	
Содержание твер- дого C , $кг/м^3$	540		-		18	
Общая влажность W_t^r , %	-		36,7		-	
Зольность A^d , %	60,08		60,14		57,9	

Исходя из вышеизложенного, ориентировочные технико-экономические показатели технологии замыкания водно-шламовой схемы ЦОФ «Павлоградская», предложенной фирмой «СЕТКО», приведены в табл. 7.22.

Таблица 7.22

Технико-экономические показатели технологии фирмы «СЕТКО»

Показатели	Этапы			
	I	II	III	Итого
Производительность, т/ч	30	60	90	90
Влажность осадка, %	40	40	40	40
Количество складываемого осадка, тыс. т	194,4	388,8	583,2	583,2
Капитальные затраты, тыс. грн.	6000,0	12000,0	18000,0	18000,0
Эксплуатационные затраты (20% от стоимости оборудования), тыс. грн.	3000,0	6000,0	9000,0	9000,0
Доставка, монтаж и прочие расходы (50% от стоимости оборудования), тыс. грн.	9000,0	18000,0	27000,0	27000,0

7.4.7. Анализ предложенных технологий

Анализ предложенных технологий осуществлен по показателям, достигнутым после реализации всего проекта, т.е. на часовую производительность 90 т/ч по исходному продукту или на 583,2 тыс. т отходов в год. Стоимость концентрата для всех расчетов взята по данным ГП «Укрнииуглеобогащение» и составляет 810 грн/т при зольности 37,7%.

Результаты технико-экономических показателей вариантов технологий приведены в табл. 7.23.

Таблица 7.23

Технико-экономические показатели вариантов технологии

Показатели	Организации					
	Фирма «Инжиниринг Доберсек ГмбХ»		ООО «АНА-ТЕМС»	ГП «Укрнииуглеобогащение»	ООО «НТЦ «Экомаш»	Фирма «СЕТКО»
	Со связующим	Без связующего				
Количество твердого, тыс. т:						
исходного	583,2	583,2	583,2	583,2	583,2	583,2
складируемого	145,8	123,93	583,2	518,4	583,2	583,2
возвращаемого в схему	437,4	437,4	-	-	-	-
отгружаемого на ТЭЦ	-	21,87	-	64,8	-	-
Количество необходимой породы гравитации, тыс. т	662,7	1674,72	-	-	-	-
Количество связующего (цемента), тыс. т	2,43	-	-	-	-	-
Влажность складируемого осадка, %	22-23	16-17	35	25	30	40
Содержание твердого в возвращаемой воде, г/л	>10	>10	<5	<5	<5	<5
Необходимость совместного складирования осадка и породы гравитации	+	+	-	-	+	+
Ориентировочная стоимость оборудования, млн. грн.	7,5*	18,954*	1,787**	56,195***	12,222*	18,0*
Доставка, монтаж, эксплуатационные и прочие расходы (50% стоимости оборудования), млн. грн.	3,75	9,477	9,073**	10,605***	6,111	9,0
Стоимость связующего, млн. грн.	7,29	-	-	-	-	-
Итого затраты, млн. грн.	18,54	28,431	10,86**	66,8***	18,333	27,0*
Стоимость дополнительного концентрата, млн. грн.	-	17,715	-	52,488***	-	-

* - расчетным путем в соответствии с технологией и оборудованием.

** - по данным ООО «АНА-ТЕМС».

*** - по данным ГП «Укрнииуглеобогащение».

Из табл. 7.23 следует, что наименьшую влажность складированного осадка получают при применении технологии фирмы «Инжиниринг Доберсек Гмбх» в случае, когда не используются связующие вещества. Однако доля складированного осадка составляет порядка 25%, остальные 75% (437,4 тыс. т из 583,2 тыс. т) необходимо продолжать складировать в илонакопителе. Поэтому варианты фирмы «Инжиниринг Доберсек ГмбХ» не решают поставленной задачей на исключение из производственного цикла илонакопителя.

Из оставшихся 4-х вариантов технологий минимальную - 25% влажность складированного осадка – имеют предложения ГП «Укрнииуглеобогащение». Данная технология предполагает доизвлечение энергетического концентрата из исходного материала, стоимость которого покрывает на 78,5% стоимость затрат. Кроме того, данная технология делает возможным отгрузку осадка без использования гравитационной породы. Однако технология предопределяет большие капитальные затраты в размере 66,8 млн. грн.

Технологии ООО «НТЦ «Экомаш» и фирмы «СЕТКО» идентичны и отличаются только применяемым оборудованием (в первом случае осадительные центрифуги, во втором – ленточные фильтр-пресса). Между собой они разнятся величиной затрат и влажностью складированного осадка. Эти показатели лучше у ООО «НТЦ «Экомаш». Однако складирование осадков, полученных по этим технологиям возможно только вместе с гравитационной породой углеобогащительных фабрик.

Исходя из вышеизложенного, следует считать, что с технологической точки зрения наиболее предпочтительной является технология ГП «Укрнииуглеобогащение», применение которой не только решает поставленную задачу, но и обеспечивает получение дополнительного энергетического концентрата, стоимость которого уже после второго года внедрения дает экономический эффект.

Технология ООО «АНА-ТЕМС» является с экономической точки зрения наименее затратной, решает поставленную задачу, однако является на Украине малоизученной (особенно в зимних условиях) и требует для реализации отвода земельного участка. Преимуществом этой технологии является сохранение складированного осадка в упаковочном виде, что позволяет его использование (при необходимости) уже в готовом транспортабельном состоянии.

Выбор технологии замыкания водно-шламовой схемы ЦОФ «Павлоградская» должен быть осуществлен на основании сравнительного анализа технико-экономических показателей технико-экономических обоснований организаций-разработчиков, разработанных по одной и той же схеме. Главными показателями для сравнения являются следующие:

- выполнение задания;
- капитальные затраты;
- эксплуатационные расходы;
- получение дополнительной товарной продукции;
- ориентация на отечественное оборудование;
- применение проверенных на Украине технологических решений, оборудования и материалов.

7.5. Контрольные вопросы

1. С какой целью создаются схемы обработки жидких отходов углеобогащения?
2. Какими правилами руководствуются при выборе площади для размещения илонакопителя?
3. Назовите главные критерии выбора материала для сооружения дамб и плотин.
4. Принцип работы секционного илонакопителя.
5. Как должен производиться подъем уровня воды в илонакопителе?
6. Периодичность осмотра гидротехнических сооружений.
7. Эксплуатация водосборных и гидрозащитных сооружений илонакопителя.
8. Эксплуатация дренажных устройств илонакопителя.
9. Эксплуатация системы гидравлического транспорта отходов флотации в илонакопителе.
10. Назовите системы гидротранспорта отходов флотации в илонакопителе.
11. На сколько градусов поворачивается труба пульпопровода и сколько раз в году?
12. При каких условиях труба пульпопровода подлежит замене?
13. Эксплуатация системы гидравлической укладки отходов флотации.
14. Назовите основные типы илоанкопителей (хвостохранилищ).
15. Перечислите факторы вредного воздействия илонакопителя на окружающую среду.
16. Чем достигается увеличение прочности осадка илонакопителя?
17. Перечислите технологии очистки илонакопителя.
18. Перечислите последовательность по переводу илонакопителя в илонакопитель многоразового использования.
19. Когда возникает потребность в водообороте осветленной воды?
20. Назовите примеры уменьшения сброса жидких отходов в илонакопитель.
21. С какой целью осуществляется переобогащение отходов, сбрасываемых в илонакопитель.
22. Приведите примеры технологии переобогащения отходов, сбрасываемых в илонакопитель.
23. Назовите фабрики Украины, на которых используется фильтр-прессовое оборудование.
24. С какой целью применяется фильтр-прессовое оборудование на углеобогатительных фабриках Украины?
25. Назовите типы ленточных фильтр-прессов.
26. Назовите типы камерных фильтр-прессов.
27. Обобщенная технология обработки жидких отходов в фильтр-прессах.
28. Суть контейнерного обезвоживания в геотубах.
29. Объясните сущность технических решений по выводу илонакопителя ЦОФ «Павлоградская» из эксплуатации:
 - фирмы «Инжиниринг Доберсек ГмбХ»;
 - ООО «АНА-ТЕМС»;
 - ООО «НТЦ «Экомаш»;
 - ГП «Укрнииуглеобогащение»;
 - фирмы «СЕТКО».

РАЗДЕЛ 8. ТЕХНОЛОГО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ ИНЖИНИРИНГ ПРИ СУШКЕ, СКЛАДИРОВАНИИ, ПОГРУЗКЕ И ТРАНСПОРТИРОВКЕ УГОЛЬНОЙ ПРОДУКЦИИ

8.1. Технологический-экологический инжиниринг при сушке угольной продукции

8.1.1. Общие сведения

Термическая сушка является одним из способов обезвоживания продуктов обогащения, т.е. удалением из них воды.

Обезвоживание производится на обогатительных фабриках с мокрыми процессами обогащения и на углебрикетных фабриках. Обезвоживанию подвергаются промежуточные продукты обогащения в случае необходимости частичного удаления из них влаги перед последующей обработкой и конечные продукты – с целью доведения содержания в них влаги до кондиционных норм, обеспечивающих несмерзание этих продуктов при перевозках в железнодорожных вагонах к потребителям в зимнее время.

Содержание воды в продуктах обогащения называют *влажностью* продукта.

Обычно влажность продуктов обогащения характеризуют содержанием в них (в процентах) общей влаги W^P . Этот показатель включает гравитационную, капиллярную, пленочную и гигроскопическую влагу.

Многие минералы, входящие в состав продуктов обогащения, кроме общей влаги W^P содержат химически связанную влагу, включающую конструкционную и кристаллизационную влагу.

Г р а в и т а ц и о н н а я **в л а г а** заполняет некапиллярные промежутки между частицами массы продукта обогащения. Эта влага не подвержена действию молекулярных и капиллярных сил притяжения к поверхности частиц и перемещается между частицами под действием силы тяжести. Гравитационная влага обычно содержится в обводненных продуктах обогащения, когда количество воды, заполняющей поры продукта, настолько велико, что мениски капилляров отсутствуют.

К а п и л л я р н а я **в л а г а** заполняет частично или полностью поры-капилляры, образуемые в пространстве между отдельными частицами продукта обогащения. Вода удерживается здесь под влиянием сил поверхностного натяжения вогнутых водных менисков в капиллярах.

Пленочной влагой называется влага, удерживаемая на поверхности твердых частиц в виде пленок молекулярными силами сцепления между молекулами частиц и воды.

Г и г р о с к о п и ч е с к а я **в л а г а** конденсируется на поверхности частиц продуктов обогащения в виде молекулярной пленки, удерживаемой силами адсорбции.

Перемещение гигроскопической влаги может осуществляться только в парообразном состоянии под действием температурного градиента, а при постоянной температуре – из более влажного слоя в менее влажный. Практически гигроскопическая влага удаляется из продуктов обогащения при нагревании их до температуры 105°C^* .

* Гигроскопическая влага отличается от обычной влаги своими физическими свойствами – большей плотностью, низкой температурой замерзания, большей вязкостью и др. Различия в физических свойствах гигроскопической и обычной влаги объясняются наличием больших электростатических сил притяжения дипольных молекул воды к ионам на поверхности адсорбента.

Конституционная влага представлена в виде ионов OH^- , H^+ , H_3O^+ ; здесь молекулы воды образуются при разложении химических соединений минералов при очень высокой температуре их нагревания.

Кристаллизационную влагу представлено в виде молекул H_2O , выделяемую в большинстве случаев при нагревании минералов до температуры 300°C .

По связи влаги с твердым телом, она подразделяется на:
внешнюю свободную влагу, в которую входят гравитационная, капиллярная и пленочная влага;
внешнюю связанную влагу, в которую входит гигроскопическая влага;
внутреннюю связанную влагу, к которой относятся конституционная и кристаллизационная влага.

По количеству содержащейся в продуктах обогащения воды различают продукты обводненные, мокрые, влажные, воздушно-сухие и сухие.

Обводненные продукты представляют собой механические смеси твердого и воды, обладающие подвижностью жидкости. К ним относятся пульпы и суспензии – продукты обработки полезного ископаемого в водной среде, получаемых в сливах мельниц и классификаторов, в сливах отсадочных, промывочных, флотационных и других обогатительных машин, в виде подрешетных продуктов обезвоживающих грохотов и т.д.

Эти продукты характеризуются содержанием твердого в единице объема (г/л), отношением твердого к жидкому (Т : Ж) или содержанием твердого в весовых процентах.

Мокрые продукты не обладают подвижностью жидкости и содержат в себе некоторое количество гравитационной влаги, капиллярную, пленочную и гигроскопическую влагу. Такие продукты обычно получают после предварительного обезвоживания обводненных продуктов.

Влажные продукты получают после более интенсивного обезвоживания мокрых продуктов. В них не содержится гравитационная влага, а присутствует лишь некоторое количество капиллярной влаги, пленочная и гигроскопическая влага.

Воздушно-сухие продукты получают после высушивания на воздухе влажных продуктов.

В них содержится лишь гигроскопическая влага.

Сухие продукты получают после испарения воды из влажных продуктов при термической сушке.

Во избежание смерзания продуктов обогащения при перевозках в зимнее время обезвоживание их ведут таким образом, чтобы внешняя влажность продукта не превышала: угольных концентратов 5%; концентратов магнетитовых руд 2-4%, гематитовых и маргитовых руд 3-5%, бурых железняков 4-6%; флотационных концентратов руд цветных металлов 5%.

Для установления глубины сушки безусловным требованием обеспечения безопасности является превышение на 5% гигроскопической влажности.

В табл. 8.1 приведены результаты определения максимальной гигроскопической влажности углей, поступающих для обогащения на ЦОФ «Павлоградская», и нижний предел влажности сушенки, исходя из требования безопасности (недопустимости полной дегазации сушенки, обусловленной нижним пределом взрывчатости пыли 39-44 г/м³) [204].

Вредными выбросами на углеобогатительных фабриках являются газовые выбросы и содержащаяся в них пыль, которая образуются в сушильных котельных установках при сушке и сжигании угля.

**Результаты определения максимальной гигроскопической влажности углей,
поступающих на ЦОФ «Павлоградская»**

№ п/п	Наименование шахт	Зольность, %	Влажность, %	Максимальная гигроскопическая влажность			Нижний предел влажности сушенки, исходя из требований безопасности, %
				прямые определения W^P , %	по кинетическим кривым	средняя W^P , %	
1	Сташкова	47,7	9,9	8,0	7,3	7,65	12,65
2	Героев Космоса	46,2	13,5	5,9	6,1	6,0	11,0
3	Першотравнева	50,1	8,4	5,5	5,2	5,35	10,35
4	Самарская	47,7	10,4	7,4	7,5	7,45	12,45
5	Павлоградская	52,5	10,5	9,5	8,8	9,15	14,15
6	Степная	34,7	6,1	4,3	4,0	4,15	9,15
7	Днепровская	43,7	9,2	5,5	5,4	5,45	10,45
8	Терновская	40,1	13,6	5,2	6,5	5,85	10,85
9	Западно-Донбасская	42,1	7,4	4,3	4,7	4,5	9,5
10	Благодатная	49,1	15,5	8,1	7,6	7,85	12,85
11	Юбилейная	33,6	9,0	7,3	7,0	7,15	12,15
	Средняя	44,3	10,3	6,45	6,37	6,41	11,4

Безопасность эксплуатации аппаратов пылеулавливания на сушильных установках в значительной мере определяется свойствами самовозгораемостью и возгораемостью угольной пыли [205]. Известно, что взвешенная в воздухе пыль углей, за исключением антрацитов и полуантрацитов, образует взрывоопасную смесь, которая, воспламенившись, может вызвать взрыв. Основными источниками воспламенения пылевоздушной смеси в газоходах и аппаратах пылеулавливания являются тлеющие отложения пыли. Особую опасность в отношении взрыва представляют взрыхления и взвихривание этих отложений.

Особенностью угольной пыли является наличие в ней трех различных по свойствам составляющих: летучей части, кокса и золы. Самовозгорается летучая часть угольной пыли, зола и кокс играют роль инертного материала – балласта в процессе самовозгорания угольной пыли.

Исследования, проведенные с большим количеством углей различной степени метаморфизма, показали, что на скорость окисления углей в основном влияет химический состав.

Минимальная концентрация пыли, при которой возможно развитие взрыва для бурогоугольных пылей составляет 215-250 г на 1 м³ воздуха.

Для каменных углей в зависимости от сорта и марки минимальная взрывоопасная концентрация колеблется от 32 до 47 г/м³ воздуха. Пыль бурых и каменных углей не взрывается при содержании кислорода в смеси менее 16%.

При добавлении 30% углекислого газа к аэросмеси развитие взрыва становится невозможным, а при количестве азота 64% смесь также становится взрывобезопасной. Таким образом, более сильное действие углекислого газа объясняется тем, что при высокой температуре он вступает в эндотермические химические реакции с продуктами горения, в результате чего понижается температуры пламени гораздо сильнее, чем при инертном разбавителе равной с ними теплоемкости.

Для предотвращения возможности возгорания и взрыва угольной пыли в системах пылеприготовления и бункерах пыли на электростанциях проведены промышленные эксперименты по определению эффективности использования CO_2 водяного пара и распыленной воды. Исследования показали, что наибольшая эффективность достигается при использовании водяного пара и CO_2 только перед началом работы системы пылеприготовления, а также сразу же после ее остановки. Бункера угольной пыли рекомендуется заполнять только инертными газами или водяным паром.

При сушке каменных и бурых углей температура сушильного агента бывает высокой. Так как с повышением температуры скорость реакции окисления топлива увеличивается, то можно ожидать увеличения эффекта взрыва с ростом температуры. Поэтому на сушильных установках углеобогатительных фабрик температура газов в аппаратах пылеулавливания не бывает выше 120°C .

Области взрывоопасных концентраций нельзя рассматривать как абсолютные. Нижний и верхний пределы концентрации могут изменяться с изменением дисперсности пыли, концентрации кислорода мощности источника воспламенения и влажности. Исследования динамики пылеобразования, проведенные в промышленных условиях с помощью оптического пылемера, показали, что запыленность отработанных газов при пусках и остановках труб-сушилок резко увеличивается. Концентрация пыли после разгрузочных циклонов труб-сушилок при обычном режиме работы от 3 до 16 г/м^3 , при пусках и остановках до 30 г/м^3 . В целях повышения безопасности работы необходимо при пусках и остановках сушилок снижать запыленность газов за счет изменения последовательности операции: при пуске трубы-сушилки за 1-1,5 мин до ввода в работу дымососа следует включать узел загрузки, а при остановке трубы-сушилки узел загрузки должен работать до полного закрытия направляющего аппарата дымососа. При этом производительность трубы-сушилки должна быть не менее 40-50% номинальной.

С увеличением размера частиц интенсивность взрыва падает, и при некотором размере (разном для различных видов углей) взрыв не воспроизводится. Размер частиц пыли, при котором взрыв уже не происходит, составляет для бурых углей 0,17-0,2 мм, для каменных углей 0,12-0,15 мм. Этот размер зависит от количества и состава летучих углей.

Крупные частицы, находясь в смеси с тонкой пылью, снижают температурный уровень процесса. При определенной их концентрации развитие взрыва становится невозможным. Так, содержание 30% частиц размером более 200 мкм в пылевоздушной смеси бурых и каменных углей делает эту смесь взрывобезопасной.

Одной из причин взрывов является ее пересушка. В связи с этим необходимо поддерживать влажность пыли, выше которой пыль становится взрывобезопасной.

При оптимальных концентрациях угольной пыли в аэросмеси увеличение концентрации кислорода от 20 до 60% незначительно сказывается на величине максимального давления развиваемого при взрыве. Снижение концентрации кислорода в аэросмеси ниже 20% в результате добавки инертных газов (CO_2 , N_2) приводит к тому, что аэросмесь становится взрывобезопасной.

Основные свойства пыли. Под пылью подразумевают мелкие частицы размером менее 0,1-0,5 мм.

На углеобогачительных фабриках пыль размером <0,5 мм отделяется от основной массы угля для раздельного ее обогащения флотацией и другими способами или присадки ее к обогащенному углю. В процессе пневматического обогащения струей воздуха удаляется пыль размером до 0,5-1 мм и осаждается в камерах, циклонах, фильтрах; сушильные установки обогачительных фабрик выбрасывают в атмосферу большое количество пыли с размером частиц до 0,3-0,5 мм. В вентиляционных установках обогачительных и брикетных фабрик пыль размером до 0,3-0,5 мм удаляется и улавливается в циклонах, фильтрах и т.д.

Пыль следует подразделять на:

к р у п н у ю п ы л ь с размером частиц от 100 до 500 мк (0,1-0,5 мм), которая легко выпадает из потока газа при небольшой его скорости и почти отсутствует в атмосфере помещений обогачительных и брикетных фабрик; легко улавливается в камерах и циклонах;

м е л к у ю п ы л ь с размером частиц от 10 до 100 мк (0,01-0,1 мм), которая удерживается в воздухе рабочих помещений. В спокойной среде она оседает с возрастающей скоростью в первый период. Для улавливания этой пыли требуются циклоны, батарейные циклоны, мокрые пылеуловители, матерчатые фильтры и др.;

т о н к у ю п ы л ь , и л и т у м а н ы, с размером частиц от 0,1 до 10 мк, трудно оседающую в газовой среде; частицы этой пыли почти не имеют начального ускорительного периода и падают в спокойной среде с постоянной небольшой скоростью. Для улавливания этой пыли применяют матерчатые фильтры, мокрые пылеуловители, электрофильтры;

в е с ь м а т о н к у ю п ы л ь , и л и д ы м ы, с размером частиц менее 0,1 мк, которые находятся в броуновском движении; улавливание их может быть осуществлено только при помощи электрофильтров и частично мокрых пылеуловителей; частицы эти не оседают под действием сил тяжести.

Таблица 8.2

Средняя запыленность основных цехов углеобогачительных фабрик

Наименование цехов	Запыленность воздуха рабочей атмосферы, мг/м ³		
	фабрика № 1 – сухой и мокрый методы обогащения	фабрика № 2 – мокрый метод обогащения	фабрика № 3 – мокрый метод обогащения
Разгрузочные ямы	7199	492,9	145,5
Углеподготовка	-	318,7	125,2
Цех сухого обогащения	548,5	-	-
Цех флотации	11,3	-	-
Отгрузка продуктов обогащения	2413,3	-	6,7

Пыль подразделяют на ядовитую и неядовитую. К первой группе относится пыль свинцовых руд, мышьяковая, ртутная и т.д.; ко второй группе – угольная, породная, рудная и др. Допустимое количество пыли 2 мг/м³ при содержании свободной двуокиси кремния (SiO₂) от 10 до 70%, 5 мг/м³ – при содержании ее >70% и до

10 мг/м³ – при отсутствии SiO₂. Для ядовитой пыли допускается меньшая концентрация. На обогатительных фабриках запыленность воздуха почти во всех случаях чрезвычайно высокая. В табл. 8.2 приведены данные запыленности воздуха различных цехов на трех углеобогатительных фабриках.

Запыленность воздуха в различных рабочих местах обогатительных фабрик приведена в табл. 8.3.

Таблица 8.3

Запыленность воздуха в различных рабочих местах обогатительных фабрик, мг/м³

Рабочие места	Углеобогатительные фабрики		Рудообогатительные фабрики	
	№ 1	№ 2	№ 1	№ 2
Сепараторы пневматические	927,7	-	-	-
Грохочение	902,5	746,6	178	198
Дробление:				
крупное	718,7	125,2	38	2000
среднее	-	-	98	200
мелкое	-	-	30	1439
Места перегрузки угля (руды) из течек	780,2	373,0	300	926
Места перегрузки угля (руды) с конвейера в точки	754,5	373,0	95	121
Конвейеры	310,0	-	-	-
Сушка	-	-	135	190
Склады концентрата	-	-	260	3800

В табл. 8.4 приведены расчетные значения скорости и времени падения частиц кварца шарообразной формы различной крупности.

Таблица 8.4

Расчетные значения скорости и времени падения частиц кварца

Показатели	Размер частиц, мк					
	0,1	0,2	0,5	1,0	10	100
Скорость падения, мм/сек	0,000786	0,003144	0,01965	0,0786	7,86	78,6
Время падения на высоту 1 м	-	46 ч	11 ч	3,5 ч	2,2 мин	13 сек

Слипаяемость (коагуляция) пыли зависит от различных причин – влажности, химического состава, знаков электрических зарядов и др. Мелкие частиц, находясь в броуновском движении и одновременно имея различные

электрические заряды, притягиваются друг к другу, образуют более крупные частицы (коагулируют) и выпадают под действием силы тяжести.

Мокрые частицы пыли при движении встречаются друг с другом, слипаются и образуют более крупные частицы, которые выпадают под действием силы тяжести. Отсюда коагулирование, или слипаемость, частиц может быть достигнута путем придания им различного заряда или смачивания реагентами, способствующими их слипанию. Подбор реагентов зависит от смачиваемости пыли и хорошего взаимного притяжения между частицами и реагентом. Коагуляция частиц может быть осуществлена в ионном поле, в воздушном потоке путем удара частичек о струю воды, ультразвуковыми и звуковыми волнами высокой частоты.

При большой скорости частиц пыли в водяной завесе они смачиваются и соединяются в более крупные частицы, которые выпадают под действием силы тяжести. В процессе движения твердые частицы и вода получают разноименные заряды, что способствует при одновременном разрушении газовых пленок вокруг частиц хорошему их смачиванию; смоченные частицы собираются в более крупные агрегаты.

Коагуляция частиц пыли осуществляется также при помощи вибраций пылевоздушного потока. Эти вибрации вызываются ультразвуковыми и звуковыми волнами высокой частоты. При низкой частоте вибраций частицы колеблются с той же частотой, с какой колеблется газ; при высоких частотах колебаний вследствие инерции твердых частиц частота их вибраций отстает от частоты вибраций газа; при этом отставание более крупных и тяжелых частиц будет большим по сравнению с мелкими. В результате появляется беспорядочное движение различных частиц, столкновение их и образование более крупных агрегатов.

Смачиваемость объясняется наличием разноименных зарядов на поверхностях твердых частиц и смачиваемой жидкости. Как правило, смачиваемость пыли значительно хуже смачиваемости кусков вещества, из которого образовалась пыль. Все тела по смачиваемости подразделяют на гидрофильные (хорошо смачивающиеся) и гидрофобные (плохо смачивающиеся). Пыль гидрофильных тел зачастую бывает гидрофобной.

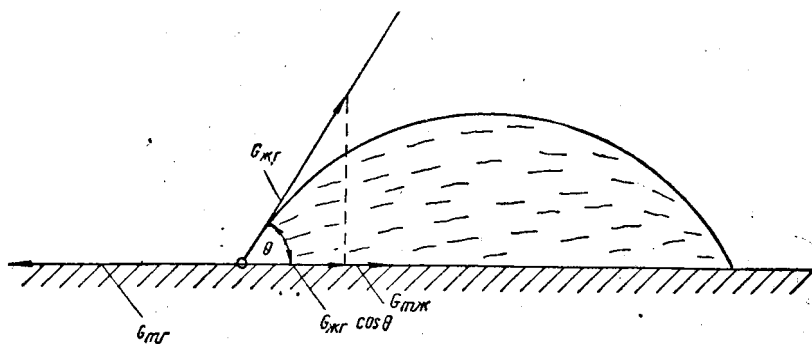


Рис. 8.1. Краевой угол смачивания

Смачивание твердого тела осуществляется на границе фаз: твердое – жидкость – газ (рис. 8.1) и измеряется краевым углом смачивания Θ , который находится из формулы

$$\cos \Theta = \frac{\sigma_{\delta . \tilde{a}} - \sigma_{\epsilon . \delta}}{\sigma_{\epsilon . \tilde{a}}}, \quad (8.1)$$

где σ - поверхностное натяжение на границах: твердое – газ ($\sigma_{\delta \cdot \tilde{a}}$), жидкость – газ ($\sigma_{\tilde{a} \cdot \tilde{a}}$) и жидкость – твердое ($\sigma_{\tilde{a} \cdot \delta}$), Н/м.

Полной смачиваемости твердого тела соответствует угол $\Theta = 0^\circ$ и $\tilde{n}os 0^\circ = 1$; полной несмачиваемости тела отвечает угол $\Theta = 180^\circ$ и $\tilde{n}os 180^\circ = -1$. Между 0 и 180° находятся промежуточные значения угла смачивания. Твердые тела с краевым углом смачивания от 0 до 90° являются хорошо смачиваемыми, а с углом смачивания $>90^\circ$ - плохо смачиваемыми. Смачивание частиц происходит постепенно и требует времени для вытеснения газа с поверхности частицы. Эта задержка называется кинетическим гистерезисом в отличие от оптического гистерезиса, представляющего собой задержку растекания жидкости по телу в силу трения ее вдоль периметра смачивания, которое прекращается с растеканием капли. Смоченные тела имеют меньший краевой угол смачивания, к ним легче прилипает вода.

Каждая частица пыли при адсорбции на ее поверхности газов имеет газовую пленку, которая мешает смачиванию частиц водой.

Разрушение этой пленки достигается ударами частиц пыли о частицы воды, а также повышением температуры; при этом мелко раздробленные частицы воды лучше смачивают пыль.

При повышении температуры часть адсорбционного воздуха может удалиться и, кроме того, уменьшается поверхностное натяжение воды, отрицательно влияющее на смачивание частиц пыли. Отсюда смачивание частиц пыли паром более эффективно, чем водой. При смачивании следует сообщать большую скорость пару (воде), что улучшает процесс смачивания. Смачивание лучше осуществлять в циклонах или других аппаратах, допускающих большую скорость пылинок и пара (воды). Желательно осуществлять движение воды (пара) навстречу потоку газопылевой смеси.

Степень смачиваемости зависит от крупности частиц пыли d , скорости движения v , размеров капель воды D , плотности ρ_{\pm} и вязкости μ среды, а также от коэффициента смачиваемости K

$$\eta = f \left(K \frac{d^2 \rho_{\pm} v}{D \mu} \right). \quad (8.2)$$

Мелкодисперсная пыль даже гидрофильных материалов трудно смачивается водой ввиду адсорбции газов. Для лучшего смачивания добавляют поверхностно-активные вещества, которые способны понижать поверхностное натяжение воды.

Электрические и электромагнитные свойства пыли. Пыль, находящаяся в газах, несет на своих частицах электрические заряды. Появление этих зарядов объясняется адсорбцией ионов и электронов на поверхности частиц, а также трением частиц друг о друга, трением их о поверхность кусков, из которых образовалась пыль, ударами частиц о поверхность твердых предметов и других частиц. Так, например, при движении запыленного воздуха по трубопроводу появляется большая электрозаряженность частиц. Для угольной пыли величина напряжения электрических зарядов частиц зависит от скорости движения пылевого потока по трубам.

Скорость, м/сек	Напряжение, в
2,14	1000
4,3	5800

9,0	7600
13,0	20000

Электризация пыли в значительной степени зависит от ее влажности и температуры, газовой среды; при этом с увеличением влажности уменьшается электризация пыли.

Исследования показали, что некоторые частицы пыли имеют положительный заряд, другие – отрицательный, третьи – являются нейтральными.

Установлено, что железорудная пыль содержит 54,4% частиц, заряженных положительно, 36,3% - отрицательно, а остальные 9,3% оказались нейтральными. В целом пыль имела положительный знак.

Кварцевая пыль оказалась состоящей из 42,4% частиц, заряженных положительно, 53,1% - заряженных отрицательно и 4,4% оказались нейтральными. В целом пыль имела отрицательный заряд.

В других случаях эта же кварцевая пыль имела несколько другое соотношение положительных и отрицательных зарядок и в целом – положительный заряд. Наличие тех или иных зарядок, их соотношение зависят от условий образования пыли, условий среды и вида самой пыли. Следует иметь в виду, что электрический заряд не является органическим свойством самой пыли.

В табл. 8.5 поредставлена характеристика зарядов для пыли различного химического состава (по Джиббсу) [206].

Таблица 8.5

Характеристика зарядов пыли

Вещество	Заряд	Вещество	Заряд
Уголь	+	Al	-
CuCl ₂	+	Al ₂ O ₃	-
KNO ₃	+	Fe	-
NaCl	+	Fe ₂ O ₃	-
Песок	+	MgCO ₃	-
Сера	+	N ₂ CO ₃	-
Мелкие частицы почвы	+	Zn	-
Крахмал	+	ZnO	-

При выбросе запыленного воздуха в атмосферу концентрация пыли должна быть не более 20 мг/м³ для токсичной пыли (в том числе содержащей 50% и более SiO₂) и 50 мг/м³ для нетоксичной, при содержании в выбрасываемых газах фтористого водорода и других вредных примесей предельно допустимые нормы концентрации пыли в газах устанавливаются в каждом конкретном случае органами санитарной инспекции в зависимости от направления ветра, высоты трубы, степени рассеивания газов в атмосфере, наличия населенных пунктов и т.д. Высота труб, выбрасывающих ядовитую пыль, должна быть не ниже 3 м от конька крыши.

Для лучшего рассеивания ядовитой пыли рекомендуется увеличить скорость выбрасываемого воздуха (газа) до 16-18 м/сек.

Следует иметь в виду, что во всех случаях необходимо производить тщательную очистку выбрасываемого в атмосферу воздуха (газов) от пыли, если даже запыленность значительно ниже допустимых норм.

К опасным по заболеваемости следует отнести кремнистую пыль, содержащую в своем составе кремнезем (SiO_2), и асбестовую пыль.

В табл. 8.6 приведены данные о проникновении пыли в легкие человека в зависимости от ее крупности.

Таблица 8.6

Проникновение пыли в легкие человека в зависимости от ее крупности

Размеры пылинок, мк	Степень проникновения пыли в организм человека
<0,2	Трудно заносится в легкие, но встречается в них
0,2-5	Легко заносится и отлагается в легких
5-10	Редко заносится в легкие, но отлагается в них
10-50	Задерживается в верхних дыхательных путях
>50	Задерживается в верхних дыхательных путях

Наиболее опасной считается пыль размером 2-3 мк. На полиметаллических или (особенно) свинцовых рудниках и обогатительных фабриках, а также на свинцово-плавильных заводах возможно заболевание работающих плумбиозом (отравление свинцом или его соединениями).

Свинец проникает в ткань и кости, где образует трехосновную соль фосфата свинца. Из мышц и костей свинец поступает в кровь человека и отравляет ее. У отравленного свинцом появляется свинцовая кайма на краю десен, цвет которых изменяется почти до черного, кожа принимает землисто-серую окраску.

Весьма опасным является отравление пылью, содержащей мышьяк. В отдельных случаях концентрация этой пыли в рабочих помещениях электрофильтров достигала 345 мг/м^3 с размером частиц $\sim 1 \text{ мк}$. В отделениях пылеулавливающих камер, а также в упаковочном отделении запыленность достигала 2224 мг/м^3 .

При наличии такой запыленности могут возникнуть серьезные заболевания, вызываемые отравлением мышьяком: перфорация носовой перегородки, полиневрит и другие болезни.

8.1.2. Эксплуатация сушильных установок

На обогатительных и брикетных фабриках сушильные установки представляют собой комплекс машин и аппаратов, связанных между собой в один технологический узел.

В этот комплекс входят: топка, узел загрузки, сушилка, двух- или трехступенчатое устройство для улавливания пыли и дымовых газов, вентиляторы и дымососы, скребковые и ленточные конвейеры.

Этот перечень машин и аппаратов показывает, что на фабриках термическая сушка не только громоздкий, но и дорогостоящий процесс, существенно влияющий на экологию в районе промплощадки фабрики, поэтому его применение должно быть технологически, экономически и экологически оправданным.

На углеобогатительных фабриках в настоящее время применяются сушильные установки на основе барабанных сушилок, труб-сушилок и сушилок с «кипящим» слоем [154].

Барабанные газове сушилки

Барабанные газове сушилки широко применяются для сушки углей. Основным преимуществом барабанных сушилок по сравнению с сушильными аппаратами других типов является высокая надежность в работе как при сушке сыпучих материалов, содержащих куски крупностью до 250 мм, так и при сушке вязких, липких материалов, таких, как флотационные концентраты и шламы.

Недостатки барабанных сушилок: большие габаритные размеры и низкое напряжение объема барабана по испаренной влаге; значительная металлоемкость, составляющая 4-5 т на 1 т испаренной влаги в 1 ч; большое количество материала, постоянно находящегося в барабане во время его работы; налипание влажного материала на внутренние устройства сушильного барабана, что значительно снижает эффективность работы сушилки.

Барабанные сушилки являются аппаратами непрерывного действия. Они подразделяются на следующие группы:

- с прямым теплообменом, в которых происходит непосредственное соприкосновение материала с горячими газами по прямоточной или противоточной схеме движения газов и материала;

- с косвенным теплообменом, в которых тепло передается от газов к материалу через металлическую стенку;

- с комбинированным теплообменом, в которых передача тепла материалу происходит через металлическую стенку, а также путем непосредственного соприкосновения материала с горячими газами.

Для сушки углей применяются барабанные сушилки с прямым теплообменом.

Барабанная сушильная установка для сушки углей показана на рис. 8.2.

Внутренняя часть барабана оборудована лопастями. При вращении барабана они захватывают материал и рассыпают его тонкими параллельными каскадами (струйками), заполняющими все пространство барабана. Горячие газы, перемещаясь между каскадами падающего материала, непосредственно соприкасаются с его влажной поверхностью. Число каскадов, образующихся в сушильном барабане, а, следовательно, и эффективность теплообмена между газом и материалом, обуславливаются числом и конструкцией лопастей. При конструировании внутренних устройств сушильных барабанов учитываются крупность, плотность, сыпучие свойства подвергаемого сушке материала и необходимость обеспечения его равномерного распределения в поперечном сечении барабана. Передвигаясь по барабану от места загрузки к месту выгрузки, материал становится более сухим и сыпучим, поэтому в разгрузочной части барабана внутреннее устройство должно оснащаться большим числом лопастей по окружности барабана или специальными скребками.

Перемещение материала вдоль сушильного барабана происходит в результате наклона последнего, вращения и сноса частиц. При этом для частиц в наружных слоях каскада, интенсивно омываемых газом, условия теплообмена близки к условиям сушки во взвешенном состоянии. Для частиц во внутренних слоях каскада, хуже омываемых газами, условия теплообмена могут значительно отличаться от условий при сушке во взвешенном состоянии.

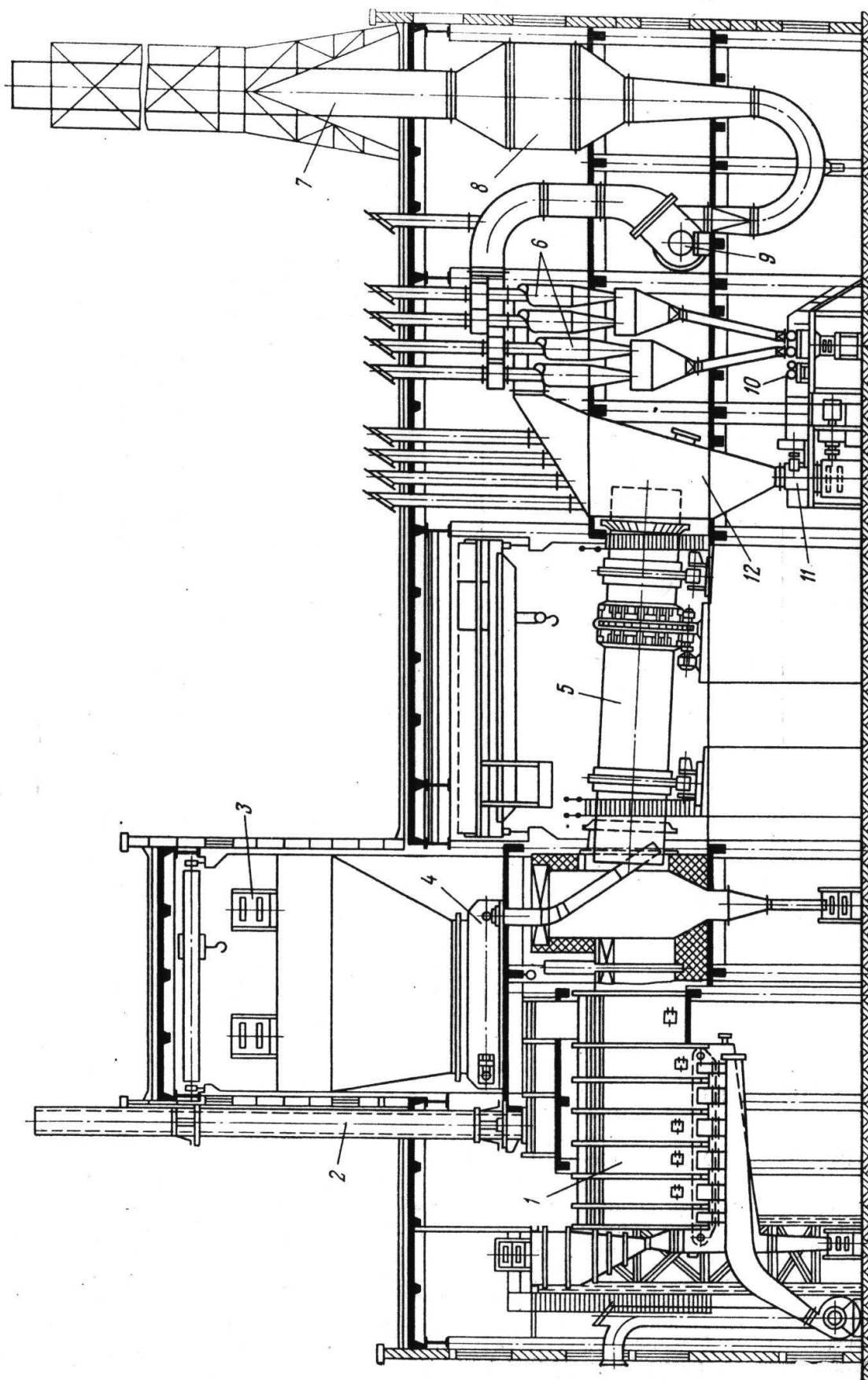


Рис. 8.2. Барабанная сушилка:

1 – топка; 2 – растопочная труба; 3 – конвейер; 4 – питатель влажного угля; 5 – сушильный барабан; 6 – батарейный пылеуловитель; 7 – труба для выброса очищенных газов; 8 мокрый пылеуловитель; 9 – дымосос; 10 – шлюзовый затвор; 11 – скребково-барабанный питатель; 12 – разгрузочная камера

На действующих сушильных барабанах напряжение объема сушилки по испаренной влаге колеблется в широких пределах – 37-115 кг/(м³·ч).

Сушильные барабаны выпускаются с наклоном 1/15-1/50, соотношение длины и диаметра барабана $L_6/D_6 = 4 \div 8$. Для сушильных барабанов диаметром до 2500 мм принимают частоту вращения 7,64 мин⁻¹, для барабанов диаметром больше 2500 мм – 6,01 мин⁻¹.

Удельный расход тепла на барабанных сушилках колеблется в пределах 4000-6300 кДж/кг испаренной влаги, а расход электроэнергии на 1 т испаренной влаги составляет 20-75 кВт. Удельный расход тепла и электроэнергии находится в прямой зависимости от производительности сушильного барабана по испаренной влаге, которая определяется состоянием насадок и уплотнением сушильного тракта, видом сушимого материала и топлива, расходом и температурой газов.

На углеобогатительных фабриках интенсификация процесса сушки в барабанных сушилках осуществляется путем повышения скорости и температуры сушильного агента, улучшения сыпучих свойств подвергаемого сушке угля, увеличения частоты вращения сушильного барабана, совершенствования конструкции внутренних насадок. Выполнение комплекса этих мероприятий обеспечило на многих фабриках повышение средней производительности сушильного барабана диаметром 2,8 м, длиной 14 м с 5-6 до 8-10 т/ч по испаренной влаге, что соответствует удельному влагонапряжению 100-120 кг/(м³·ч).

Для уменьшения налипания угля на внутренние устройства сушильных барабанов по всей их длине вдоль периферических лопастей применяют в виде гирлянд навеску цепей. Для уменьшения налипания угля на стенки барабана и снижения износа внутренних насадок передняя часть барабанных сушилок диаметром 3.5 м изготавливается из нержавеющей стали.

Чтобы сократить потери тепла в окружающую среду и уменьшить замазывание насадок влажным углем, наружную поверхность барабанов теплоизолируют. По способу, разработанному ВНИПИТеплопроектом, барабан снаружи изолируется совелитовыми плитами, которые прикрываются разборным кожухом из тонкой листовой стали. На крупногабаритных барабанных сушилках теплоизоляция обеспечивается воздушной прослойкой высотой 50 мм, которая образуется между корпусом и кожухом барабана, изготовленным из стали толщиной 3-5 мм.

Хорошие показатели сушки одного флотационного концентрата в сушильном барабане (2,8x14 м) достигнуты при оснащении его насадкой, выполненной полностью из цепей. На основании обобщения опыта Донецкого наладочного управления «Теплоэнергоавтоматика» и ЦОФ «Белореченская», «Ворошиловградская», «Суходольская» по эксплуатации барабанных сушилок с цепными насадками Укрнииуглеобогатением разработана цепная насадка (рис. 8.3).

В загрузочной части барабана вместо листовых приемно-винтовых лопастей установлены цепные лопасти с наклоном 50°, которые переходят в подъемные с наклоном 15° к образующим поверхности барабана. Между лопастями по всей длине барабана с интервалом в 150 мм подвешены поперечные лучевые подвески. В загрузочной части на длине, равной 15% длины барабана, установлены Г-образные лопасти, к полкам которых прикреплены цепные подвески. Конструкция насадки предусматривает крепление цепей не к корпусу барабана, а укладку их в специальные кронштейны, вследствие чего значительно упрощены работы по замене насадки. В табл. 8.6 приведены показатели работы барабанных сушилок на ЦОФ «Суходольская» и «Ворошиловградская» до и после применения цепных насадок.

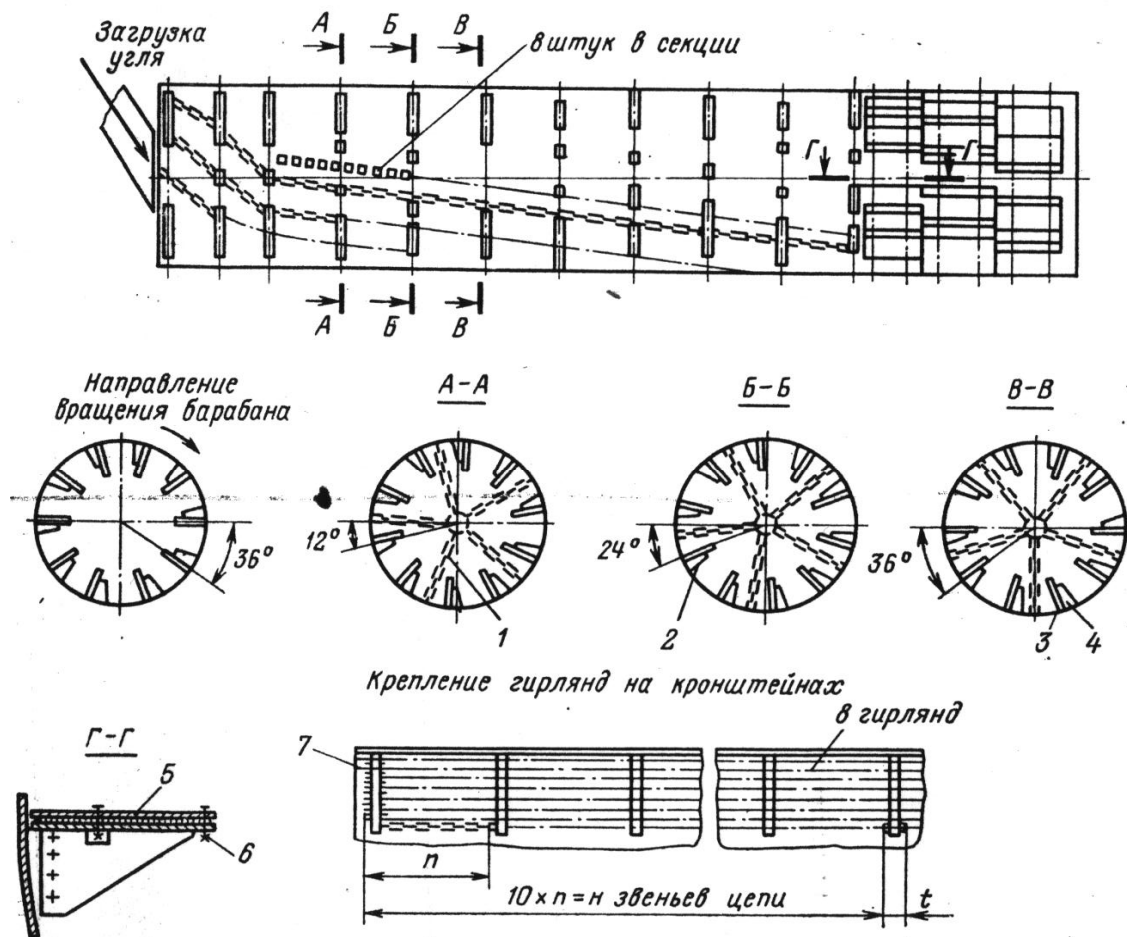


Рис. 8.3. Насадка с цепными навесками в сушильных барабанах
диаметром 2,8 м длиной 14 м:

- 1 – подвески; 2 – листовые лопасти; 3 – корпус барабана; 4 – кронштейн; 5 – планки;
6 – болт с гайкой; 7 – цепные лопасти

Разгрузочные камеры барабанных сушилок служат для приема выгружаемого из барабана угля и осаждения из газов части угольной пыли. Чтобы обеспечить освобождение барабана от находящегося в нем угля при аварийной остановке транспортного тракта сушенки, нижняя часть камеры должна вмещать весь материал, находящийся в сушильном барабане. Для повышения эффективности осаждения угольной пыли и снижения вихревых потоков целесообразно делать разгрузочные камеры прямоугольной формы с плавным сужением верхней части. Эффективность очистки газов в разгрузочных камерах колеблется в широком диапазоне и может достигать 88-97%.

Для стабилизации работы барабанных сушилок перед ними устанавливаются аккумулярующие бункера, вместимость которых должна быть не менее часовой производительности сушилки по исходному материалу.

Для сушки высоковлажных илистых шламов Укрнииуголеобогащением разработана противоточная центробежная сушилка (рис. 8.4). В сушилках этого типа отработан режим сушки антрацитовых и высокозольных шламов газовых углей. Опыт эксплуатации показал, что это установка проста в обслуживании. При сушке илистого, высокозольного продукта внутренний шнек не заливает и материал без затруднений транспортируется через сушилку. Фильтрация отходящих газов через движущуюся

щийся навстречу влажный материал обуславливает осаждение частиц тонкой пыли на его поверхности. В сушилке можно сушить как зернистый, так и илистый шлам с содержанием класса <math><0,05\text{ мм}</math> до 90% и влажностью до 30%.

Таблица 8.6

Показатели работы барабанных сушилок (2,8 x 14 м)

Наименование показателей	ЦОФ «Суходольская»		ЦОФ «Ворошиловградская»	
	Секторная насадка	Цепная насадка	Секторная насадка	Цепная насадка
Исходный продукт	Флотационный концентрат	Флотационный концентрат	Флотационный концентрат (70%) в смеси с мелким концентратом (30%)	Флотационный концентрат (70%) в смеси с мелким концентратом (30%)
Влажность угля, %:				
до сушки	27,2	27,2	22	23,2
после сушки	10,3	10,3	13	12,1
Производительность, т/ч:				
по исходному продукту	35	43	60	81
по испаренной влаге	6,6	7,8	6,2	10,2
Напряжение объема барабана по испаренной влаге, кг/(м ³ ·ч)	76	90,7	72,0	118,6
Масса насадки, приходящаяся на 1 кг испаренной влаги, кг	2,12	1,3	1,4	1,06
Общая масса насадок, т	14	10,3	8,5	10,86

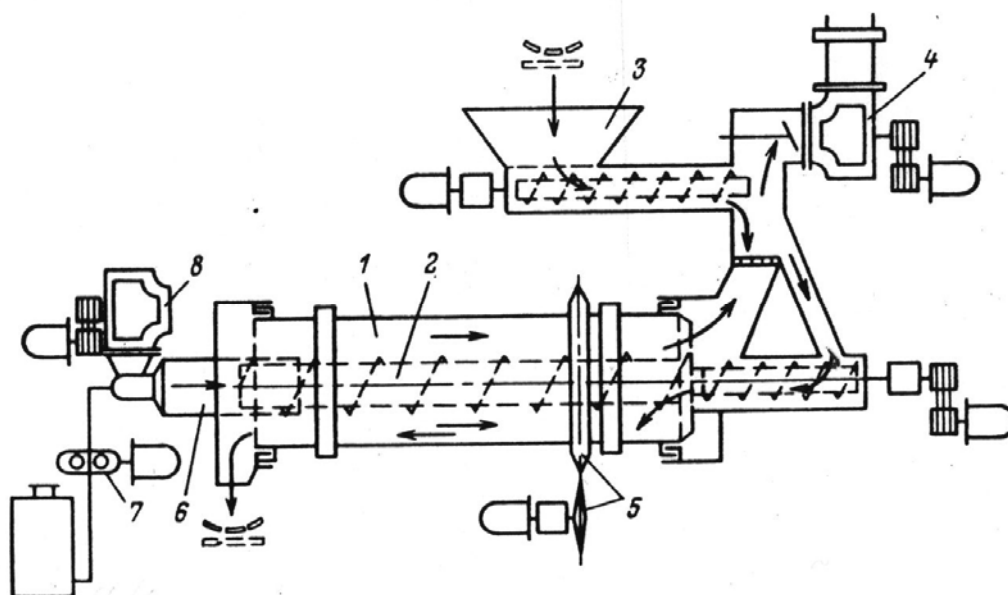


Рис. 8.4. Малогабаритная противоточная барабанная сушилка конструкции Укрнииуглеобогащение:
 1 – барабан; 2 – шнек; 3 – питатель; 4 – вытяжной вентилятор; 5 – привод барабана;
 6 – топка; 7 – насос жидкого топлива; 8 – нагнетатель вентилятора

Основные показатели работы противоточной барабанной сушилки:

Производительность, т/ч:	
по влажному шламу	10-20
по испаренной влаге	1,2-1,8
Температура газов на входе в сушильный барабан, °С	750-850
Влажность шлама, %:	
до сушки	20-30
после сушки	10-20
Размеры сушильного барабана, м	1,2x8

Трубы-сушилки

Сушка материалов в трубах-сушилках осуществляется в условиях конвективного теплообмена и аэродинамического взаимодействия движущихся частиц материала с газовым потоком.

В трубах-сушилках сушка материала в горячем газовом потоке происходит практически мгновенно. Материал находится в контакте с горячими газами около 0,5 с, а во всей системе – около 5 с. Таким образом, объем материала, одновременно находящегося даже в самых больших сушилках, не превышает 1/500 их производительности.

В трубах-сушилках имеет место высокая интенсивность передачи тепла от газов к взвешенным частицам материала. Удельное влагонапряжение объема труб-сушилок в 8-10 раз больше сушильных барабанов.

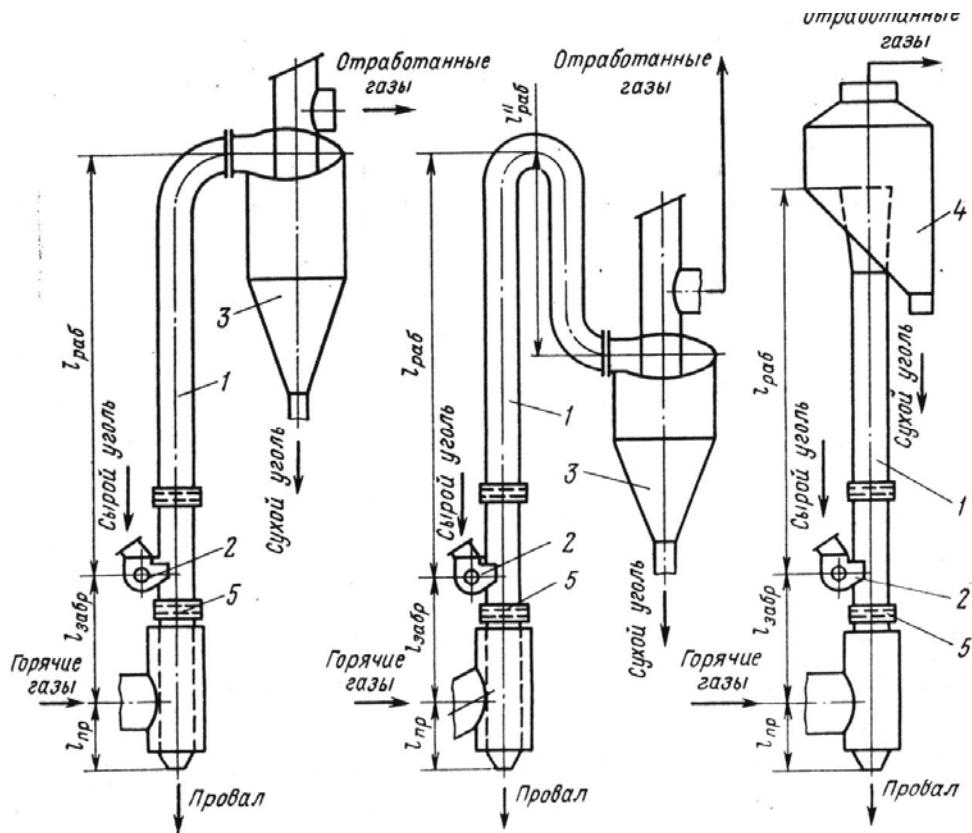


Рис. 8.5. Схемы труб-сушилок:

$l_{раб}$ – длина рабочего участка; $l_{забр}$ – длина участка заброса; $l_{пр}$ – длина участка провала;
 1 – труба-сушилка; 2 – забрасыватель; 3 – разгрузочный циклон; 4 – проходной сепаратор;
 5 – компенсатор

В трубах сушилок сушке подвергаются материалы, из которых требуется удалить свободную влагу, или материалы, обладающие малым сопротивлением внутреннего переноса влаги. Сушка в трубах-сушилках обычно происходит при параллельном токе газов и материала. Простейшая труба-сушилка состоит из прямолинейного отрезка трубы постоянного сечения, по которой горячие газы и взвешенные в их потоке частицы материала проходят при восходящем или нисходящем направлении (рис. 8.5).

На углеобогатительных фабриках в основном применяются трубы-сушилки диаметром 900 и 1000 мм. Производительность этих сушилок колеблется от 25 до 80 т/ч по сырому продукту и от 3 до 7 т/ч по испаренной влаге. На рис. 8.6 показана компоновка технологического оборудования трубы-сушилки.

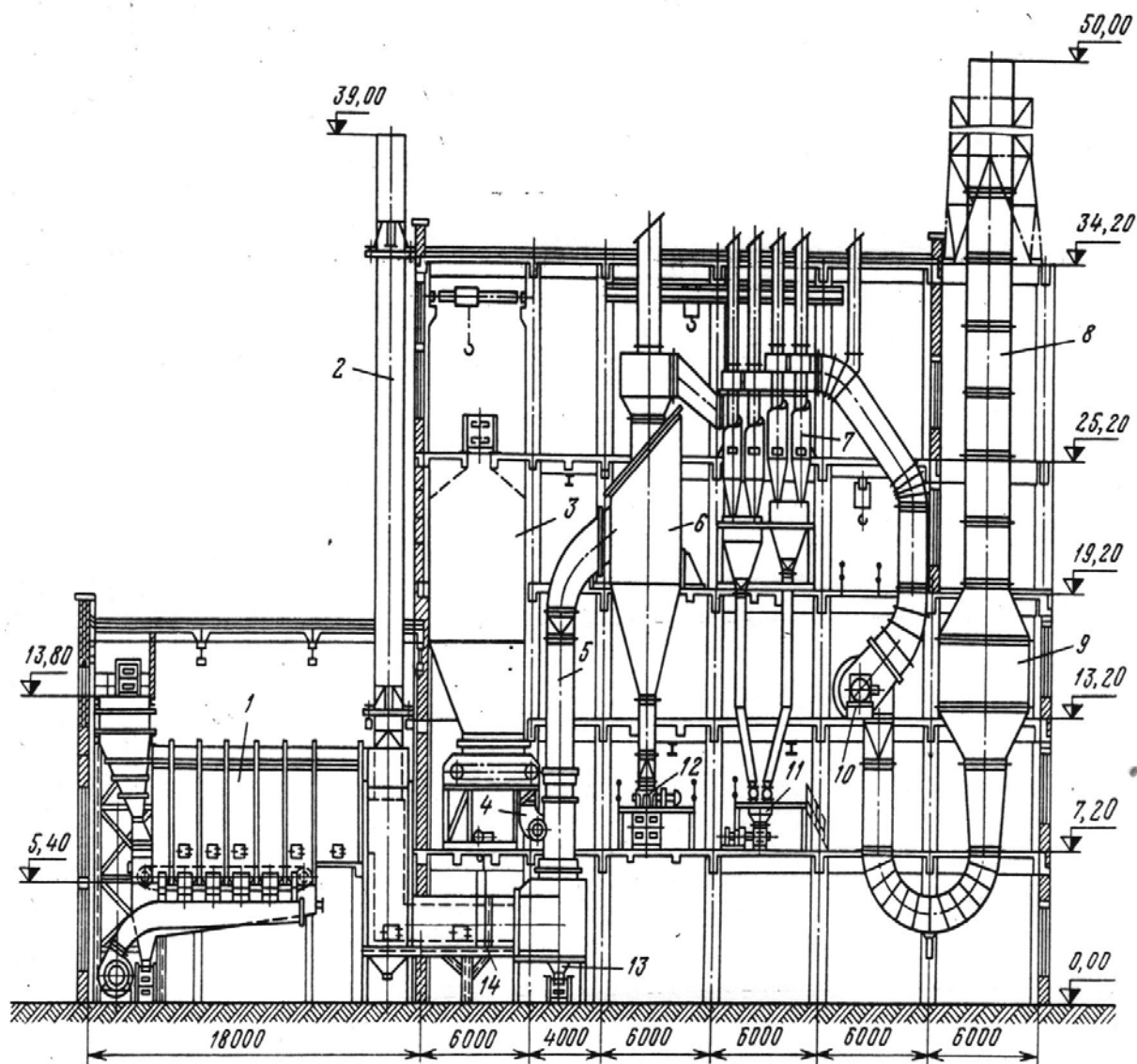


Рис. 8.6. Компоновка технологического оборудования трубы-сушилки:
 1 – топка; 2 – растопочная труба; 3 – бункер сырого угля; 4 – узел загрузки;
 5 – труба-сушилка; 6 – циклон; 7 – батарейный пылеуловитель; 8 – дымовая
 труба; 9 – мокрый пылеуловитель; 10 – дымосос; 11 – шлюзовый затвор;
 12 – скребковый барабанный питатель; 13 – гидрозатвор; 14 – шибер

На основании исследований ИОТТ разработаны высокопроизводительные трубы-сушилки диаметром 1100; 1200 и 1250 мм. Высокая надежность пневмотранспорта материала в этих сушилках достигается увеличением скорости газов до 50 м/с.

Сушилки «кипящего» слоя

Процесс сушки в «кипящем» (псевдооживленном) состоянии заключается в продукте газа через слой материала, находящегося на газораспределительной решетке, с такой скоростью, при которой устойчивость этого слоя нарушается, высота его постепенно увеличивается, и частицы приходят в беспорядочное движение.

В сушилках «кипящего» слоя изменение кинетической энергии транспортирующего газового потока происходит в результате преодоления им сопротивления газораспределительной решетки и слоя материала, который переходит из спокойного состояния в состояние псевдооживления.

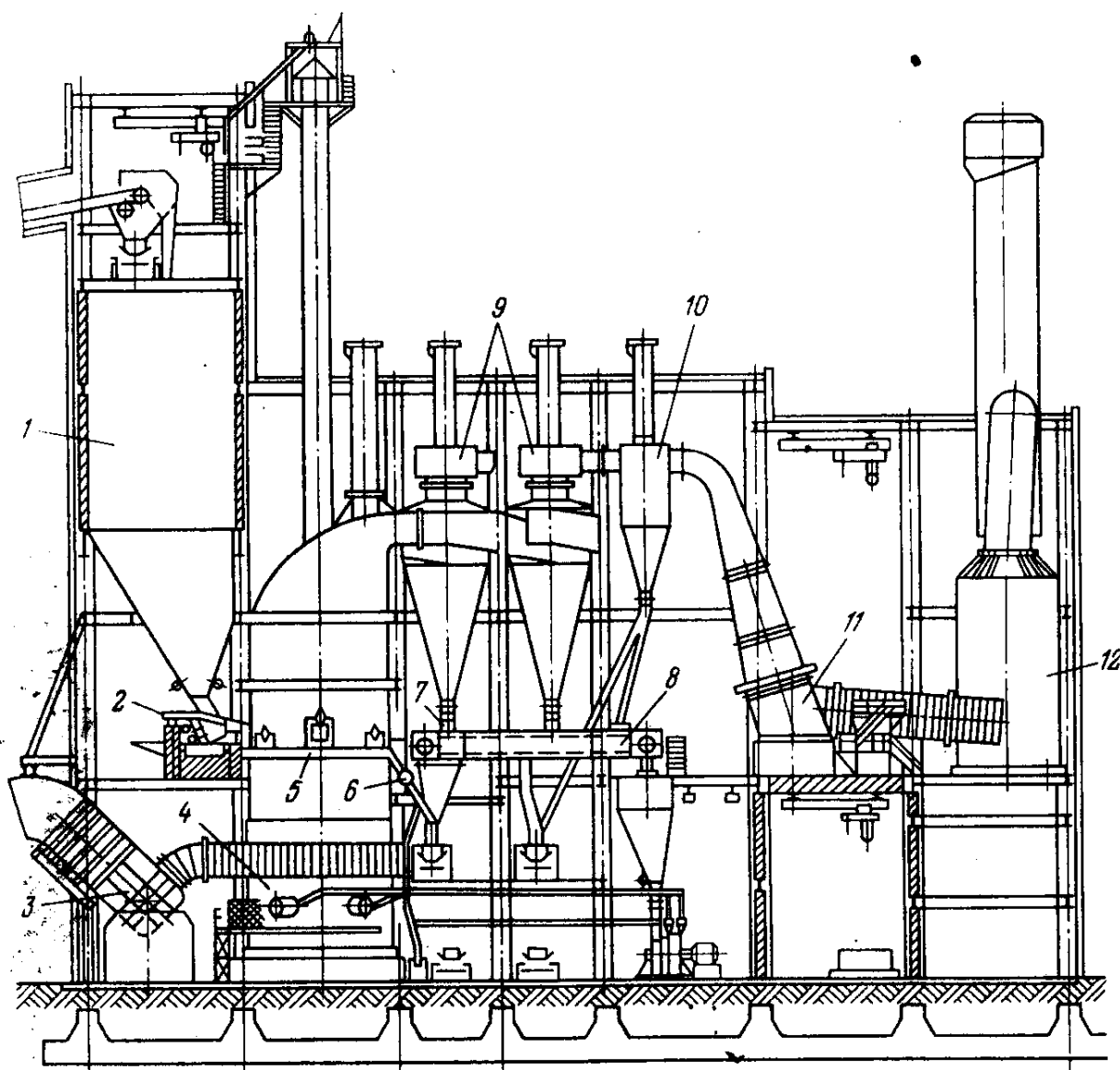


Рис. 8.7. Сушилка «кипящего» слоя ОФ разреза «Нерюнгринский»: 1 – бункер; 2 – вибропитатель; 3 – вентилятор; 4 – топка с сушильной камерой; 5 – решетка; 6 – шлюзовый питатель; 7 – шлюзовый затвор; 8 – скребковый конвейер; 9 – циклоны; 10 – батарейный пылеуловитель; 11 – дымосос; 12 – скруббер

Сушилка «кипящего» слоя представляет собой сварную камеру с газораспределительным устройством, которое делит сушильную камеру на верхнюю и нижнюю части. Нижняя часть сушилки – это газовая камера, в которую поступают газы из топки. Внутри камера футеруется огнеупорным кирпичом.

Верхняя часть сушилки состоит из зоны «кипящего» слоя и сепарационного пространства.

Высота «кипящего» слоя, на основании практических данных, обычно не превышает 300-700 мм в зависимости от свойств высушиваемого материала, режима сушки и конструкции сушильной камеры. В качестве топлива в этих сушилках используется коксовый газ, который сжигается в топках под давлением. Компоновка технологического оборудования сушилки «кипящего» слоя приведена на рис. 8.7.

Установки для сушки взрывоопасных углей должны размещаться либо в отдельном здании, либо в блоке с главным корпусом фабрики. В последнем случае здание сушильного отделения необходимо изолировать стенкой с большей сопротивляемостью давлению взрыва, чем наружные стены здания сушильного отделения.

В сушильных отделениях необходимо предусматривать отопление, хозяйственно-противопожарный и технический водопроводы, а также хозяйственно-фекальную и производственную канализации.

Сушильное отделение должно иметь не менее двух выходов (на каждом перекрытии), монтажные проемы и подъемные приспособления. Все элементы зданий сушильных отделений следует выполнять из негорючих материалов.

Оборудование сушильных отделений необходимо располагать таким образом, чтобы оставались удобные проходы и доступ к основным узлам оборудования и лестничным клеткам. Применение армированного стекла и стеклоблоков в сушильных отделениях при сушке взрывоопасных материалов не допускается. Оборудование сухой газоочистки и тракта высушенного материала должно размещаться в изолированном помещении.

Помещения сушильных установок необходимо оборудовать системами промышленной вентиляции и аспирации. Технологическое оборудование и поточно-транспортная система должны иметь укрытия, а также постоянно действующую и аварийную вентиляцию для удаления из помещения загазованного воздуха. Аварийную вентиляцию следует рассчитывать на 6-кратный воздухообмен. Помещение для удаления золы и шлака должно иметь постоянно действующую приточно-вытяжную вентиляцию.

Оборудование сушильных установок, как правило, следует располагать в закрытых помещениях, оснащенных механизированными средствами для ремонтных работ. Оно должно компоноваться по агрегатной (блочной) схеме: топка с растопочной трубой и комплектом индивидуального оборудования – сушильный аппарат – система выделения высушенного материала и пылеулавливания – дымовая труба.

При проектировании новых сушильных отделений желательно избегать размещения технологического оборудования сушильных установок в подвальных помещениях.

Компоновка технологического оборудования в сушильных отделениях должна предусматривать минимальную протяженность коммуникаций. Основная часть тракта высушенного материала должна, как правило, проходить вне главного корпуса фабрики. Пылевые тракты не должны иметь мешков и тупиков, в которых может задерживаться пыль.

Расчетную производительность проектируемого сушильного отделения по исходному материалу необходимо определять исходя из среднечасовой производительности предприятия с учетом коэффициента неравномерности.

Число работающих сушильных установок следует определять по формулам

$$n = G / G_1 \text{ и } n = W / W_1, \quad (8.3)$$

где n - число работающих сушильных установок; G - исходный расход материала, направляемого на сушку, т/ч; G_1 - производительность сушильного агрегата по исходному материалу, т/ч; W - общий расход влаги, которую необходимо удалить из исходного материала, т/ч; W_1 - производительность одной сушильной установки по испаренной влаге, т/ч.

Число сушильных установок следует выбирать по наибольшему значению n и округлять его в большую сторону до целого числа.

Бункера для исходного материала должны выполняться из металла или железобетона с гладкой внутренней поверхностью и футеровкой наклонных плоскостей нержавеющей сталью. Форма бункеров должна обеспечивать возможность полного выхода из них материала самотеком.

К оборудованию для шлакозолоудаления должен быть обеспечен подвод воды (к шлаковым и зольным бункерам) для гашения золы и шлака. Бункера для золы и шлака необходимо оборудовать затворами с дистанционным управлением. Угол наклона горизонтальных газоходов к горизонту должен быть не менее 45° . Меньший угол наклона может быть допущен при скорости газового потока, исключаяющей осаждение пыли (не менее 20 м/с).

Между топками и сушильными аппаратами желательно иметь отсекающие шиберы. Тракты пылеулавливания, пылеулавливающие и сушильные аппараты, за исключением мокрых пылеуловителей, сушильных барабанов, не имеющих теплоизоляции по техническим условиям завода-изготовителя, быстроизнашиваемых участков разгрузочных циклонов, должны быть теплоизолированы.

При пусках и остановках сушилок в сушильный тракт необходимо подавать защитный пар для поддержания в нем пониженного содержания кислорода.

Для устранения присосов воздуха, удаления провалившегося материала и посторонних предметов на провальной части трубы-сушилки необходимо устанавливать скребково-барабанные питатели, шлюзовые затворы или гидрозатворы.

Стенки бункерной нижней части разгрузочной камеры барабанных сушилок имеют угол наклона к горизонту не менее 65° , углы между стенками должны быть плавно закруглены.

Желательно предусматривать непрерывное удаление из смесительной камеры топки материала, провалившегося в нее из сушильного барабана.

Запыленность газов на входе в аппараты мокрого пылеулавливания, как правило, не более 3 г/м^3 . Средняя скорость газов в горизонтальном сечении разгрузочных камер и гравитационных сепараторов составляет не более 4 м/с.

Разгрузочные камеры и пылеулавливающие аппараты сухой очистки газов сушильных установок при сушке наиболее взрывоопасных углей должны быть оборудованы устройствами, препятствующими проникновению взрывных газов в помещение (скребково-барабанные питатели, шлюзовые затворы, мигалки с принудительным открыванием клапанов, роторные пылеразгрузчики). Дымососы сушильных установок следует размещать после аппаратов сухого пылеулавливания (до устройств с мокрой очисткой газов). Дымососы и вентиляторы должны иметь направляющие аппараты (заслонки).

Температура газов перед дымососом должна быть выше температуры точки росы на 10-15 °С, но не превышать 120 °С. Объемное содержание кислорода в отработанных газах (после дымососа) сушильных установок в пересчете на сухой газ не должно быть выше следующих норм (%):

Бурые и каменные угли с выходом летучих веществ >35%	- 18
Каменные угли с выходом летучих веществ <35%	- 19

При сушке углей (кроме антрацитов и полуантрацитов) во время пуска и остановки сушильных установок должен подаваться водяной пар или инертный газ: в трубах-сушилках – в зону забрасывания угля; в сушилках кипящего слоя – в зону под решеткой; в барабанных сушилках – в смесительную и разгрузочные камеры.

Расход водяного пара или инертного газа определяется путем расчета. В исключительных случаях допускается применение для этих целей воды в тонкораспыленном состоянии.

Наибольшая опасность взрыва возникает в периоды пуска, остановки и перебоев в подаче материала в сушилку и топлива в топку. Основными причинами возникновения взрыва в эти периоды являются:

- превышение предельно допустимой температуры сушильного агента по всему тракту и особенно за сушилкой;
- поступление в сушилку угля, влажность которого ниже влажности, определенной по режимной карте;
- увеличение подсосов воздуха, при которых содержание кислорода в сушильном тракте превышает предельные значения.

Коэффициенты присоса воздуха в трубах-сушилках и барабанных сушилках следующие:

Трубы-сушилки

Узел:	
провала	0,06-0,12
питания	0,05-0,07
Пылеулавливание:	
I ступень	0,08-0,1
II ступень	0,05-0,06

Барабанные сушилки

Загрузочная течка:	
открытая	0,08
герметизированная	0,04
Уплотнение сушильного барабана:	
со стороны разгрузочной части	
секторные	0,05
манжетные	0,03
со стороны загрузочной части	
секторные	0,06
манжетные	0,04
Разгрузочная камера с устройствами на выгрузке:	
скребково-барабанные питатели	0,05
разгрузочная течка	0,12
пылеулавливающие устройства	0,03

Разгрузочные и пылеулавливающие аппараты и соединительные газоходы должны иметь предохранительные клапаны, площадь которых определяют исходя из объема и прочностной характеристики оборудования.

При установке диафрагмы предохранительного клапана в конце патрубка длина последнего не должна превышать 10 калибров (эквивалентных диаметров патрубка). При установке предохранительного клапана с отводом длина патрубка до места установки диафрагмы не должна превышать двух калибров, а длина отвода после диафрагмы – 10 калибров отвода. Сечение отвода должно быть не менее сечения клапана. В случае установки отвода длиной более 10, но не более 15 калибров необходимо рассчитывать оборудование на избыточное внутреннее давление 6 кПа.

Для оборудования объемом менее 10 м³ может быть допущена установка предохранительных клапанов в помещении, если они размещены в местах, исключающих нахождение обслуживающего персонала.

Диафрагмы предохранительных клапанов следует выполнять либо легкоразрывными диаметрами не более 1 м, либо из мягкой жести толщиной не более 0,5 мм и с одинарным швом посередине, либо из алюминиевого листа толщиной 0,5-1 мм и с надрезом посередине на 50% его толщины, либо из асбестового картона толщиной 3-5 мм. Диаграммы из асбестового картона следует применять диаметром менее 500 мм и при их установке лишь внутри здания.

Клапаны должны иметь с внутренней стороны поддерживающую решетку или сетку, выдерживающую нагрузку не менее 1000 Н.

На элементах оборудования, газоходах и коробах, работающих под давлением, предохранительные клапаны следует устанавливать с металлической диафрагмой диаметром не более 600 мм (сечение не более 0,285 м²). Эти клапаны могут быть сгруппированы в блоки, состоящие из нескольких диафрагм. Допускается замена одного клапана несколькими, сконцентрированными около защищаемого участка с суммарным сечением не менее чем сечение заменяемого клапана.

Предохранительные клапаны и отводы от них должны устанавливаться таким образом, чтобы исключалась возможность попадания выбрасываемых при взрыве газов на рабочие места и в проходы, а также на кабельные линии, мазутопроводы и маслопроводы.

Топки с камерным сжиганием топлива снабжаются предохранительными клапанами, которые устанавливаются в обмуровке камеры горения и камеры смещения.

Предохранительные клапаны должны быть размещены в местах, безопасных для обслуживания персонала. Допускаются отводные короба или ограждения отбойными щитами со стороны возможного нахождения людей, а также применение откидных предохранительных клапанов. Клапаны не следует устанавливать в топках, работающих под наддувом.

Каркасы камеры горения, камеры смещения и боровая топка должны быть рассчитаны на внутреннее давление, превышающее атмосферное на 2 кПа для установок, работающих под разрежением, и на внутреннее давление, превышающее рабочее на 2 кПа для установок, работающих под наддувом.

Монтаж сушильных установок и их эксплуатацию необходимо осуществлять в соответствии с техническими условиями завода-изготовителя. В сушильном отделении должны находиться: паспорт отдельно на каждую сушильную установку, режимная карта, журнал приема и сдачи смен и журнал работы сушильных установок.

8.1.3. Минимизация вредного воздействия сушильных установок на окружающую среду

Источниками загрязнения атмосферы в углеобогатительной отрасли являются системы аспирации, котельные фабрик и шахт, сушильные установки. Основным источником загрязнения атмосферы являются сушильные установки, которые выбрасывают отработанные дымовые газы с относительно высокой запыленностью и большим содержанием продуктов сжигания.

В настоящее время на обогатительных фабриках угольной промышленности сушка угля осуществляется в 41 сушильных установках, в том числе: в 27 барабанных сушилках, 12 трубах-сушилках и 2 сушилках кипящего слоя. Сушится мелкий концентрат (класс 0-13 мм) влажностью 9-12% и флотоконцентрат (класс 0-0,5 мм) влажностью 22-26% и угольный шлам (класс 0-3 мм) влажностью 22-25%, как правило, в смеси. Сушильные установки ежегодно выбрасывают в воздушный бассейн около 14 млн. м³ отработанных газов, запыленность которых составляет от 150 до 500 мг/м³ из одного источника.

Приказом Министерства охраны окружающей природной среды Украины от 27.06.2006 г. № 309 для углеобогатительных предприятий предусмотрено нормативное ограничение концентрации пыли на выбросе в атмосферу (ГДВ) до 50 мг/м³. Таким образом, имеющиеся на сегодняшний день выбросы превышают установленный норматив в 3-10 раз. Для достижения же нормативной гранично-допустимой концентрации пыли в выбросах предприятий необходимо досконально реконструировать имеющиеся системы пылеулавливания.

Для выполнения этих работ региональным Госуправлением охраны окружающей природной среды дана предпрятиям отсрочка до 2011-2012 г.г.

Аспирационные установки и пылеулавливающие системы котельных имеют одну – две ступени очистки, на сушильных установках применяются преимущественно трехступенчатые системы пылеулавливания. В аппаратах для технологической очистки сухим способом используются силы тяжести инерции и центробежные силы, для санитарной очистки мокрым способом – удаление пыли из газовой среды осуществляется с помощью жидкости. Одновременно происходит частичное улавливание жидкостью вредных химических веществ путем связывания их в химические соединения и удаления со шламом. Перечисленные способы очистки нашли широкое распространение на фабриках, поскольку они согласуются с имеющейся технологией обогащения углей.

Работы по созданию разгрузочных устройств систем пылеулавливания сушильных установок – I ступени проводились еще в шестидесятые годы, а по созданию аппаратов технологической – II ступени и санитарной – III ступени очистки газов – в семидесятые годы прошлого столетия. При этом разработка их велась применительно к действующим в то время санитарным требованиям.

В настоящее время существующие системы пылеулавливания сушильных установок, имеющие производительность по очищаемым газам 50-250 тыс. м³/ч, комплектуются в основном крупногабаритными пылеуловителями, особенно для технологической очистки. Сушильные отделения имеют очень ограниченные производственные площади, в результате чего в большинстве случаев, аппараты санитарной очистки устанавливаются на крыше.

Для достижения выброса 50 мг/м³ необходимо увеличить эффективность систем пылеулавливания. С помощью имеющегося на сегодня оборудования этого можно достичь только путем увеличения количества ступеней очистки. Однако при суще-

ствующем дефиците площадей, установка дополнительного оборудования с газоходами практически невозможна. Кроме того, с увеличением количества ступеней, будет меняться количественный и качественный состав пыли в очищаемых газах. Одновременно с уменьшением концентрации пыли, будет увеличиваться содержание мелкодисперсных твердых частиц, которые трудно улавливаются в финальных операциях технологической и санитарной очистки. Предназначенные для этих целей аппараты технологически могут не справиться с этой задачей и дадут меньшую эффективность по сравнению с паспортной.

Аналогичное состояние наблюдается и в системах пылеулавливания котельных углебогатительных фабрик и шахт, работающих на угольном топливе.

Системы практически не подвергались усовершенствованию с момента их создания.

Оборудование как морально, так и физически устарело. Выбросы отходящих газов многократно превышают установленный норматив, что явно наблюдается при работе котельных на территории рабочих поселков – при выпадении твердых частиц из отходящих дымовых газов. Работы по созданию эффективных систем пылеулавливания набирают актуальность в связи с принятым курсом государства по экономии газа путем перевода пользователей на альтернативное топливо (в данном случае – на уголь).

Системы аспирации, которые имеют производительность по очищаемому воздуху 10-35 тыс. м³/ч комплектуются малогабаритными и весьма эффективными пылеуловителями. Это позволяет в помещениях основного технологического производства в одну или в две ступени достичь заданной нормы. В неотопливаемых же помещениях, удаленных от основного производства (узлы углеприема, сортировки, галереи и т.д.), в связи с невозможностью применения воды очистка производится только сухим способом в одну ступень и нормативы по выбросам не достигаются. Здесь необходимо использование нового высокоэффективного пылеуловителя с сухим способом очистки.

Экологический инжиниринг при сушке угольной продукции направлен на борьбу с запыленностью воздуха, на создание чистой от пыли и других примесей атмосферы.

Отделение пыли от газа производится различными способами: осаждением под действием силы тяжести; удалением при помощи сил инерции; осаждением на электродах под воздействием электрических сил; фильтрацией газов через пористую перегородку, при этом пыль задерживается перегородкой; коагуляцией пыли с последующим осаждением ее под действием сил тяжести и центробежных сил; смачиванием пыли жидкостью и последующим осаждением под воздействием сил тяжести и центробежных сил.

В зависимости от среды, в которой происходит отделение пыли от газа, пылеулавливание бывает сухим и мокрым.

СУХОЕ ПЫЛЕУЛАВЛИВАНИЕ

Наличие пыли в газе объясняется главным образом движением потоков газа, захватывающих и уносящих частицы пыли, образуя газопылевую смесь. Для весьма малых частиц пыли (<0,1 мк) решающее значение имеет то, что они находятся в броуновском движении. Таким образом, газовая среда является лишь пространством, где частицы пыли передвигаются под действием сил тяжести и сил, создающих броуновское движение, без заметного участия сил притяжения или отталкивания между моле-

кулами газа и молекулами пылинок. В спокойной газовой среде под действием сил тяжести могут оседать все частицы, за исключением самых мелких ($< 0,1$ мк), находящихся в броуновском движении. В спокойной среде или при чисто ламинарном движении газовых потоков в горизонтальном направлении создаются условия для оседания частиц под действием сил тяжести.

Осаждение частиц пыли из направленного вверх вертикального газового потока под действием силы тяжести будет иметь место только в том случае, если сила тяжести для данной частицы будет больше силы сопротивления или (что то же самое) если конечная скорость падения частицы будет больше скорости потока газа.

Следовательно, если $G - P > 0$ и $v - v_{\bar{e}} > 0$, частица оседает в восходящем потоке; если же указанные разности отрицательны, частица будет подниматься вверх. Частица будет находиться во взвешенном состоянии, если $G - P = 0$ и $v - v_{\bar{e}} = 0$. При большей скорости газа $v_{\bar{e}} > v$ будет иметь и $P > G$. Частица в этом случае будет иметь некоторую скорость в направлении движения потока $v_{\pm} = v_{\bar{e}} - v$.

В процессе пылеулавливания движется много частиц, поэтому при движении в восходящем потоке мелкие частицы, двигаясь быстрее крупных, ударяются о крупные и заставляют их двигаться быстрее, теряя свою скорость. При движении вниз крупные частицы будут быстрее двигаться и подталкивать мелкие, которые получают ускорение, а крупные несколько потеряют скорость. Все это приводит к некоторым отступлениям от выведенных законов движения и усреднению скорости. Кроме этого в восходящем потоке имеет место закручивание частиц, так как каждая частица имеет максимальное и минимальное поперечные сечения; при максимальном сечении частица будет двигаться вверх, при минимальном – вниз. Получается, что частица имеет две критические скорости: максимальную – при расположении перпендикулярно направлению движения потока наибольшего сечения частицы и минимальную, если перпендикулярно потоку будет расположено наименьшее сечение. Если скорость газов меньше максимальной критической скорости и больше минимальной, то частица в первом случае будет двигаться вверх, во втором – вниз. Устойчивое равновесие частицы в этом случае будет при ее вращении, которое возникает по различным причинам – удары частиц одна о другую, неравномерность потока, удары частиц о стенки труб. Эффект вращения является нежелательным, так как он требует излишней затраты энергии на вращение частиц, является причиной скопления материала в трубах, уменьшает производительность транспортирования частиц. Следует также указать, что скорости газов в трубах не одинаковы: у стенок они минимальные, в середине – максимальные. Это создает условия, при которых крупные частицы концентрируются у стенок трубы; получается уплотнение потока в одних местах и разрежение в других. Последнее создает силы, действующие перпендикулярно направлению движения потока (эффект Магнуса). Все это усложняет процесс движения и его расчет.

Указанные факторы обуславливают:

- 1) подъем частиц большего размера по сравнению с расчетными;
- 2) увеличение скоростей частиц больших размеров и уменьшение меньших по сравнению со скоростями движения единичных зерен; получается как бы некоторое усреднение скоростей движения частиц;
- 3) уменьшение разницы между скоростями движения газа и частиц;
- 4) уменьшение различия между коэффициентами сопротивлений различной формы частиц. Заметим, что процесс подталкивания увеличивает скорость движения более крупных частиц, тогда как закручивание уменьшает ее.

Для улавливания пыли в сухом виде на углеобогатительных и брикетных фабриках применяется большое число пылеулавливающих аппаратов, весьма отличающихся друг от друга как по конструкции, так и по принципу действия.

К аппаратам, работа которых основана на использовании силы тяжести и силы инерции, можно отнести гравитационные сепараторы, разгрузочные и осадительные камеры.

К аппаратам, принцип работы которых основан на использовании центробежной силы, относятся циклоны и батарейные пылеуловители различных конструкций.

К аппаратам, принцип работы которых основан на использовании электрических сил, можно отнести электрофильтры. В электрофильтрах осаждение происходит в результате сообщения частицам пыли электрического заряда.

К аппаратам, принцип работы которых основан на фильтрации запыленного газового потока, можно отнести рукавные фильтры и другие пористые фильтры.

Среди аппаратов сухой очистки газов наибольшее распространение получили различные циклоны. Применение пылеосадительных камер и простейших по конструкции пылеуловителей инерционного действия оправдано для осаждения крупных частиц пыли. Очистка газов в электрофильтрах осуществляется для доведения запыленности отработанных газов до санитарных норм.

а) П ы л е у л а в л и в а ю щ и е к а м е р ы

Гравитационный метод улавливания пыли осуществляется в пылеулавливающих камерах. Принцип действия камер заключается в том, что запыленный газ (воздух) направляется в пространство, где обеспечена малая скорость движения газа (ламинарный режим). При движении газа пыль под действием силы тяжести оседает на дно камеры раньше, чем поток газа покинет ее. Упав на дно камеры при ламинарном движении, пылинки не могут быть унесены газом, так как на дне камеры имеет место наименьшая скорость газа и наибольшее трение пылинок о дно. При ламинарном движении газа скорость его должна быть менее 0,5 м/сек.

Очень важно быстро создать в начале камеры ламинарное движение газа, так как турбулентное движение, имевшее место в трубопроводах, продолжает оставаться значительное время и в камерах. При турбулентном движении газа осевшие пылинки могут быть подняты восходящими потоками опять вверх и унесены вместе с газами.

Гравитационный способ очистки газов является малоэффективным и неприменимым для улавливания тонкодисперсных частиц. Он находит применение для предварительной очистки газов от грубой пыли. Преимуществами этого способа являются: малое сопротивление, дешевая эксплуатация и простой уход. К существенным недостаткам относится необходимость сооружения большого объема помещения для камер и низкий к.п.д. Пылеулавливающие камеры находят незначительное применение на обогатительных фабриках.

б) Ж а л ю з и й н ы е и н е р ц и о н н ы е п ы л е у л о в и т е л и

В пылеуловителях этого типа выделение пыли из газового потока достигается действием инерционных сил при изменении направления движения потока газа; частицы пыли продолжают по инерции двигаться в том же направлении и выделяются из потока. Поток запыленного газа входит в пылеуловитель и, встречая на пути наклонно поставленные пластины, газ поворачивает в пространство между пластинами и уходит в зону, расположенную за пластинами, а частицы пыли по инерции двигаются

дальше, ударяются о пластины и, отражаясь от них, продолжают перемещаться, скопясь в узкой части аппарата, откуда они отводятся вместе с небольшим количеством газа в пылеуловитель другого типа. Таким образом, в жалюзийном пылеуловителе твердые частицы пыли полностью из газа не выделяются, а концентрируются в небольшой его части (около 10% от общего объема) и затем направляются в циклон или фильтр.

Основные выводы по этим пылеуловителям:

1. Скорость входа газа в аппарат принимают от 15 до 30 м/сек.
2. режим работы и конструкция пылеуловителя оказывают решающее влияние на эффективность действия жалюзийного пылеуловителя.
3. Уменьшение сечения щели для отвода запыленного газа в циклон с 10 до 7% от сечения входной камеры заметного снижения эффективности не вызывает; полагают, что это сечение можно уменьшить до 5%.
4. Степень очистки газа также зависит от угла наклона лопастей β ; оптимальный угол наклона лопастей $\beta = 30^\circ$; при большем и меньшем значении этого угла эффективность снижается.
5. Эффективность отделения пыли повышается с уменьшением шага лопастей t ; практически принимают $t = 50$ мм и меньше, особенно для малых размеров.
6. Форма лопастей также существенно влияет на эффективность очистки и сопротивление пылеуловителя.
7. Увеличение числа лопастей существенно не влияет на эффективность очистки.
8. Так как в жалюзийном пылеуловителе скорость принимается большой (примерно 15 м/сек), размеры его бывают обычно невелики, отсюда компактность таких золоуловителей является их характерным отличием.

Жалюзийные пылеуловители находят применение там, где не имеется места для установки более совершенных пылеуловителей и не требуется хорошей очистки газов; они успешно применяются в газоходах котлов для очистки дымовых газов.

в) Ц и к л о н ы

К инерционным пылеуловителям также относятся циклоны, которые получили широкое распространение для предварительной очистки запыленного газа. Простота конструкции, надежность в эксплуатации и легкость в обслуживании являются достоинствами этого типа пылеуловителей. Принцип действия пылеуловителей - циклонов следующий: запыленный газ подается в цилиндр по трубопроводу и получает вращательное движение, опускаясь вниз. Вследствие вращения газа и частиц возникают центробежные силы, которые действуют на частицы пыли и заставляют их оседать на внутренней поверхности цилиндрической и конической частях циклона; попав на поверхность циклона, пыль под действием силы тяжести и главным образом нисходящего потока оседает в коническую часть и через патрубок разгружается из циклона. Освобожденный от пыли газ, вращаясь по спирали, уходит в центральную часть циклона и далее по трубе – в атмосферу. С точки зрения аэродинамики циклоны следует разделить на два типа:

- 1) циклоны с тангенциальным подводом запыленного газа;
- 2) циклоны с осевым подводом запыленного газа.

У циклонов первого типа запыленный воздух подводится тангенциально.

Скорость воздушного потока и частиц будет различной: максимальной – в центре подводящей трубы и минимальной – по ее периферии.

В циклонах с осевым подводом запыленного воздуха угловая скорость вращения потока будет большей у оси вращения и меньшей на периферии циклона. В этих циклонах запыленный газ подводится параллельно оси по стрелкам и, встречая на пути направляющий аппарат в виде спирали, получает вращательное движение.

Существует оптимальная скорость, выше которой создается такое турбулентное движение газа в циклоне, которое мешает осаждению пыли, поэтому с увеличением скорости выше оптимальной к.п.д циклона не увеличивается. У циклонов с осевым направлением газа скорость осаждения зависит также и от конструкции направляющего аппарата. Отделение пыли из потока газа у этих циклонов происходит в процессе вращения потока и в момент поворота его при переходе в центральную отводящую трубу по причине поворота потока, когда частицы по закону инерции будут двигаться к месту разгрузки пыли.

Действующие циклоны с тангенциальным подводом газа конструктивно подразделяются на следующие типы:

- 1) циклоны с высокой цилиндрической частью;
- 2) циклоны с небольшой цилиндрической частью;
- 3) конические циклоны.

Действующие циклоны в основном различаются соотношением размеров указанных элементов циклона. Различие в размерах отдельных элементов циклонов объясняется, в основном, отсутствием общей теории работы их, которая позволила бы установить единую методику расчета циклонов. Поэтому разные авторы принимают различные соотношения между основными элементами. Так, некоторые считают, что цилиндрическая часть является наиболее ответственной, позволяющей улучшить условия отделения от потока пыли, поэтому она должна быть удлиненной; другие же ограничивают длину цилиндрической части до трех оборотов потока газа; третьи доказывают рациональность применения циклонов без цилиндрической части (конических). Сторонники удлинения цилиндрической части основываются на том положении, что при удлиненной цилиндрической части поток газа совершает большое число оборотов, газ находится длительное время в циклоне, за которое частицы пыли успеют осесть на поверхность циклона. Противники удлинения цилиндрической части утверждают, что при развитой цилиндрической поверхности средняя окружная скорость газа в 1,7 раза меньше скорости при входе. Для повышения этой скорости и, особенно для увеличения центробежной силы предлагается циклон делать коническим полностью. Имеются циклоны, у которых сечение цилиндрической части в виде эллипса. Ширину входного патрубка некоторые авторы рекомендуют принимать равной кольцевой части циклона; другие предлагают делать эту ширину меньше кольцевой части, считая при этом, что пылевой поток будет отклоняться от выхлопной трубы и заставит частички пыли оседать на поверхности циклона. Практика показала, что подвод газа возможно ближе к поверхности осаждения частиц пыли (поверхности циклона) и возможно дальше от выхлопной трубы значительно улучшает к.п.д циклона.

Из формулы $P = \frac{mv^2}{r}$ следует, что центробежная сила обратно пропорцио-

нальна радиусу вращения частицы r , т.е. с уменьшением радиуса увеличивается центробежная сила и, следовательно, улучшается эффективность пылеулавливания. Практика подтверждает это положение: циклоны с меньшим диаметром значительно лучше улавливают пыль, чем циклоны с большим диаметром.

В вопросах о соотношении между цилиндрической и конической частями циклонов нет окончательной ясности. Циклоны с большой цилиндрической частью работают более эффективно, но в то же время увеличение конической части также повышает эффективность улавливания пыли; циклоны с большой цилиндрической и небольшой конической частью работают несколько лучше, чем циклоны, имеющие малую цилиндрическую и большую коническую часть. Эффективность улавливания пыли в циклонах также зависит от запыленности газа, способности пыли истираться, подсоса воздуха и др. Опытами установлено, что к.п.д. циклона увеличивается с повышением концентрации пыли в газе. Но одновременно увеличивается и количество уносимой пыли в отводящих газах. Истирание пыли, подсосы газа уменьшают эффективность улавливания пыли в циклонах. Сложная зависимость работы циклона от многих факторов создает трудности в осуществлении эффективной работы их.

г) Батарейные циклоны

Как указано выше, циклоны, имеющие меньший диаметр, работают значительно эффективней. Объясняется это следующими обстоятельствами: увеличением центробежной силы, которая при данной периферической скорости обратно пропорциональна радиусу и меньшим путем движения частицы при осаждении в малых циклонах, чем в больших. Увеличение центробежной силы, возможно, осуществить путем увеличения скорости газа v . Опытами, однако, установлено, что при увеличении этой скорости более 20 м/сек, эффективность улавливания пыли почти не увеличивается, а сопротивление сильно возрастает. Уменьшение пути осаждения частиц можно достигнуть и в больших циклонах путем расслоения входящих потоков запыленного газа. Однако при этом усложняется конструкция циклона и несколько увеличивается сопротивление.

В существующих конструкциях циклонов увеличение степени очистки достигается за счет уменьшения радиуса циклона. Циклоны небольшого радиуса обладают малой производительностью, что вызывает необходимость установки большого количества таких циклонов. Установка большого количества циклонов конструктивно лучше осуществляется в объединении их в батареи. Применяют ряд конструкций батарейных циклонов, отличающихся размерами, конструкцией отдельных циклонов, способом подвода запыленного газа, компоновкой циклонов в аппарате, материалами, из которых они изготовлены.

Батарейные циклоны отличаются повышенным к.п.д. по сравнению с циклоном, так как имеют циклонные элементы небольшого диаметра.

Циклоны и батарейные циклоны могут успешно применяться для улавливания сравнительно крупной пыли (>5 мк), причем при улавливании крупной пыли к.п.д. циклона увеличивается, достигая 99%. Улавливание более мелкой пыли и, в частности, возгонов (размер частиц менее 1 мк) неэффективно, так как к.п.д. не превышает 30-50%. поэтому тонкая пыль более успешно улавливается в рукавных фильтрах и электрофильтрах, которые и следует рекомендовать для этой цели.

Для более крупной пыли циклоны и батарейные циклоны могут являться основными аппаратами улавливания с к.п.д., достигающим 90% и более.

Циклоны по своему устройству проще и стоимость изготовления их меньше по сравнению с батарейными циклонами: значительно меньше также расход металла на их изготовление (на 1000 м³ газа для циклонов НИИОгаз – 100-150 кг, а для батарейных циклонов – 200-250 кг). Отсюда во всех случаях, где не требуется тщательная

очистка газов от тонкой пыли, лучше устанавливать циклоны, которые более надежны в эксплуатации.

Имеются данные, что циклоны небольшого диаметра ($D_1 = 800$ мм) имеют такую же степень очистки газов, как и батарейные циклоны с элементами диаметром 250 мм. Так, при улавливании пыли с размером частиц около 5 мк циклоны типа ЦН-15 и ЦН-11 работают не хуже батарейных циклонов с розеточным направляющим аппаратом. При выборе пылеуловителя основными показателями должны быть: степень очистки газа, гидравлическое сопротивление, надежность в работе, стоимость изготовления циклона и эксплуатационные расходы.

В табл. 8.7 представлены сравнительные результаты очистки газов в циклонах типа ЦН и батарейных циклонах с различными направляющими аппаратами.

Таблица 8.7

**Приближенные данные о степени пылеулавливания и сопротивлении
в циклонах НИИОгаз и в батарейных циклонах**

Тип циклона	Диаметр циклона, мм	Степень улавливания пыли (%) для размеров частиц пыли ¹ , мк			Коэффициент гидравлического сопротивления, относенный к полному сечению циклона
		5	10	15	
ЦН-15	800	50	85	97,5	105
	600	55	87	98,0	
	400	69	89	98,5	
	200	77	93	99,0	
	100	83	95	99,5	
ЦН-15у	800	40	81	97	110
	200	70	91	99	
ЦН-24	1000	30	70	96	60
	500	41	79	97	
ЦН-11	800	65	90	98	180
	100	86	97	99,8	
Циклонный элемент с винтом	250	63	78	91	85
Циклонный элемент с розеткой	250	72	84	93	65
	150	78	88	95	
	100	82	91	99	

¹ удельный вес пыли 2,3 г/см³.

Из данных, приведенных в табл. 8.7 следует, что:

1) степень пылеулавливания в циклонах одинакового диаметра по сравнению с элементами батарейного циклона значительно выше;

2) одинаковую степень пылеулавливания циклоны и батарейные циклоны имеют в том случае, если диаметр циклона в 2-3 раза больше диаметра элемента батарейного циклона;

3) коэффициенты гидравлического сопротивления у батарейных циклонов ниже, чем у обычных циклонов, за исключением циклона ЦН-24, который имеет несколько пониженную степень пылеулавливания;

4) тонкая пыль (размером 5 мк и меньше) лучше улавливается в батарейных циклонах или в циклонах диаметром 100-200 мм, которые по причине их малой производительности устанавливать не следует.

Таким образом, для улавливания пыли размером >10 мк следует устанавливать циклоны; если же необходимо улавливать и более мелкую пыль, надлежит устанавливать батарейные циклоны.

Батарейные циклоны при одной и той же производительности имеют меньше габариты по сравнению с циклонами, поэтому при недостаточности места лучше устанавливать батарейные циклоны. Необходимо иметь в виду, что батарейные циклоны забиваются при наличии влажной пыли, поэтому их не следует устанавливать так, где хотя бы временно может появляться влажная пыль.

Циклоны и батарейные циклоны являются эффективными пылеулавливающими аппаратами и значительно больше технически совершенными, чем камеры и жалюзийные инерционные пылеуловители.

За период с 2008 года ГП «Укрнииуглеобогащение» проведены научно-исследовательские и проектно-конструкторские работы по усовершенствованию систем пылеулавливания барабанных сушилок ЦОФ «Комендантская», «Павлоградская», труб-сушилок ЦОФ «Октябрьская», «Пролетарская», «Колосниковская». В настоящее время ведутся работы по усовершенствованию систем пылеулавливания труб-сушилок ЦОФ «Дзержинская».

При этом в условиях дефицита производственных площадей были разработаны новые технические решения применительно к условиям каждого объекта.

Так, взамен разгрузочных устройств труб-сушилок институтом разработан новый гравитационно-центробежный сепаратор ГЦС-100, позволяющий более эффективно разгружать высушенный продукт и улавливать грубодисперсную пыль. Взамен батарейного пылеуловителя ПБЦ-100, разработанного институтом «Гипромашуглеобогащение», предложен групповой пылеуловитель ПГЦ-100, имеющий гораздо меньшие размеры и массу, более удобно komponующийся в существующих условиях. Взамен батарейного пылеуловителя ПБЦ-100 для технологической очистки отходящих газов барабанных сушилок разработана комбинированная циклонная установка КЦУ-100, позволяющая более эффективно производить улавливание грубо- и средне-дисперсной пыли в две стадии.

д) Электрофильтры

Электрическая очистка газов от пыли, появившаяся впервые в 1908 г., имеет широкое применение.

Практикой установлено, что тонкая пыль ($<2-5$ мк) наиболее успешно улавливается электрофильтрами; рукавные матерчатые фильтры по сравнению с электрофильтрами менее эффективно очищают газ от тонкой пыли и не применимы для химически агрессивных и горячих газов. К преимуществам электрофильтров относятся:

1) возможность получить газ любой чистоты, если не считаться с необходимостью установки фильтров больших размеров; практически степень очистки газов электрофильтрами принимают равной 90-99%;

2) незначительный расход энергии на пылеулавливание (0,1-0,8 кВт на 1000 м^3 /газа);

3) небольшая потеря напора в электрофильтрах (3-15 мм вод.ст.); общие затраты энергии также невелики;

4) возможность производить очистку газов почти при всех условиях, в том числе и при высоких температурах и химически агрессивных средах.

Принцип действия электрофильтров состоит в следующем. Запыленный газ пропускается между двумя электродами, из которых один имеет высокое напряжение,

а другой заземлен; в результате действия электрического поля высокого напряжения газы между электродами ионизируются и частицами пыли сообщаются заряды; последние притягиваются к электроду противоположного заряда, оседают на этот электрод, отдают свой заряд и скатываются в пылесборник. Очищенные от пыли газы удаляются в атмосферу.

Ионизация воздуха сопровождается движением полученных ионов и электронов, которые, встречаясь на пути с молекулами воздуха, расщепляют их на ионы. Таким образом, ионизируется весь объем воздуха между электродами, одновременно молекулы воздуха получают импульсы от движущихся ионов и начинают двигаться в определенном направлении, способствуя уносу частиц пыли к электродам. Явление это носит название «электрического ветра». При образовании большого количества ионов в однородном поле между электродами ток может значительно возрасти, появится искровой разряд (короткое замыкание) и выделится большое количество энергии с высоким нагреванием пространства между электродами и возможным взрывом пыли, что недопустимо.

Практически допускают пробирание газового слоя между электродами только на некоторой его части; остальную часть этого слоя превращают в изолятор между электродами. Это достигается путем подбора формы электродов и расстояния между ними. Подбор электродов заключается в том, что создают крайне неоднородное электрическое поле между электродами; последнее необходимо для того, чтобы вызвать пробивное состояние и сильную ионизацию у поверхности одного электрода и незначительное напряжение для создания изолирующего слоя у поверхности другого.

Напряженность вблизи провода настолько велика, что электроны и ионы разрушают нейтральные молекулы воздуха – ионизируют его. По мере удаления от провода к трубе напряженность падает и ударная ионизация прекращается. Это позволяет устранить искрообразование между электродами.

Во избежание искр между проводом и трубой при данном напряжении необходимо обеспечить определенное соотношение между радиусами трубы R и провода r .

Расчетом установлено, что для ионизации газа без короткого замыкания

$$\frac{R}{r} \geq 2,72. \quad (8.4)$$

Ионный разряд характеризуется появлением вокруг провода небольшого свечения, которое носит название коронного разряда.

Электрод, имеющий светящуюся корону, носит название коронирующего электрода. Обычно коронирующий электрод имеет отрицательный потенциал, допускающий более высокую критическую разность напряжений между электродами.

Если коронирующий электрод имеет высокий отрицательный потенциал, то от него движется большое количество электронов, которые превращают молекулы газа (оседая на них) в отрицательные ионы. В результате межэлектродное пространство имеет отрицательный заряд (униполярный заряд); положительные ионы, появляющиеся в результате разрушения молекул при наличии избытка электронов, либо быстро нейтрализуются, либо движутся к отрицательному электроду и отдают свои заряды. Второй электрод в этих случаях заземляют, на нем появляется положительный заряд и к нему движутся частицы пыли, введенные в межэлектродное пространство и получившие в нем отрицательный заряд.

На эффективность работы электрофильтров существенное влияние оказывают: напряжение, качество улавливаемой пыли и газовой среды, скорость газов в фильтре, размеры коронирующих электродов, правильное центрирование электродов; своевременная уборка пыли с электродов и очистка их от налипающей грязи; температура и влажность газов; знак коронирующих электродов; начальное содержание пыли в газах и т.д.

От приложенного напряжения зависит степень ионизации газа, величина получаемых зарядов пылинками и скорость движения их к осадительным электродам.

Экспериментально установлено, что при напряженности электрического поля равной 16 кВ/см, движущиеся ионы расщепляют молекулы газа на положительно заряженный ион и электрон, которые в дальнейшем производят ионизацию газа. Образование отрицательных ионов происходит путем присоединения электронов к нейтральным молекулам газа. Чем выше приложенное напряжение, тем интенсивнее происходит процесс ионизации газа и осаждения пыли в электрофильтр.

С увеличением приложенного напряжения возрастает количество электронов и отрицательных ионов в межэлектродном пространстве, увеличивается величина тока короны и улучшаются условия зарядки частиц пыли и их улавливание в аппарате.

Сила притяжения пылинки к осадительному электроду пропорциональна заряду и квадрату напряженности поля или квадрату приложенного напряжения, поданного на электроды фильтра.

Теоретически доказано, что при повышении приложенного напряжения на 10% скорость осаждения увеличится на 21%. Практически невозможно увеличить напряжение выше определенного предела, так как будет происходить короткое замыкание с потерей большого количества электроэнергии и даже наличия взрыва пыли. Величина тока короны при чистых коронирующих и осадительных электродах пропорциональна приложенному напряжению. При постоянных температурах, объеме газа и начальной запыленности величина тока короны будет также пропорциональна напряженности электрического поля.

При прочих равных условиях с увеличением температуры увеличивается ток короны. Однако, как показали опыты, степень очистки в электрофильтре с увеличением температуры газа снижается, так как с увеличением температуры возрастает объем газа, благодаря чему снижается эффективность работы электрофильтра. При нормальной работе электрофильтра его к.п.д. достигает 98-99%.

Скорость газа имеет существенное значение для эффективности работы электрофильтра, так как она определяет время пребывания частицы в межэлектродной зоне, в течение которого частица осажается на электрод. При этом предполагается, что скорость движения частицы равна скорости движения газа. За время движения газа в электрофильтре частица должна осесть на электрод, так как иначе она будет унесена потоком воздуха. Скорость движения газа в электрофильтре является величиной постоянной, которая обычно принимается:

- а) при необходимости хорошего улавливания тонких пылей в пластинчатых электрофильтрах 0,3-0,5 м/сек;
- б) то же, в трубчатых аппаратах 0,7-1,0 м/сек;
- в) при отсутствии необходимости тщательной очистки в пластинчатых электрофильтрах 0,7-1,0 м/сек (в отдельных фильтрах скорость достигает 1,25-2,5 м/сек);
- г) то же, в трубчатых до 1,5-2,0 м/сек.

Что касается скорости осаждения частиц, то она является величиной переменной. Вначале эта скорость будет равна нулю, потом, по мере увеличения величины

заряда, она будет возрастать до тех пор, пока сопротивление газа движению частицы не станет равным силам, действующим на частицу.

Для хорошей работы электрофильтров необходимо, чтобы все коронирующие и осадительные электроды были совершенно одинаковы, а все коронирующие электроды должны быть строго центрированы. На электродах не должно быть никаких острых углов, заусениц, граней, которые должны закругляться во избежание появления в этих местах коронирования и возможных пробоев в газе.

Своевременная уборка пыли и грязи с электродов положительно сказывается на эффективности работы аппарата.

Осаждаемая на коронирующих электродах пыль затрудняет образование короны, при оседании пыли слой утолщается, что ухудшает работу электрофильтров. Осаждение пыли на коронирующих электродах усиливается с понижением приложенного напряжения, а наличие пыли еще больше уменьшает это напряжение, содействуя дальнейшему осаждению. Поэтому не следует без надобности понижать напряжение на коронирующих электродах. Присутствие пыли на осадительных электродах также ухудшает работу электрофильтров. Пыль может перезарядиться и опять попасть в газовый поток.

Большое значение для работы электрофильтра имеет электрическое сопротивление слоя пыли, которое зависит от химического состава пыли, размеров ее частиц, температуры и влажности пыли и газа. Электрическое сопротивление слоя пыли бывает значительным (до 10^{12} - 10^{14} Ом/см).

Мелкая пыль имеет большее сопротивление, чем крупная. Увеличение температуры различно влияет на сопротивление: вначале с увеличением температуры сопротивление возрастает, а затем, после достижения максимума понижается. Влажность пыли во всех случаях снижает сопротивление. В хорошо работающих электрофильтрах удельное сопротивление должно быть снижено до 10^8 - 10^9 Ом/см.

Большое сопротивление слоя пыли вызывает обратную корону, заключающуюся в том, что на осадительном электроде в местах трещин слоя пыли сильно увеличивается напряжение и происходит образование положительных ионов, которые, двигаясь навстречу отрицательным, нейтрализует их и ухудшают процесс осаждения. Обратная корона увеличивает ток, но не улучшает осаждения, как это имеет место при увеличении напряжения коронирующего электрода, также увеличивающего ток, и связанную с этим степень очистки. Для уменьшения действия обратной короны не допускают накопления на осадительных электродах большого слоя пыли. Проводимость пыли увеличивается с повышением ее влажности и понижением температуры; поэтому во многих случаях увлажняют пыль путем вдувания воды, которая, испаряясь, понижает одновременно температуру. При мокром пылеулавливании слой осевшей пыли смывают. Наличие обратной короны обнаруживается понижением тока после встряхивания или промывки. Появление обратной короны сопровождается возрастанием тока.

Оседание грязи на электродах также ухудшает его работу. С чистыми электродами величина тока короны имеет большее значение при том же приложенном напряжении.

С повышением температуры в электрофильтрах возрастает ток короны с одновременным понижением критического напряжения, при котором происходит пробой пространства, вследствие чего во избежание образования искр необходимо понижать рабочее напряжение.

Понижение температуры сопровождается возрастанием влажности слоя пыли и увеличением ее проводимости, благодаря чему работа электрофильтра улучшается,

так как уменьшается вредное действие обратной короны. Понижение температуры дает возможность увеличить рабочее напряжение. Значительное понижение температуры сопровождается конденсацией паров, которые способствуют образованию коррозий на железных деталях фильтра.

Особенно это имеет место при наличии в газах паров H_2SO_4 и газовых компонентов SO_2 , Cl_2 , HCl , которые, растворяясь в воде, сильно увеличивают коррозию. Наличие влаги в газах улучшает процесс улавливания, так как повышает проводимость тока. Но влажность увеличивает коррозию, поэтому на практике предпочитают работать с относительной влажностью газа не выше 80-90%. На работу электрофильтров также влияет концентрация пыли в газе: чем больше концентрация, тем меньше степень очистки газа. Поэтому желательно перед фильтрами устанавливать более простой аппарат (например, циклон) для улавливания пыли и уменьшения концентрации пыли в поступающем в электрофильтр газе.

В заключение следует указать, что наличие большого количества пыли в газе может вызвать заклинивание короны, заключающееся в том, что движущиеся электроны и отрицательные ионы в большом количестве оседают на пылинках, которые движутся медленно; в результате этого сильно уменьшается ток короны, который моментами бывает еле заметен. Это значительно уменьшает пылеулавливание. Необходимо указать, что лучшее пылеулавливание достигается при отрицательном напряжении на коронирующих электродах. Это объясняется, во-первых, тем, что отрицательные электроны движутся быстрее положительных, во-вторых, при отрицательном поле допускается более высокое напряжение.

е) Рукавные (тканевые) фильтры

Принцип работы рукавных фильтров состоит в том, что запыленные газы пропускают через фильтрующую перегородку, на которой задерживается пыль; после накопления слоя пыли подача газа прекращается, а пыль вытряхивается в пылесборник. Крупная пыль осаждается на фильтрующей поверхности потому, что по размерам она не проходит через каналы тканей. Мелкая пыль также успешно осаждается вследствие столкновения частиц пыли с поверхностью волокон, на которых эти частицы и оседают, прилипая к ней. При дальнейшей работе фильтра каналы между волокнами заполняются пылью и на поверхности ткани образуется слой пыли, являющийся фильтрующей перегородкой, которая имеет меньшие поры по сравнению с перегородкой из ткани. Так как дальнейшее накопление слоя пыли создает трудные условия для фильтрации газов, пыль встряхивается и процесс фильтрации повторяется. При встряхивании пыли воздух подают в обратном направлении для прочистки ткани. Накопление большого слоя пыли на тканях не рекомендуется, так как в этом случае повышается давление на ткань, которая сильно изнашивается и начинает пропускать пыль.

Рукавные фильтры подразделяются на:

- 1) фильтры, в которые воздух подается под давлением;
- 2) фильтры, работающие под вакуумом с отсасыванием из них воздуха.

Кроме того, фильтры можно подразделять:

- 1) по размерам фильтровальных рукавов – фильтры с рукавами большого диаметра ($d = 400 - 500$ мм, длина ≈ 9 м) и фильтры, имеющие рукава небольшого диаметра ($d = 150 - 220$ мм, длина 2,2-3,4 м); последние применяются чаще;
- 2) по числу рукавов в секции и числу секций в фильтре. Секции с небольшим числом рукавов имеют обычно рукава небольших размеров, число рукавов 8-15. В

секциях с большим числом рукавов имеются большие и малые рукава; количество рукавов в секции доходит до 70-80, а иногда и до 150-160. Число секций в фильтре достигает 10-12;

3) по устройству встряхивающих механизмов – с механическим управлением клапанами и механическим распределительным устройством и встряхиванием рукавов; с пневматическим и электромеханическим управлением клапанами и встряхиванием рукавов.

Устройства для встряхивания рукавов и управления клапанами включаются в работу: автоматически через определенные промежутки времени; автоматически под действием импульсов, связанных с достижением предельной величины гидравлического сопротивления фильтрующей перегородки;

4) по способу встряхивания рукавов – с подачей обратной струи воздуха (газа) либо без таковой;

5) по материалам для корпуса фильтра – из листовой стали, железобетона, кирпича и дерева;

6) по форме корпуса – прямоугольная, круглая.

Температура газов, поступающих в фильтры во избежание конденсации паров должна превышать их температуру точки росы на 15-20°. Конденсирующийся пар увлажняет и замазывает поверхность ткани. При обратной подаче воздуха для продувки фильтра путем создаваемого в бункере разрежения последнее должно быть примерно 30 мм вод.ст. При охлаждении газов подсосом холодного воздуха и обратной продувке при помощи вентилятора разрежение в бункера принимается 10-15 мм вод.ст. Для нормальной эксплуатации фильтров без подсоса холодного воздуха и обратной продувки при помощи вентилятора разрежения перед фильтрами устанавливается порядка 3-5 мм вод.ст. Как указывалось, температура поступающего газа в фильтры из чистой шерсти или из смеси шерсти с синтетическим волокном должна быть не ниже 70 и не выше 100°, желательно 80-90°. Сопротивление ткани не должно превышать 90-100 мм вод.ст., а давление воздуха для продувки составляет 130-150 мм вод.ст. Вопрос контроля работы фильтров имеет большое значение, так как ухудшение очистки влечет за собой загрязнение выбрасываемого в атмосферу газа и потерю пыли. Чаще всего ухудшение очистки газа вызывается износом и порывом ткани или ее сбросом с мест закрепления. Оперативный контроль за очисткой газа заключается в том, что в пространство очищенного газа вводится чистый металлический пруток через небольшие отверстия (8-10 мм) на 1-2 мин. Покрытие прутка пылью показывает наличие порыва рукава. Таким способом находят секцию, где имеется порыв рукавов. Возможно также наблюдать за окраской очищенного газа, который при нормальной работе бесцветен, а при порыве ткани имеет темные потоки. Поврежденный рукав зашивается на месте или удаляется и заменяется новым; для этого секцию отключают при помощи перекрытия дроссельных клапанов. Частый порыв рукавов требует их полной замены, при этом замену следует производить комплектно всех рукавов фильтра новыми или отремонтированными и очищенными старыми, проработавшими одинаковое время. Очистка старых рукавов сопровождается их вытряхиванием и стиркой, затем тщательно ремонтируют и подбирают примерно одинаково изношенные в комплекты для повторного использования. Применение рукавных фильтров для очистки горячих газов требует обязательного охлаждения газов до 80-90°. Охлаждение может быть осуществлено:

1) смешиванием горячих газов с холодными (инертными) или с холодным воздухом;

2) охлаждением газов в поверхностных холодильниках;

3) испарением в горячих газах мелко распыленной воды.

В каждом конкретном случае необходимо учесть все преимущества и недостатки применяемого способа охлаждения; в некоторых случаях может оказаться более целесообразным применение мокрых пылеуловителей или электрофильтров. Промывание холодного воздуха увеличивает концентрацию кислорода в инертных сушильных газах и может привести к взрыву органической пыли; следует также принять во внимание и экономическую сторону вопроса.

Увеличение температуры выше допустимой ($t > 90^\circ$) быстро выводит из строя ткань рукавов фильтров; уменьшение температуры вызывает конденсацию паров и замазывание ткани, чем уменьшает срок ее службы. Шерстяные или смешанные с капроном ткани служат (в зависимости от характера и агрессивности газов и пыли, пылевой нагрузки и скорости фильтрации) от 4 месяцев до 1 года.

Правила техники безопасности предусматривают:

- 1) устранение вредного действия токсичных газов, очищаемых в рукавных фильтрах;
- 2) недопущение отравлений вредно действующей пылью;
- 3) предупреждение взрывов улавливаемой пыли;
- 4) предупреждение возникновения пожаров в фильтрующих установках;
- 5) устранение малозаметных, но длительных отравлений пылью или газами;
- 6) недопущение несчастных случаев при обслуживании механизмов и электрооборудования.

Исходя из сказанного, необходимо соблюдать следующие основные правила:

- 1) при очистке и ремонте фильтров, газоходов, охладителей и при необходимости производить работы внутри их следует находиться в респираторе и надевать защитные очки и соответствующую спецодежду;
- 2) запрещается производить сварочные работы внутри фильтра и газоотходов и рядом с ними;
- 3) запрещается курить в установках очистки газов фильтрацией;
- 4) необходимо осуществлять хорошую вентиляцию во всех местах образования пыли и выделения газов;
- 5) встряхивающие механизмы и передачи должны быть закрыты кожухами; оборудование и электродвигатели необходимо заземлять;
- 6) следует устранять образование искр при работе механизмов («бабка» должна падать на мягкую деревянную подкладку, клапаны должны иметь резиновое уплотнение во избежание трения металла о металл и т.д.);
- 7) во избежание отравлений, например свинцовых, необходимо:
 - а) чаще полоскать рот водой и не принимать пищи в фильтровальном помещении;
 - б) по окончании работы принимать душ, тщательно мыть руки перед едой;
 - в) перед работой плотно поесть и выпить молоко, защищающее от отравлений;
 - г) не пить алкогольных напитков, не курить;
- 8) во избежание засорений пылью газопроводов скорость в них должна быть не менее 15-20 м/сек.

Приведенные общие положения далеко не охватывают всех положений по технике безопасности, которые должны рассматриваться в каждом конкретном случае в зависимости от физико-химических качеств очищаемого газа и пыли.

Рукавные фильтры применяют в различных областях промышленности: на углеобогатительных фабриках при пневматическом обогащении, в цементной промышленности, на заводах цветной металлургии, в установках для промышленных венти-

ляций, в установках для приготовления пылевидного топлива, в мукомольной промышленности и т.д.

Вопрос о применении рукавных фильтров зависит от условий, в которых проявляются их достоинства и исключаются недостатки.

К недостаткам работы рукавных фильтров следует отнести:

1) наличие туманов кислот и масел, свободного серного ангидрида (SO_3), которые исключают применение рукавных фильтров, так как при этом ткань очень быстро выходит из строя – разъедается. В этих случаях лучше применять электрофильтры;

2) газы с высокой температурой ($>90^\circ$) не могут подаваться в матерчатые, шерстяные и хлопчатобумажные фильтры, так как ткань выходит быстро из строя;

3) газы, содержащие конденсирующие пары жидкостей, исключают применение рукавных фильтров;

4) для применения шерстяных рукавных фильтров требуется температура не более $80-90^\circ$, что не всегда имеет место;

5) наличие порывов рукавов, которые значительно ухудшают степень улавливания пыли;

6) сравнительно большая стоимость фильтров, трудоемкость ухода за тканью, соблюдение необходимых правил безопасности усложняют применение рукавных фильтров;

7) большое гидравлическое сопротивление и значительные размеры ее.

Вместе с тем рукавные фильтры обладают следующими преимуществами:

1) высокая степень улавливания даже тонкой пыли;

2) менее чувствительны к физико-химическим изменениям пыли и ее концентрации в исходном газе, чем, например, сухие электрофильтры;

3) фильтровальная ткань обслуживается менее квалифицированным персоналом по сравнению с электрофильтрами;

4) сухое улавливание пыли имеет большие преимущества по сравнению с мокрым пылеулавливанием.

Рукавные фильтры применяются при:

1) необходимости иметь высокую степень очистки газов от тонкодисперсной пыли;

2) наличии сухих газов и отсутствии вредно действующих на ткань примесей в газах;

3) температура газов $<90^\circ$.

При выборе установки с рукавными фильтрами следует произвести технико-экономическое сравнение с другими способами очистки газов.

Основными технологическими недостатками рукавных фильтров является намокание рукавов и их обрыв при повышенной влажности, а также их самовозгорание при высоких температурах. Рукава имеют малый срок службы (в цементной промышленности производится замена рукавов через 1,5-2 года эксплуатации), фильтр в целом имеет большие размеры. По указанным причинам рукавные фильтры также не нашли распространения в углеобогатительной отрасли.

ж) Зернистые фильтры с пневмоударной регенерацией ФЗГИ

Зернистые фильтры с пневмоударной регенерацией ФЗГИ предназначены для очистки от пыли технологических и аспирационных выбросов всех типов сухим способом. Фильтры способны очищать выбросы с повышенной влажностью и темпера-

турой, эффективно улавливать пыль с высокой абразивностью, слипаемостью и электросопротивлением. Фильтры предназначены для работы в различных отраслях промышленности: химической, металлургической, горнодобывающей, угольной, пищевой, цементной, стекольной, кирпичной, других строительных материалов, в теплоэнергетике, машиностроении и других отраслях.

Выпускается два типа указанных фильтров: фильтры-циклоны ФЗГИ и фильтры безбункерного исполнения ФЗГИ-Б.

Фильтр-циклон ФЗГИ состоит из цилиндрического корпуса с бункером, разделительной перегородки, кольцеобразных фильтровальных кассет и пневмоударного генератора. Крупно- и среднедисперсная фракция пыли улавливаются в циклонной части аппарата, образованной корпусом и разделительной перегородкой. Мелкодисперсная фракция улавливается в фильтровальных кассетах. Регенерация фильтровальных кассет осуществляется ударом мощной струи сжатого воздуха, создаваемой пневмоударным генератором. При этом происходит встряхивание кассет и их продукта.

Характеристика фильтров

Тип фильтра	ФЗГИ-0,5	ФЗГИ-1	ФЗГИ-2
Производительность, тыс. м ³ /ч	1,2	2,5	5,0
Степень очистки, %	98-99	98-99	98-99
Гидравлическое сопротивление, кПа	до 2,0	до 2,0	до 2,0
Температура газа, град. С	400	400	400
Давление сжатого воздуха, атм	2-6	2-6	2-6
Габаритные размеры	0,9x0,9x2	1.2x1,2x3	1,7x1,7x4
Масса, т	0,6	1,0	2,0

Особенностями зернистых фильтров с пневмоударной регенерацией являются:

- 1) возможность компоновки высокоэффективных, надежных и малогабаритных пылеулавливающих установок производительностью от 1 до 50 тыс. м³ газа в час;
- 2) сухой способ очистки, позволяющий возвращать уловленную пыль в производство;
- 3) долговечность фильтроматериала (гравий и др.) (срок службы до 10 лет и более), отсутствие подвижных частей и, как следствие, надежность аппарата. Высокая степень очистки обеспечивается в течение всего срока службы аппарата;
- 4) возможность работы как под разрежением, так и под давлением;
- 5) эффективная ударная регенерация при минимальных затратах сжатого воздуха;
- 6) минимальные эксплуатационные расходы и требования к обслуживанию.

Достоинствами зернистых фильтров являются: доступность фильтроматериала, его низкая стоимость и большой срок службы (гравий – до 10 лет), возможность работать при высоких температурах (до 400°С) и в условиях агрессивной среды, выдерживать большие механические нагрузки и перепады давлений, а также резкие изменения температуры. Долговечность фильтроматериала, отсутствие подвижных частей способствуют повышению надежности фильтра, повышенная удельная газовая нагрузка на фильтроматериал позволяет получить компактное оборудование на уровне эксплуатируемых пылеуловителей и применить их взамен существующих.

Перечисленные достоинства зернистых фильтров соответствуют требованиям условий эксплуатации существующего производства, а наличие пылеуловителей этого типа позволило бы решить имеющиеся проблемы в угольной промышленности.

Зернистые фильтры для углеобогащительной отрасли ни в СССР, ни в Украине не разрабатывались и поэтому в настоящее время является актуальным создание унифицированного типоразмера ряда зернистых фильтров с пневмоударной регенерацией производительностью от 10,0 до 100,0 тыс. м³/ч по очищаемым газам.

МОКРОЕ ПЫЛЕУЛАВЛИВАНИЕ

На сушильных установках углеобогащительных фабрик в качестве окончательной (санитарной) очистки газов применяются аппараты мокрого пылеулавливания. В аппаратах мокрой очистки газов пыль из газовой среды удаляется с помощью жидкости (воды), которая захватывает взвешенные частицы и выводит их из аппарата в виде шлама.

Очистка газов от взвешенных частиц в мокрых пылеуловителях современных конструкций делится на четыре основных стадии: подготовка газов путем их орошения на входе в аппарат; улавливание (смачивание) частиц пыли жидкостью; выделение уловленных частиц пыли (в виде шлама) из газового потока; удаление выделенной пыли из аппарата. Наиболее сложным является улавливание (смачивание) взвешенных частиц пыли, так как оно определяет в основном эффективность работы мокрого пылеуловителя. Установлено, что чем больше смачиваемость частицы пыли, тем меньше поверхностная энергия на границе раздела твердое тело – жидкость и тем вероятнее прилипание и захват частиц при соприкосновении (контакте) с жидкостью.

Исследованиями по улавливанию гидрофобной и гидрофильной пыли с помощью жидкости (воды и растворов (ПАВ) установлено, что плохая смачиваемость пыли заметно влияет на эффективность ее улавливания лишь для частиц размером менее 5 мкм, для частиц крупнее 5 мкм смачиваемость значения не имеет. Это влияние начинается сказываться лишь в том случае, когда частицы сталкиваются с каплями, обладающими малой кинетической энергией. При этом в зависимости от смачиваемости пылинки осаждаются в капле (полный захват гидрофильных частиц), остаются на поверхности капли (прилипание гидрофобных частиц) или остаются «воткнутыми» в каплю (несмачиваемые частицы, для которых $\Theta > 90^\circ$).

В случае если пылинка и капля жидкости имеют повышенную кинетическую энергию, т.е. когда энергия столкновения за счет нормальной к поверхности капли составляющей относительной скорости капли и частицы превысит работу погружения этой частицы в жидкость, происходит полный захват пылинки каплей. При этом сил адгезии $F_{\text{ад}}$ вполне достаточно для удержания пылинки каплей в условиях наступившего равновесия.

Для погружения частицы в каплю и удержания ее последней необходимо преодолеть противодействие сил поверхностного натяжения F_σ , т.е. выполнить условие $F_{\text{ад}} \geq F_\sigma$.

Согласно теории адгезии, в воздушной (газовой) среде при влажности воздуха (газа), превышающей 65% (что соответствует условиям работы мокрых пылеуловителей), адгезия частиц происходит в основном за счет действия капиллярных сил. При ускорении капли или частицы в момент их столкновения сила поверхностного натя-

жения составит $F_{\sigma} = -ma$. Из условия $F_{ад} \geq F_{\sigma}$ вытекает условие проникновения и захвата частицы пыли каплей.

При взаимодействии жидкости с частицей пыли, на поверхности которой находится адсорбированная газовая пленка или пузырьки газа, необходимо затратить энергию, равную $2\sigma_{ж.г}$, для того чтобы вытеснить адсорбированную газовую пленку с поверхности частицы и ее смочить.

Поверхность жидкости достаточно надежно удерживать частицы, движение которых характеризуется значением $Re > 5$. Частицы пыли малых размеров или соударяющиеся с поверхностью жидкости с малыми скоростями, погружаются в воду на глубину менее радиуса частицы пыли. Эти частицы могут быть сорваны газовым потоком, если они имеют высокую гидрофобность. При $Re > 1000$ и толщине поверхности жидкости < 20 радиусов частицы пыли возможен отскок частиц пыли от твердой стенки, покрытой жидкостью, и вторичный выход частицы пыли в газовый поток.

Инерционное осаждение угольной пыли происходит в случае, если масса частиц или скорость ее движения настолько значительны, что она не может следовать вместе с газом по линии тока, огибая препятствие и, стремясь продолжить по инерции свое движение, сталкивается с препятствием и осаждается на нем. При криволинейном движении газового потока, а также при обтекании препятствий возникают и развиваются центробежные силы, под действием которых взвешенные частицы сталкиваются каплями или пленкой жидкости на поверхности препятствий и стенок аппарата. Сущность такого осаждения пылевых частиц заключается в том, что при обтекании запыленным газовым потоком шарообразной капли воды линии тока разделяются при подходе к капле и смыкаются после ее прохождения.

Инерционный захват пыли водяной завесой можно рассмотреть исходя из следующих условий. При использовании кинетической энергии капель орошающей жидкости или самих частиц пыли те условия, которые необходимо соблюдать во время их столкновения, будут следующими:

$$\frac{M \cdot v_{отн}^2}{2(\pi d_n^2)} = 2\sigma_{ж.г}, \quad (8.5)$$

где M - масса частицы пыли; $\sigma_{ж.г}$ - свободная удельная поверхностная энергия раздела жидкости с газовым потоком.

Из приведенной формулы видно, что при прочих равных условиях эффективность смачивания частиц пыли жидкостью зависит, прежде всего, от их массы и размеров, т.е. для частиц меньшей массы требуется большая относительная скорость в момент их контакта с жидкостью. Расчетные данные по полученной выше формуле показывают, что под действием сил инерции эффективно осаждаются на каплях воды только частицы пыли крупнее 1 мкм.

В вышеприведенной зависимости учтены условия захвата частицы каплей или пленкой жидкости в виде энергии, необходимой для удаления адсорбированной пленки газов с поверхности частицы, что особенно важно для расчетов эффективности процесса и совершенствования мокрых пылеуловителей на углеобогатительных фабриках. Согласно этим условиям, скорость столкновения частиц угольной пыли с каплей или пленкой жидкости, необходимая для их эффективного контакта, должна быть

не менее 131,6; 41,4; 18,6 и 13,2 м/с для частиц пыли крупностью соответственно 0,1; 1; 5; 10 мкм.

Эффективность работы мокрых пылеуловителей зависит также от влажности очищаемых газов. Находящаяся в газах влага адсорбируется на поверхности частиц, образуя слой жидкости, и проникает внутрь пылевой частицы. При этом взвешенная в газе частица укрупняется и утяжеляется, что облегчает ее последующее осаждение в аппарате. Повышению эффективности очистки газов в мокрых пылеуловителях способствует также конденсация водяных паров при орошении водой запыленного газового потока. Эффективность улавливания частиц пыли в результате их конденсационного укрупнения можно оценить по данным экспериментальных работ НИИОгаза. При конденсационном улавливании высокодисперсной пыли тип аппарата не играет решающей роли, если потери механической энергии на осуществление процесса приблизительно одинаковы. Эффективность процесса рассчитывается в этом случае по формуле

$$\exp\left(\frac{1}{1-\eta}\right) = 1,97 \Delta y^{0,34}, \quad (8.6)$$

где Δy - перепад влагосодержания сухих газов, кг/кг.

Расчет по этому уравнению для условий работы мокрого пылеуловителя сушильных установок показывает, что при $\Delta y = 0,2-0,2$ кг/кг эффективность улавливания угольной пыли возможно увеличить на 8-10% за счет конденсации.

Мелкие частицы испытывают непрерывное воздействие молекул газа, находящихся в движении, обусловленное различными причинами (броуновское движение, конвективные токи, стефановское течение и др.).

В результате захвата мелких частиц потоком увеличивается вероятность столкновений и осадений их на поверхности обтекаемых тел (капель, препятствий) и стенок аппарата. Влияние диффузионного эффекта на пылеулавливание резко возрастает в турбулентном потоке газов. Эффект касания (зацепления) наблюдается, когда расстояние от центра частицы, движущейся с газовым потоком, до поверхности обтекаемого тела равно или меньше ее радиуса. Каждый из перечисленных механизмов осаждения наиболее характерен для частиц определенного размера, однако при соответствующих условиях возможно их совокупное влияние на улавливание пыли.

Основными направлениями по увеличению степени очистки газов следует считать: повышение тонкости распыления жидкости и увеличение количества капель в контактных устройствах аппаратов мокрого пылеулавливания; увеличение разности скорости капель и частиц в зоне их контакта; конденсационное укрупнение мелких частиц пыли.

Для эффективной очистки газов на сушильных установках зарубежных обогатительных фабрик широко применяются орошаемые трубы Вентури, одиночные или в блоке, с повышенными скоростями пылегазового потока (более 80 м/с) и расходом воды на орошение 800-2400 г/м³ газа. При этом большое внимание уделяется способу подачи жидкости в горловину трубы Вентури и интенсивному диспергированию жидкости после оросителей, а также начинают находить применение орошаемые коллекторные решетки и другие устройства и насадки для эффективного контакта пыли с жидкостью. В числе последних и наиболее совершенных аппаратов мокрого пыле-

улавливания можно отметить пылеуловители типа МПР, разработанные ИОТТ и Гипромашуглеобогащением.

Работа мокрых пылеуловителей характеризуется следующими показателями: коэффициентом эффективности очистки, скоростью газов и производительностью аппарата (по газу), гидравлическим сопротивлением; расходами энергии воды, затратами на газоочистную установку, стоимостью очистки газов.

В зависимости от конструкции аппарата применяются различные способы контактирования пылегазового потока с орошающей жидкостью. Первая схема контакта характеризуется тем, что запыленный газовый поток, движущийся прямолинейно, проходит через завесу разбрызгивающей жидкости. К аппаратам, работающим по первой схеме, относятся прямоточные скрубберы типа АПМ.

Вторая схема контакта пылегазового потока с орошающей жидкостью основана на использовании движущихся пленок жидкости, с которыми контактируются взвешенные в газах частицы. По данной схеме работают центробежные скрубберы ЦС-ВТИ и частично аппараты МП-ВТИ.

По третьей схеме взвешенные частицы контактируют с жидкостью в основном в результате действия инерционных сил при резком изменении направления движения пылегазового потока над поверхностью жидкости во время его прохождения через слой жидкости, а также через группу смоченных препятствий (коллекторов). По этому принципу работают мокрые пылеуловители, оснащенные пылесадительными решетками различных конструкций. К этим аппаратам можно отнести мокрые пылеуловители типа МП-ВТИ, АПМ и частично типа МПР.

Четвертая схема контакта взвешенных частиц с жидкостью основана на интенсивной диспергации орошающей жидкости с помощью газового потока, движущегося с высокой скоростью, без применения внешней энергии и создания высоких относительных скоростей образующихся капель и пылевых частиц в зоне их контакта. Осаждение частиц пыли на каплях орошающей жидкости также способствуют инерционные силы и турбулентность газового потока. К пылеуловителям, работающим по данной схеме, можно отнести скоростные (турбулентные) мокрые пылеуловители, т.е. аппараты с трубой Вентури, а также аппараты МС-ВТИ, МПР, скрубберы с трубами Вентури и пылеуловители типа «Эрмикс».

В первый период освоения сушки угля на углеобогатительных фабриках на еще малопроизводительных сушильных установках применялись центробежные скрубберы типа ЦС, конструкции Всесоюзного теплотехнического института (ВТИ).

В эти аппараты очищаемый газовый поток подается в нижнюю часть тангенциально со скоростью около 20 м/с. Внутренняя поверхность скруббера непрерывно орошается водой из сопел, размещенных по окружности и объединенных водораспределительным кольцом из трубы диаметром 50 мм. Сопла установлены так, что струи воды направлены тангенциально к внутренней поверхности аппарата в сторону вращения газового потока, в связи с чем она смачивается без образования брызг. Давление воды у оросительных сопел 0,98-1,47 Па. Несколько выше сопел в аппарате установлен кольцевой козырек, уменьшающий вынос брызг.

Среднюю скорость газов, рассчитанную на полное сечение цилиндрической части аппарата, принимают 4-5,5 м/с. Расход воды составляет 90-125 г/м³, он принят исходя из условия орошения внутренней поверхности скруббера $B_{ae} = 0,14 \cdot 10^3 \pi D_{\tilde{n}\tilde{e}\tilde{\delta}} = 0,14$ л/(м·с), когда толщина пленки воды на все пути своего движения будет не менее 0,3 мм.

Для скруббера диаметром, отличным от 1 м, коэффициент очистки газов рассчитывается по формуле

$$\eta_D = 100 - (100 - \eta) \sqrt{D_{\text{н\ddot{e}}\delta}}, \quad (8.7)$$

где η - эффективность скруббера диаметром 1 м, %.

По данным ВТИ, степень очистки газов в скруббере не зависит от смачиваемости пыли, изменения удельного расхода воды в пределах 60-140 г/м³ и концентрации пыли в газах до 20 г/м³. Коэффициент гидравлического сопротивления, отнесенный к скорости газов в цилиндрической части аппарата, зависит от диаметра скруббера и составляет:

Диаметр скруббера, м	0,60	0,70	0,80	0,90	1,0	1,10	1,20	1,30	1,40	1,50	1,60	1,70
Коэффициент гидравлического сопротивления	46,5	42,8	40,3	38,6	37,3	36,6	35,8	35,7	34,7	34,1	33,8	33,5

На сушильных установках углеобогатительных фабрик используются скрубберы типа ЦС-ВТИ диаметром 1,1 и 1,3 м, которые устанавливаются группами: первые по три-четыре аппарата, вторые по два аппарата на сушильный агрегат.

Мокрое пылеулавливание значительно улучшается с укрупнением частиц пыли, поэтому в первую очередь следует создать условия для укрупнения частиц (коагуляции), а потом производить улавливание пыли. Укрупнение частиц пыли достигают различными способами: коагуляцией частиц в ионном поле; коагуляцией путем большого удара о струю воды и коагуляцией при помощи звуковых и ультразвуковых волн высокой частоты. Коагуляция в ионном поле может быть достигнута при наличии разноименных зарядов на частицах или осаждением мелких частиц на электродах, где они скапливаются.

В зависимости от способа подачи воды, мокрые пылеуловители подразделяются на 4 группы:

1. Пленочные пылеуловители, в которых вода стекает по стенкам в виде тонкой пленки.
2. Орошаемые пылеуловители, в которых жидкость образует при стекании сплошную завесу по всему сечению при помощи специальных душевых устройств.
3. Комбинированные пылеуловители, совмещающие первые два способа.
4. Мокрые фильтры (пенные пылеуловители), в которых запыленный воздух пропускают через слой воды.

К первой группе относятся:

- 1) циклон с водяной пленкой ЛИОТ;
- 2) пленочный пылеуловитель с вертикальными насадками.

Ко второй группе относятся:

- 1) скруббер с насадкой;
- 2) пылеуловитель шахтного типа;
- 3) мокрый пылеуловитель Карагандинской ЦОФ;
- 4) механический газопромыватель (дезинтегратор);
- 5) центробежный турбинный пылеуловитель;
- 6) многозонный пылеуловитель;
- 7) пылеулавливающая башня с решетками и спиральным орошением;

- 8) горизонтальные пылеуловители с орошением;
- 9) орошаемый циклон;
- 10) прямоточный мокрый пылеуловитель;
- 11) камеры мокрой очистки.

К третьей группе относятся:

- 1) центробежный скруббер ВТИ;
- 2) мокрый центробежный слоевой пылеуловитель.

Четвертая группы включает:

- 1) простой мокрый фильтр;
- 2) мокрый фильтр с решетом;
- 3) слоевой фильтр;
- 4) другие пенопылеуловители.

На углеобогатительных и углебрикетных фабриках в основном применяются скрубберы ВТИ, прямоточные пылеуловители, орошаемые циклоны и мокрые пылеуловители типа МПР.

При сжигании в топках многосернистых углей очистка дымовых газов осуществляется в скрубберах с насадкой, а для других марок углей применяют пылеуловители пленочные с вертикальными насадками или аппаратами шахтного типа.

В металлургической промышленности устанавливаются башни с решеткой и скоростные турбулентные пылеуловители.

Мокрые пылеуловители на углеобогатительных фабриках применяются в сушильных установках для тонкой очистки дымовых газов и на брикетных фабриках при окончательной очистке воздуха для обеспыливания прессов. Применение мокрых пылеуловителей допустимо либо в случаях, когда улавливаемые твердые частицы пыли либо не представляют ценности и могут быть удалены вместе с водой, либо при наличии шламовых отстойников, способных уловить мелкие твердые частицы. Применение мокрых золоуловителей на электростанциях целесообразно при гидравлическом транспортировании уловленной золы и при малом содержании серы. При высоком содержании серы повышается кислотность воды и затрудняется сброс ее в водоемы.

Скрубберы с насадкой находят широкое применение для очистки и охлаждения технологических газов и для улавливания газообразных примесей (SO_2 , HCl , H_2S , Cl_2 и т.д.).

Для охлаждения и химической очистки газов, а также для одновременного улавливания частиц пыли крупнее 1-2 мк применяются пенные скоростные аппараты. Вопросы применения способа пылеулавливания (сухой, мокрый) и выбора аппарата должны решаться в каждом отдельном случае в зависимости от местных технологических условий.

Полное решение экологической задачи при термическом обезвоживании мелкого концентрата возможно при замене сушильных установок механическим обезвоживанием. При этом влажность общего концентрата не должна превышать 10%, так как на сушку в большинстве случаев направляется смесь мелкого концентрата отсадки, шламовых продуктов и флотоконцентрата, то необходимо рассмотреть возможности механического обезвоживания каждого из указанных продуктов как совместно, так и по отдельности.

8.2 Технологическо-экологический инжиниринг при складировании угольной продукции

8.2.1. Общие сведения

Угольные склады в соответствии с [207] в зависимости от технологии их загрузки и разгрузки, а также используемого оборудования классифицируются следующим образом:

а) по виду

- 1) склад закрытый (СЗ);
- 2) склад открытый (СО);

б) по емкости (типоразмер) в соответствии с таблицей 8.8.

Таблица 8.8

Типоразмеры угольных складов

СЗ		СО	
Вместимость, м ³	Типоразмер	Вместимость, м ³	Типоразмер
500	СЗ-1	10000	СО-1
1000	СЗ-2	20000	СО-2
2500	СЗ-3	30000	СО-3
5000	СЗ-4	40000	СО-4
10000	СЗ-5	50000	СО-5

в) по загрузке емкостей

1) складов СЗ

- конвейерами перемешивающими;
- сбрасывателями барабанными;
- разгрузочными тележками;

2) складов СО

- конвейерами стационарными;
- спусковыми желобами;
- конвейерными стрелами;

г) по размещению угля:

1) в складах СЗ

- отсыпкой первичных конусов;
- заполнением емкостей секций;

2) в складах СО отсыпкой

- первичных конусов;
- штабелей хребтовых;
- штабелей секторных;

д) по разгрузке:

1) складов СЗ питателями

- качающимися;
- лопастными;
- вибрационными;

2) складов СО

- с гравитационной разгрузкой;
- с принудительной разгрузкой;
- с комбинированной разгрузкой;

ж) по применяемому оборудованию:

1) складов СЗ

- конвейерами стационарными;
- конвейерами перемещающимися;
- погрузчиками;
- конвейерными стрелами;

2) складов СО

- машинами непрерывного действия: роторными погрузчиками, штабелекладчиками, конвейерами, разгрузчиками, конвейерными стрелами;
- машинами циклического действия: конвейерно-грейферными перегрузчиками, грейферными кранами, питателями – перегрузчиками, экскаваторами, скреперами, бульдозерами, погрузчиками.

Техническая характеристика разгрузки угольных складов не должна превышать техническую производительность комплексов погрузки угля в железнодорожные вагоны.

Вместимость угольных складов определяется в метрах кубических от объема среднесуточной отгрузки угля, умноженного на коэффициент:

для шахт	от 1,5 до 8,5;
для разрезов	8,5 и больше;
для обогатительных фабрик	от 1,0 до 3,0.

8.2.2. Эксплуатация угольных складов

Складирование и хранение угля должно производиться в соответствии с «Инструкцией по эксплуатации складов для хранения углей на шахтах, разрезах, обогатительных фабриках и сортировках».

Длительное хранение топлива связано с его значительными качественными и количественными потерями. Ископаемые угли ухудшают свои свойства как в качестве топлива, так и в особенности, в качестве технологического сырья. Кроме того, хранение углей приводит к их самонагреванию и самовозгоранию. Абсолютная величина этих потерь зависит как от свойств хранящегося топлива, так и от условий хранения.

Величина снижения теплоты сгорания зависит от продолжительности хранения, марки угля, максимальной температуры в штабеле и других условий. По исследованиям ЦНИИ МПС, если температура угля в штабеле не превышает 30°, то потери теплоты сгорания донецких газовых углей за два года хранения доходят до 2%, при 40° - до 3%, при 50° - до 4%.

Потеря в 2% получается при 50° за 1 год хранения, при 70° - за 7 месяцев, при 90° - за 3 месяца, при 100° - за 2 месяца.

Изменение гранулометрического состава зависит от типа углей и условий хранения. Так, например, на основании опытных данных при хранении антрацита марки АК в штабеле высотой более 3,5 м происходит интенсивное разрушение кусков и количество мелочи доходит до 46-50%.

Понижение термической устойчивости углей приводит к снижению к.п.д. котельных установок до 10-15%.

Количественные потери энергетических углей при хранении на складах составляют в среднем 4-6% в год.

Важнейшим из технологических показателей является коксуемость, потеря которой при хранении обнаруживается гораздо раньше, чем начинают изменяться другие показатели качества угля. Потери спекаемости и коксуемости составляют по ряду данных от 10 до 50% за месяц хранения. Многие угли после 20-30 дней хранения дают кокс, не выдерживающий нормальной барабанной пробы.

В процессе хранения коксующихся углей наблюдается: повышение прочности кокса жирных углей в начальной стадии их окисления; прогрессивное систематическое снижение прочности кокса из углей других марок и понижение прочности кокса из шихт, в состав которых входят окисленные угли. Поэтому сроки хранения карагандинских углей на коксохимических заводах не должны превышать 1 месяц, других коксующихся углей – 1,5-2 месяца. По мере изменения сроков хранения углей на складах понижается выход из углей смолы, в газах наблюдается увеличение содержания CO и CO₂.

Таким образом, длительное хранение запасов технологических углей без специальных методов складирования просто невозможно, так как оно часто совершенно обесценивает их качество.

Чем больше мелочи находится в углях, тем быстрее может произойти его возгорание. Соотношение классов крупности угля (ориентировочно +13, 6-13, 3-6 и 0-3 мм) в штабеле должно иметь отношение 1:0,41:0,33:0,15. В этом случае происходит снижение объема пустот с 50 до 15% при условии послойной утрамбовки.

Ориентировочно приняты следующие уровни температур в штабеле:

- бурый уголь - 40-60 град.;
- газовый, длиннопламенный - 60-70 град.;
- коксовый - 60-80 град.;
- антрацит - 70-90 град.

Нижний уровень температуры означает необходимость ее постоянного контроля. Верхний уровень предопределяет принятие специальных мероприятий по устранению очагов нагрева или разборку штабеля.

Рекомендуемая масса 1 штабеля:

- каменные угли - 2,5-3,0 тыс. т;
- антрацит - 5,0-10,0 тыс. т.

Рекомендуемые геометрические размеры штабеля:

- тип – призматический;
- сечение штабеля – равнобедренная трапеция;
- ширина основания – 16-18 м;
- угол откоса в зависимости от марки угля.

Ширина верхнего основания должна предусматривать безопасное передвижение уплотняющего катка или бульдозера.

Длительное хранение углей (более 1 года) должно осуществляться в уплотненных штабелях (кроме сортового топлива, где недопустимо измельчение). Однако этот вид складирования имеет следующие недостатки:

1) унос мелочи с поверхности штабеля, особенно когда штабелирование ведется в ветреную погоду;

2) трудность разборки уплотненного штабеля высоковлажного угля в зимних условиях. Обычно штабель такого угля в зависимости от климатических условий промерзает на глубину от 0,7 до 1,0 м. Прочность смерзшегося уплотненного слоя уг-

ля настолько велика, что для разборки штабеля приходится прибегать к взрывным работам;

3) необходимость иметь катки определенного веса, которые не всегда имеются на угольных складах.

Период и продолжительность закладки штабеля имеют исключительно важное значение для сохранности штабелируемого угля. В штабелях, заложенных в условиях отрицательных температур воздуха и грунта, максимальные температуры не превышают 40 град.

Штабеля должны закладываться только на естественный грунт.

Под угольные склады, независимо от их типа, следует отводить участки, не затопляемые паводком. Если же такого места нет, то территория угольного склада должна быть защищена от затопления.

При наличии высоких грунтовых вод, которые могут вызвать увлажнение подошвы штабеля, по границам складской площади устраивается дренаж или поглощающие колодцы. Дренажные каналы могут устраиваться и на самой площадке на расстоянии 25-50 м одна от другой, и располагаться перпендикулярно продольной оси склада.

Площадки угольных складов планируются с уклоном для стока воды, причем с нагорной стороны территория склада ограждается канавой, препятствующей доступу воды на площадку склада.

Верхний слой грунта площадки, на которой непосредственно складировается уголь, должен быть плотно утрамбован с удалением растительной почвы, корней растений, щепы и т.д.

Во избежание загрязнения угля при его хранении рекомендуется площадку склада устраивать с глинистым или шлако-глинистым покрытием, состоящим из тщательно утрамбованного слоя в 12-15 см. Причем утрамбованный слой в течение 3-5 дней поливается водой.

Уплотняющая нагрузка для штабеля не должна превышать 0,2 МПа.

Максимальная высота отдельно уплотняемого слоя угля может быть принята: для бурых углей 1,5-1,8 м, для каменных – 2 м.

Общая высота штабеля может быть неограниченна и обуславливается лишь техническими возможностями механизмов, применяемых для формирования штабеля, и условиями, изложенными в табл. 8.8.

Высота штабеля зависит от марки угля и сроков хранения.

Для антрацитов и углей марки Т высота штабелей не ограничена.

Для углей коксовых со сроком хранения не более 10 суток высота штабеля должна быть не выше 15 м, при более продолжительном хранении не выше 12 м.

Для углей марки Д при хранении не более 10 суток высота штабеля должна быть не выше 12 м, при более длительных сроках хранения не выше 10 м.

При отсыпке угля в штабели должны соблюдаться следующие противопожарные разрывы и проезды:

1) пожарные проезды между штабелями угля – не менее 6 м;

2) проходы между штабелями 2 м;

3) проходы от нижней кромки угольного штабеля:

- до оси ближайшего железнодорожного пути - 2,5 м;

- до полуогнестойких и полусгораемых зданий - 15 м;

- до сгораемых зданий - 20 м;

- до складов горюче-смазочных и лесных материалов - 60 м;

- до вентиляционной шахты, шурфов для подачи свежего воздуха в шахту - 60 м.

Распределение температур в неуплотненном и уплотненном штабелях различно. В хорошо уплотненном штабеле градиент температур по его высоте невелик и в летний период после годовичного хранения обычно составляет 10-12 град. В уплотненных штабелях, после первых 5-8 месяцев хранения, обязательно ведет к стабилизации штабельных процессов.

Если же начальное окисление протекало интенсивно, то в штабеле может возникнуть высокотемпературный очаг. Однако в хорошо уплотненном штабеле такой очаг не получает большого развития и может быть локализован и ликвидирован. Для этих целей могут быть рекомендованы следующие мероприятия: при температуре 60-70 град. – повторная укатка; при 80-100 град. – укатка с нанесением ингибитора и покрытия; при 100 град. – тщательное уплотнение с нанесением ингибитора и изолирующего покрытия (например, раствором: глина-песок, глина-известь; зимой - ледяная корка и т.д.).

Иначе идет изменение температур в неуплотненном или недостаточно уплотненном штабеле. Градиент температур по высоте такого штабеля уже в начальный период хранения может достигнуть 60-70 град. Нагревание угля распространяется с откосов в глубь штабеля вплоть до его центра, причем с ростом температур зона максимального нагрева перемещается вверх по штабелю. Локализация высокотемпературных очагов в таких штабелях затруднена и штабеля подлежат разборке.

Толщина пластического слоя \bar{O} в обогащенных газовых углях в пределах допустимых сроков хранения по температуре в штабеле (30 дней) изменяется незначительно, а к 60 дням изменяется (по данным исследованного штабеля) с 19 до 15 мм, т.е. на 21,1%. Для рядовых газовых углей изменения \bar{O} более значительно. К 30 дням \bar{O} изменился с 17 до 13 мм, т.е. на 23,5%.

Более заметное изменение толщины пластического слоя наблюдается у углей марок К, Ж, ПС, ОС, ПЖ, которое может достигать к 60 дням до 40%.

Срок хранения коксовых углей в неуплотненном состоянии 30 дней, в уплотненном – 45 дней. Срок хранения обмасленных обогащенных углей в весенне-зимних условиях может быть допущен до 120 дней.

Срок хранения углей зимой в одинаковых штабелях может быть в 1,5-2 раза больший, чем летом.

Хранение рядовых углей происходит при температурных режимах на 10 град. меньше, чем концентратов из-за их более интенсивного окисления, связанного, по мнению некоторых ученых, с большим наличием в рядовом угле минеральных примесей и, в первую очередь, пирита.

Предохранение углей от окисления осуществляется путем:

- послойного уплотнения;
- добавки различных масел;
- ингибиторов;
- защитных покрытий.

На угольных складах при хранении угля более 10 суток должен осуществляться ежедневный контроль за температурой угля в штабеле и поверхностью штабеля.

Контроль температур угля в штабелях должен предусматривать ее замер в любой, при необходимости, точке штабеля с помощью переносных штанговых термометров и постоянный стационарный замер температур в контрольных точках с выводом показателей на дисплей.

Точки постоянного контроля температуры штабеля располагаются на расстоянии 5-6 м друг от друга. Для оборудования точек контроля применяются металлические трубы диаметром не менее 50 мм и заверенным нижним концом.

Трубы устанавливаются на высоте не более 0,5 м от подошвы штабеля, а их верхние концы должны выступать над поверхностью штабеля на 0,2 м и плотно закрываются пробками.

Внешними признаками самовозгорания угля служат:

- появление за 1 ночь на поверхности штабеля, близкой к очагу самовозгорания, влажных пятен, исчезающих с выходом солнца;
- появление белых пятен, исчезающих после дождя;
- в зимнее время, при наличии снежного покрова на штабелях, появление проталин на снегу.

При обнаружении указанных признаков следует немедленно применять меры к отысканию очагов самонагревания и их устранению.

Из опыта эксплуатации складского хозяйства следует:

- максимальный угол откоса складываемого материала не должен превышать при работе бульдозеров на подъем 25 град., а при работе под уклон – 30 град.;
- штабеля топлива должны располагаться таким образом, чтобы их подошва была не ближе 2,5 м от головок крайних к штабелям рельсов железнодорожных путей и 1,5 м от бровки автодороги. При необходимости установки между штабелем и железнодорожными путями машин для производства погрузочных и штабелевочных работ расстояние между ними должно быть увеличено с таким расчетом, чтобы машины во всех положениях и при поворотах верхних тележек не приближались к путям ближе, чем на 2 м, считая от головки ближайшего рельса;
- штабелевание и, особенно, отгрузка топлива из штабеля должны производиться без образования крутых откосов во избежание обрушения или сползания топлива, крутые откосы следует обрушивать бульдозерами или грейферными кранами;
- у крутых откосов штабеля должны быть установлены предупреждающие знаки опасности.

8.2.3. Минимизация вредного воздействия угольных складов на окружающую среду

Минимизация вредного воздействия угольных складов на окружающую среду осуществляется в трех направлениях:

- снижение вероятности застревания материала в бункеры, приводящего к аритмичной работе предприятия и, как следствие, к увеличению потерь горючей массы с отходами производства;
- уменьшение образования пыли за счет снижения шламообразования при погрузочно-разгрузочных работах и работе бульдозеров со штабелями топлива;
- устранение пылевыделения за счет герметизации оборудования и тракторов, соблюдение розы ветров, применение пылеподавления и т.д.

Застревание материала в бункерах

Практика эксплуатации бункеров, а также лабораторные исследования показывают, что кусковой материал способен образовать во внутреннем пространстве бункера своды и купола [208].

При проектировании бункеров их геометрическая форма и все элементы должны быть подобраны так, чтобы было обеспечено беспрепятственное прохождение материала в бункере от верхней площадки его до выпускного люка, включая свободный выпуск материала из отверстия. В

бункерах, не удовлетворяющих этим требованиям, происходит застревание материала, что вызывает расстройство нормального питания всей последующей цепи аппаратов обогатительной фабрики.

Разновидности явлений застревания материала в бункерах можно классифицировать примерно следующим образом:

а) **заклинивание.** Заклинивание кускового материала имеет место преимущественно в горловине или выпускном люке бункера. Оно предотвращается надлежащим подбором выпускных сечений, размеры которых должны назначаться в соответствии с размерами наиболее крупных кусков хранящегося в бункере материала. Практика и теоретические исследования показывают, что линейные размеры выпускных люков и желобов должны быть по крайней мере в 4 - 5 раз больше поперечника крупных кусков;

б) **сводообразование и куполообразование.** Как уже указывалось, кусковой материал приобретает способность образовывать во внутреннем пространстве бункера своды и купола.

В практике современного бункеростроения разработан целый ряд конструктивных мероприятий, ослабляющих возможность образования сводов и куполов. Таков, например, переход на открытые или ступенчатые бункеры, в которых предусматривается устройство разного рода карманов, отбойных стенок, щелей, решеток и других приспособлений, увеличивающих поверхность обнажения накопленного в бункере материала;

в) **слеживание и пластическое уплотнение.** Слеживание материала представляет по своей природе явление, близкое к сводо- и куполообразованию. Слеживанию подвержены многие, даже совершенно сухие материалы, например, каменная и калийная соль, концентраты цветных металлов и др. Обладая вначале хорошей текучестью, эти материалы по прошествии некоторого времени хранения в бункере или в штабеле приобретают способность слеживаться, теряя подвижность и сыпучесть. Явление слеживания можно объяснить тем, что под длительным действием давления вышележащих слоев происходит спрессовывание сыпучей массы в конгломераты с образованием устойчивых внутренних слоев и куполов. Борьба с этим видом застревания ведется путем перехода на ступенчатые бункеры.

Для пластичных ископаемых (огнеупорные глины, кусковой мел и др.) имеет место явление пластической агломерации кусков в компактную массу. Кусковые огнеупорные глины, сухие на ощупь и не слипающиеся на конвейерах или на вагонетках, обладают способностью спрессовываться в монолитные глыбы при слеживании в бункерах. Поэтому огнеупорные глины и аналогичные им ископаемые хранят в бункерах лишь короткое время. Если же их приходится накапливать в бункерах длительное время, то они подвергаются предварительному обжигу или полному высушиванию

г) **зависание (налипание материала на стенки бункера с образованием воронок).** Эта разновидность явлений застревания наблюдается главным образом на глиносодержащих рудах. Вязкий, прижатый к стенкам бункера материал прилегает к ним настолько плотно, что спрессовывается в компактную массу, сцементированную со стенками бункера. Наиболее удаленная от стенок масса, находящаяся в центральной зоне, проваливается через выпускные отверстия, образуя внутри бункера воронку. Внутренняя поверхность последней иногда приобретает довольно правильную форму, а вся свободная полость напоминает коническую трубу больших размеров.

Борьба с зависанием при помощи так называемой ручной шуровки представляет при работе на глинодержащих рудах значительные трудности. Такие руды почти всегда подвергаются последующим «мокрым процессам обогащения» (промывке, мокрому грохочению и т.п.), поэтому более целесообразно производить прием этих руд в бункеры-бассейны.

д) **смерзание.** Влажные руды, угли и концентраты обладают способностью к смерзанию при понижении температуры в бункерах ниже нуля.

Борьба со смерзанием ведется путем обогрева бункеров в зимнее время года. Таковы бункеры с отапливаемыми от батарей галереями.

Иногда с этой целью паропроводы заделываются непосредственно в стенку бункера.

Защита бункерных устройств от сводообразований

Наиболее важной с точки зрения экономических последствий нарушений технологических режимов, связанных с неудовлетворительной работой бункеров, является борьба со сводообразованием. Для этого разработаны устройства, основанные на различных способах воздействия на конструкции бункеров и содержащийся в них материал [209].

Достаточно эффективным методом борьбы с образованием сводов является применение различного рода вибраторов, действие которых основано на изменении физико-механических свойств материала, т.е. на ослаблении структурных связей между его частицами, увеличении относительной подвижности их, силовом разрушении образующегося свода.

Наиболее широкое распространение получили **накладные вибропобудители**. Они просты по конструкции и легко монтируются. Сводоразрушающий эффект возникает за счет колебания стенки вблизи места крепления вибратора. Особенно легко разрушаются своды, образуемые из кусковых, зернистых и порошкообразных материалов, не склонных к слипанию. Достаточно эффективно, например, обеспечивается бесперебойное истечение из бункера сухого каменного угля и антрацита.

В качестве вибропобудителей на обогатительных и брикетных фабриках устанавливаются инерционные (электромеханические) и электромагнитные вибраторы.

Накладные вибраторы устанавливаются с наружной стороны стенки бункера обычно на 1/3-1/4 высоты, ближе к разгрузочному отверстию. Количество и мощность вибраторов зависят от размера бункера, его конструкции и характеристики материала. Крепление вибропобудителей к конструкции осуществляются различными способами. При толщине стенки менее 5 мм вибраторы устанавливаются на опорных плитах толщиной 6-10 мм, площадью не менее 0,1 м², которые привариваются на расстоянии не менее 300 мм от кромки выпускной воронки. При толщине стенки более 5 мм вибратор разрешается устанавливать на отрезок швеллера, приваренного к стенке.

Крепятся вибраторы и на ребра жесткости, опоясывающие по периметру стенки бункера, при этом облегчается его перемещение с целью отыскания оптимального места установки.

Для предохранения стенок бункера и металлоконструкций от воздействия вибрационных нагрузок вибратор устанавливается на упругие элементы. Виброплита состоит из металлического листа, склепанного по периметру заклепками с двумя слоями конвейерной ленты. Для уменьшения действия вибрации плиты на стенку бункера под лист подкладывают два-три слоя микропористой резины. Виброплита крепится

болтами к стенке бункера. Специальный козырек из тонколистовой стали предохраняет от попадания под виброплиту мелких частиц. Сам вибратор крепится обычным способом к листу, приваренному к плите. При образовании свода включается вибратор и за счет колебательного движения плиты материала начинает двигаться. Резиновые прокладки предохраняют корпус бункера от вибрирования.

Ложные стенки, расположенные на противоположных стенках воронки, могут быть соединены упругой связью, например, в виде кольца, с целью получения значительных амплитуд колебаний за счет реализации резонансных режимов. В этом случае возникает самосинхронизация вибровозбудителей, расположенных на противоположных стенках, и антифазные их колебания, что приводит к увеличению сводообрушающего эффекта и обеспечивает лучшие условия прохождения материала через воронку.

Электроимпульсная система (ЭИС) обрушения работает следующим образом.

При подаче через управляющие тиристоры с блока конденсаторов высоковольтного импульса на индуктор в нем наводится магнитное поле, которое, в свою очередь, наводит вихревое поле в металле стенки бункера. При взаимодействии указанных магнитных полей происходит интенсивная деформация металлической стенки, нарушается связь налипшего материала с поверхностью металла и таким образом бункер очищается. Длительность импульса – тысячные доли секунды, частота и амплитуда импульсов могут быть изменены в зависимости от свойств обрушаемого материала.

Вибропитатели устанавливаются как снаружи, так и внутри бункеров (при этом могут применяться подвижные вибрационные устройства).

В углеобогащении вибраторы рекомендуются к установке на бункерах со среднекрупными классами угля, а также для мелких сухих углей – на бункерах первой и второй ступеней очистки газов сушильных установок.

В настоящее время все более широкое применение находят пневматические способы обрушения сводов. Сравнительно быстрое распространение систем пневмообрушения в различных отраслях промышленности обусловлено целым рядом их преимуществ перед другими известными способами борьбы с зависанием материалов в бункерах.

Основными достоинствами пневмообрушения являются размещение всех элементов вне внутреннего пространства бункера, за счет чего упрощается монтаж оборудования и увеличивается срок его службы, отсутствие быстро изнашивающихся частей, простота регулирования, большая эффективность, возможность использования во взрывоопасных условиях.

Принцип борьбы со сводообрушением с помощью пневматических сопел заключается в импульсной подаче сжатого воздуха в зону зависания материала. Под воздействием ударной воздушной струи снижается сопротивление трения, уменьшается сцепление материала со стенками емкости и улучшается процесс разгрузки. Само сопло представляет собой раструб с расширенным проходным сочетанием, способствующим необходимому ускорению воздушной струи.

В зависимости от назначения выбирается угол наклона сопел. Сопла для обрушения материала, зависающего на стенках, устанавливаются вдоль стенок так, чтобы угол их наклона был близок к углу наклона конусной части бункера, а для разрушения сводов сопла устанавливаются приблизительно к горизонтальному направлению. Рекомендуется организовать пневмообрушение в бункерах по трем ярусам с установкой сопел под углами: нижний ряд 40° , средний - 35° и верхний – 30° .

Существуют устройства, в которых обрушение сводов сыпучих материалов в бункерах происходит не за счет ударного импульса воздуха, а за счет силы удара воды. Величина последней может в сотни раз превышать силу удара струи воздуха. Так, в одном устройстве сжатый воздух поступает в бункер через сопла трубопроводов, в которых встроены вентили, связанные с блоком их управления. Участок каждого трубопровода после вентиля выполняется У-образным и соединяется с источником жидкости. За счет большого гидравлического сопротивления, создаваемого в У-образном колене, теряется значительная часть потенциальной энергии расширяющегося в трубопроводе воздуха, а это приводит к снижению скорости вылета водяной пробки.

Изготовление У-образного участка трубопровода в виде витка спирали с увеличивающимся по ходу движения жидкости радиусом позволяет повышать эффективность сводообрушения и снизить расход сжатого воздуха. Обрушение образующегося свода осуществляется следующим образом. Вначале устройство подготавливается к работе. Для этого открывают вентили патрубков и заполняют нижнюю часть витка трубопровода водой до уровня врезки сливного патрубка в стенку трубы. Затем вентили закрывают и открывают воздушный вентиль. Из пневмосети сжатый воздух через патрубок с дроссельным сопротивлением поступает в камеру пневмоцилиндра и далее через отверстие в полость пневмоаккумулятора. Для подачи импульса сжатого воздуха из пневмоаккумулятора в трубопровод открывают кран. Из камеры пневмоцилиндра через патрубок происходит выхлоп сжатого воздуха в атмосферу. Это приводит к снижению давления в камере. Силой воздуха поршень поднимается вверх и открывает через шток конический клапан. Попав в трубопровод сжатый воздух расширяется и выталкивает водяную пробку. Последняя двигаясь по витку спирали с увеличивающимся по ходу движения радиусом, исключает потери движения при разгоне и обеспечивает более высокие скорости вылета пробки из трубопровода, так как в этом случае большая часть потенциальной энергии переходит в кинетическую. Выстрелив, водяная пробка обрушает свод материала в бункере. Экспериментальным путем можно подобрать такой режим, чтобы количество поступающего в единицу времени в камеру пневмоцилиндра сжатого воздуха было в несколько раз меньше его расхода через выходной патрубок.

Таким образом, в разработанном устройстве можно снизить расход сжатого воздуха при ликвидации зависаний крупнокускового материала и получить разрушающий ударный импульс, величина которого в сотни раз превысит силу удара воздуха о преграду.

Одним из основных недостатков является ограниченность использования способа из-за намокания материала.

Среди приспособлений для разрушения образующихся сводов в бункерах существуют пневматические подушки. Принцип действия таких устройств основан на силовом воздействии (до 300 кН) энергии сжатого воздуха, периодически подаваемого в подушки из резины или неопрена, укрепленные на внутренней поверхности бункера. Под действием сжатого воздуха раздуваемые резиновые подушки давят на сыпучий материал, отжимают и обрушивают его. Пневмоподушка представляет собой стальной лист толщиной 5-6 мм, по периметру которого с помощью болтов или четырех прижимных планок прикреплен лист из котловой резины.

Конфигурация бункера оказывает существенное влияние на количество и порядок расположения подушек на стенках бункера. Наиболее распространенными являются подушки прямоугольной формы, имеющие длину 1000 мм, ширину 800 мм, высоту в надутом состоянии 450 мм. В углах бункеров устанавливают специальные угловые подушки длиной 1600 мм, шириной 1100 мм и высотой 950 мм. Трапецеидаль-

ные подушки длиной 800 мм, шириной 1100/400 мм и высотой 530 мм используются для круглых бункеров. Сжатый воздух подается через управляемый вентиль под давлением 0,3 МПа, вместимость одной подушки 150 л, усилие 240 кН.

Подушки располагаются в шахматном порядке и их число должно быть достаточным, чтобы охватить всю область сводообразования. Подушки включаются после выпуска всего материала вручную или автоматически в определенной последовательности. Ручное включение осуществляется с помощью золотниковых трехходовых кранов. Автоматическое управление подушками осуществляется при помощи специальных электропневматических вентилях или электромагнитных клапанов.

По рекомендациям Донгипроуглемаша в зависимости от типа бункера и расположения в нем пневмоподушек разработано 10 вариантов установок УБ1-УБ10. Эти устройства для обрушения угля и очистки стенок в бункерах представляют собой комплекс механизмов, состоящий из пневмоподушек, распределительного пункта и воздухопроводов. Отличаются между собой типом бункера, расположением подушек в нем и способом включения.

Существенными недостатками являются деформация резиновых подушек, приводящая к быстрому их износу при выпуске абразивных материалов, старение и ограниченность зоны действия вследствие низкой частоты пульсации.

Наиболее простыми устройствами для разрушения образующихся сводов в бункерах являются различные механические разрушители. Как правило, они устанавливаются на бункерах малого объема в технологических схемах, требующих постоянного истечения материала.

Принцип действия механических разрушителей основан на перемешивании или смещении материала с целью уменьшения сил сцепления между отдельными частицами и нарушения равновесия свода материала в бункере. Существуют различные конструкции механических побудителей, однако принцип их работы несмотря на многообразие одинаков. Самым простым механическим устройством является мешалка с горизонтальным валом и лопатками рыхлящая материал при вращении. Она устанавливается в зоне образования сводов и действует независимо от устойчивости протекания процесса выпуска материала. Отключенный рыхлитель является преградой на пути потока и способствует зависанию материала. Для мелкозернистых материалов крупностью 0,5-2 мм мешалку устанавливают в воронке бункера над выпускным отверстием на высоте не более 300-350 мм.

С целью уменьшения энергоемкости побудителя соседние лопасти располагаются по винтовой линии и на некотором расстоянии одна от другой по длине вала.

Механические сводообрушающие устройства устанавливаются на бункерах для слеживающихся пылевидных и влажных мелких материалов.

Имея простую конструкцию, они в ряде случаев малоэффективны из-за перекрытия выпускного отверстия элементами устройства, что исключает хотя бы кратковременные их отключения.

Помещение рабочих органов устройств непосредственно в поток движущегося материала приводит к значительному износу, а также частым поломкам от воздействия на рабочие органы обрушаемой массы. Указанные устройства устанавливаются на бункерах малой емкости, а в случае установки на больших бункерах сочетаются с другими видами обрушения (например, пневмообрушением).

Для обеспечения нормального схода материала в большинстве случаев применяют комбинированную систему обрушения, основанную на одновременном действии вибропобудителей и пневмообрушения.

В последние годы начали применяться магнитно-импульсные установки для сводообрушения сыпучих материалов типа «УДАР», «МИУС», «АСО», «ИМ МИ-ТЭК» и др. [210].

Принцип действия установок заключается в следующем.

Силовой блок генерирует мощный импульс тока в обмотку индуктора. Магнитное поле индуктора, созданное этим током, индуцирует импульс тока в плите, установленной вблизи индуктора. В результате взаимодействия импульсных токов, протекающего по обмотке индуктора и наведенного в плите, плита оказывает импульсное механическое воздействие на очищаемую поверхность, что приводит к возникновению локальной упругой деформации в очищаемой поверхности, а в толще налипшего материала – к возникновению напряжений сдвига. Совместное действие этих процессов нарушает целостность слоя налипшего материала, разрушает адгезию материала к очищаемой поверхности и приводит к ее очистке. Сила механического воздействия и количество импульсов регулируются и выбираются достаточными для гарантированного обрушения налипших материалов.

При очистке поверхности (стенки бункера) последовательно на каждый задействованный канал установки (пару исполнительных механизмов) подается серия импульсов, количество импульсов в серии и интервал между ними регулируются, обычно 3-6 импульсов в серии с интервалом 3-8 секунд между импульсами. После последовательной подачи серий импульсов на все задействованные каналы установка переходит в режим ожидания. Следующая подача импульсов в исполнительные механизмы происходит согласно установленному режиму работы (либо от ручного сигнала, либо от сигнала датчика, либо по установленной программе).

В зависимости от емкости и конструкции бункера, толщины очищаемых стенок и поверхностей, наличия ребер жесткости, физико-химических свойств и влажности загружаемого материала возможны различные варианты конструкции крепления и размещения исполнительных механизмов на очищаемых поверхностях.

При высокой жесткости стенок (большая толщина, наличие близко расположенных ребер жесткости) бункера с внутренней стороны оснащаются дополнительными плоскими листами (вибролистами), имеющими по сравнению со стенкой меньшую жесткость, на которые и производится силовое воздействие.

Основные преимущества магнитно-импульсных систем сводообрушения и очистки

Более высокая эффективность магнитно-импульсных систем очистки, реализуемая магнитно-импульсными установками ИМ, по сравнению с другими системами (вибраторы, пневмообрушение) благодаря возможности согласования амплитудно-частотных характеристик воздействующего импульса с физико-топологическими параметрами бункера и сыпучего материала и, как результат, достижению гарантированного обрушения налипшего материала с минимальными энергетическими затратами.

Низкие эксплуатационные затраты. Магнитно-импульсные технологии по своей сути являются энергосберегающими. Установленная мощность установок составляет 0,5-4,5 кВт. Среднее потребление электроэнергии в рабочем режиме – не более 0,2-0,5 кВт·час. В отличие от системы пневмообрушения не требуется компрессоров и устройств подготовки (осушения) воздуха.

Повышение производительности труда, объемов выпускаемой продукции за счет увеличения пропускной способности бункеров, конвейерных трактов, уменьше-

ния времени вынужденного простоя, связанного с ручной очисткой бункеров, течек, загрузочных лотков агломашии, особенно в условиях использования шихтовых материалов с высоким содержанием влаги.

Повышение качества, снижение брака готовой продукции благодаря своевременному выходу материалов из бункеров, что способствует соблюдению требований технологии производства.

Повышение безопасности труда за счет значительного уменьшения, а в ряде случаев исключения необходимости применения ручного труда для очистки бункеров и др. объектов. Конструктивное исполнение и бесконтактное импульсное воздействие на стенку бункера обеспечивает возможность применения установок ИМ в помещениях повышенной опасности.

Обеспечение целостности стенок бункеров при их очистке, в отличие от применения эксцентриковых вибраторов или ручного труда.

Надежность и долговечность магнитно-импульсных систем за счет отсутствия в исполнительных механизмах соударяющихся, вращающихся и трущихся частей, применения оригинальных схемных решений, присутствия целого ряда защит от нештатных режимов. Срок службы установок ИМ до капитального ремонта не менее 10 лет. На практике при своевременном техническом обслуживании срок эксплуатации значительно дольше.

Возможность функционирования установок ИМ как в ручном, так и автоматическом режимах, с реализацией различных алгоритмов работы, в сопряжении с современными автоматизированными системами управления технологическими процессами.

Магнитно-импульсные установки ИМ не оказывают вредного влияния на чувствительные элементы контрольно-измерительной аппаратуры. Установки имеют европейский сертификат СЕ по директивам электробезопасности и электромагнитной совместимости, совместимы с различными тензометрическими устройствами.

Основные преимущества установок ИМ МИТЭК ООО НПП «МИТЭК» по сравнению с магнитно-импульсными установками других производителей («УДАР», «МИУС», «АСО» и пр.):

1) наличие в исполнительных механизмах гарантированного зазора между индуктором и жестко закрепленной на очищаемой поверхности сталеалюминиевой пластиной. Благодаря такой конструкции реализуется запатентованный предприятием «МИТЭК» способ полностью бесконтактного воздействия на очищаемую поверхность силовым импульсом специальной формы, обеспечивающий как высокую эффективность предотвращения сводообразования и очистки поверхности, так и надежность и долговечность установок ИМ МИТЭК;

2) существование типов установок ИМ, имеющих максимальную запасаемую энергию до 30 кДж, которая в несколько раз превышает этот параметр в самых мощных установках других предприятий. Благодаря этому установки ИМ МИТЭК применимы на сложных объектах – бункера большой емкости (1000 тонн и выше) с мелкодисперсными и увлажненными материалами.

Применение магнитно-импульсной установки на металлических бункерах позволяет реализовать сам принцип ее работы, заключающийся, по сути, в создании упругой деформации в стенке бункера. Однако в стенке бетонного бункера такой упругой деформации достичь невозможно.

В связи с этим для получения возможности реализации принцип действия магнитно-импульсной установки внутренняя поверхность приемного бункера футеруется

металлическими листами, толщиной 10 мм, сваренными между собой и закрепленными с помощью анкеров к бетонным стенкам.

В нижней части бункера, выступающей из земли, на участках, где имеется доступ с наружной стороны, в толще бетона выполнены сквозные отверстия, в них пропущены трубы, который с одной стороны приварены к футеровочным листам, с другой стороны к ним приварены двухслойные сталеалюминиевые плиты, являющиеся элементом исполнительного механизма магнитно-импульсной установки.

Вблизи сталеалюминиевой плиты с зазором 3-4 мм установлен индуктор, который закреплен на жестком основании из швеллеров, опорой этому основанию служат два швеллера и металлический лист, расположенный соответственно с внутренней и внешней стороны стенки бункера и стянутые между собой и с бетонной стенкой шпильками, пропущенными сквозь стенку. Всего в нижней части бункера установлено 6 исполнительных механизмов.

Таким образом, в бетонном бункере с внутренней стороны его стенок создана возможность генерирования упругих колебаний в футеровочных листах, приводящих к обрушению зависших масс угля.

Испытания показали, что магнитно-импульсная установка в целом эффективно производит обрушение зависших в бункере масс угля при различных погодных условиях, влажности и составе загружаемого в бункер угля. При этом использование персонала для обрушения зависших масс не требует. В отдельных случаях, связанных с высоким содержанием влаги в загружаемом угле, существует необходимость в более интенсивной обработке «южной» стороны бункера вследствие образования перемычки из зависшего угля между двумя частями бункера. Образование перемычки связано с отсутствием выборки материала из малого бункера и накоплением вследствие этого неподвижной массы угля в малом бункере, препятствующей сходу вновь загружаемого материала по «южной» стороне большого бункера. Прибегать к обрушению перемычки вручную приходилось, когда установка выводилась из эксплуатации в целом, либо отключался канал установки по «южной» стороне для проведения ремонтно-профилактических работ.

Обобщая вышеизложенное, можно сделать вывод, что магнитно-импульсные установки ИМ, выпускаемые ООО НПП «МИТЭК», являются современным, экономичным и эффективным средством для решения проблем сводообразования любых сыпучих материалов в бункерах всех типов и могут успешно применяться на обогатительных фабриках.

Уменьшение образования пыли

Появление пыли в рабочих пространствах зависит от:

- 1) физико-химических свойств пыли и материалов, из которых она образовалась: прочности, влажности, дисперсности, формы частиц, электростатичности, смачиваемости и др.;
- 2) скорости движения воздуха в рабочем пространстве и, особенно, в местах образования пыли (конвейеры, желоба, грохоты, дробилки и т.д.);
- 3) герметизации укрытий технологического и транспортного оборудования, мест пересыпаний материала;
- 4) увлажнения перерабатываемых полезных ископаемых;
- 5) наличия и способа уборки пыли, осевшей на перекрытиях, стенах, оборудовании;
- 6) способов улавливания и транспортирования пыли.

Твердые и влажные материалы дают значительно меньше пыли по сравнению с мягкими и сухими. Частицы, хорошо смачивающиеся капельками воды и обладающие противоположными зарядами, слипаются в хлопья и выпадают из воздуха значительно быстрее. Увеличение скорости воздуха в рабочем помещении содействует удержанию в воздухе более крупных частиц; увеличение скорости воздуха в местах образования пыли приводит к выносу большого количества пыли в рабочее пространство.

Правильные методы борьбы с пылеобразованием в рабочем пространстве обогатительных фабрик должны основываться на комплексном использовании всех средств, которые включают:

- 1) полную герметизацию технологического и транспортного оборудования, мест перегрузок и других мест, где образуется пылевоздушная смесь;
- 2) увлажнение перерабатываемых полезных ископаемых, если это является возможным;
- 3) гигиеническую уборку пыли с перекрытий, стен и оборудования, не допускающую поднятия пыли в окружающее пространство;
- 4) удаление пылевоздушной смеси, появившейся в укрытиях и других местах ее образования;
- 5) транспортирование пылевоздушной смеси в герметических трубопроводах и улавливание ее наиболее совершенными аппаратами.

Учитывая то, что пыль часто является токсичной (вредной для здоровья), но представляет собой ценное сырье, комплексные обеспыливающие устройства должны отвечать следующим основным требованиям:

- 1) производить устранение выделения пыли в производственных помещениях до такой степени, чтобы ее концентрация не превышала допустимых норм;
- 2) осуществлять максимально возможное улавливание пыли, удаляемой в виде пылевоздушной смеси из мест ее образования;
- 3) создавать надлежащую чистоту в производственных помещениях.

Движение воздуха в рабочих помещениях должно быть по возможности минимальным. Так, в асбестовых фабриках на рабочих местах допускается скорость воздуха не более 0,5 м/сек. В помещениях, где осуществлена герметизация оборудования и имеются местные отсосы, рекомендуется подводить воздух рассеяно, сверху вниз, со скоростью не более 2 м/сек. Свежий воздух следует подавать на рабочие места, где не образовывается пыль, отсюда воздух должен направляться к местам образования пыли (места отсасывания).

Выбрасываемый в атмосферу запыленный газ (или воздух) должен отводиться по возможности выше сооружений. Объем запыленного газа, выпускаемого через одну трубу не должен превышать $35000 \text{ м}^3/\text{ч}$ при запыленности не более $100 \text{ мг}/\text{м}^3$.

Количество нейтральной минеральной пыли, выбрасываемой через одну трубу, не должно превышать $3,75 \text{ кг}/\text{ч}$.

Если пыли выбрасывается больше или она ядовита, следует в первую очередь обеспечить ее улавливание в эффективных аппаратах с достижением концентрации в пределах допустимых норм. Если это осуществить невозможно, следует запыленный газ выпускать через высокие трубы, а запыленность воздуха при этом за пределами санитарной зоны разрыва не должна превышать предельных норм.

Временными правилами техники безопасности для фабрик цветной металлургии предусмотрены требования:

- 1) скорость отсасываемого воздуха в вертикальных участках газопроводов, присоединяемых к отсасывающим приемникам, должна быть не ниже 6 м/сек;

2) в горизонтальных участках трубопроводов при транспортировании тонкой пыли (до 1 мм) скорость должна определяться по формуле

$$v = 1,25\sqrt{\gamma_m}, \text{ м/сек}, \quad (8.8)$$

где γ_m - объемный вес пыли, кг/м³;

3) тонкая очистка воздуха аспирационных систем, удаляемого в атмосферу, должна производиться в рукавных фильтрах и мокрых скрубберах или в барботажных аппаратах;

4) скорость воздуха в приемных отверстиях устройств отсосов от дробилок грохотов и другого оборудования должна быть не ниже 2 м/сек.

Уменьшение образования пыли, возможно, путем:

а) применением дробящей аппаратуры, основанной на принципе раздавливания или раскалывания без излишнего истирания, которое вызывает большое пылеобразование;

б) применением грохотов, не допускающих излишнего переизмельчения и истирания, к которым, по нашему мнению, принадлежат валковые, быстрокачающиеся и резонансные; устранением сильно пылящих грохотов, например, барабанных и др.;

в) сокращением мест перегрузок материалов, уменьшением высот падения при перегрузках, устранением излишней большой скорости при перегрузках путем подбора оптимальных углов наклона желобов;

г) устройством в бункерах спускных спиральных желобов, применением мало-пылящих питателей при разгрузке бункеров и др.;

д) созданием в различных бункерах (приемные ямы, аккумулирующие разгрузочные бункера и др.) небольшого вакуума, устраняющего выход из этих бункеров пыли;

е) уменьшением скоростей движения различных транспортеров, применением, где это возможно, гидротранспорта вместо транспортирования сухим способом и рядом других мероприятий (непрерывная работа агрегатов фабрик, устранение ременных передач и т.д.);

ж) применением бульдозерной, скреперной и другой техники с меньшим коэффициентом шламообразования.

Большое значение для уменьшения пылеобразования имеет увлажнение материала при дроблении, пересыпании и других процессах. опыты показали, что при пересыпании порошка шамота и увеличении его влажности с 0,02 до 4% пылеобразование уменьшилось в 58 раз; увеличение влажности сухих кварцитов на 1-2% уменьшило пылеобразование в 9-10 раз и т.д. Следует отметить, что не все материалы одинаково хорошо смачиваются.

К хорошо смачиваемым водой телам следует отнести: кварц, полевой шпат, магнетит, стекло, слюду и другие окисленные минералы.

Плохо смачиваемым водой являются тальк, графит, молибденит, свинцовый блеск, пирит, антрацит и целый ряд других веществ.

При наличии постоянной розы ветров с длительным сроком действия воздушных потоков целесообразным является одно-, двух-, трех- и четырехстороннее закрытие складов, с условием такого размещения стенок укрытия, которое не образует завихрения воздушных потоков.

Устранение пылевыведения

Устранение пылевыведения из мест образования пылевоздушной смеси имеет большое значение для успешной борьбы с пылеобразованием в производственных помещениях. Тщательная герметизация укрытий на 80-90% гарантирует устранение возможности попадания пыли за пределы кожухов. Укрытия и тщательная их герметизация путем применения резиновых или войлочных прокладок в местах соединений способствует успешной работе местной аспирации. Укрытия должны иметь определенный оптимальный свободный объем, образованный между оборудованием и стенками укрытия. Большие свободные объемы укрытий требуют отсоса большого количества пылевоздушной смеси и не обеспечивают в укрытии устойчивого движения воздуха, увлекаемого движущимся материалом (возможны завихрения воздуха). Небольшие укрытия уменьшают эффективность аспирации, способствуют проникновению пыли за пределы укрытий вследствие больших скоростей движения воздуха в них. При больших объемах скорость вихревых потоков в укрытиях и унос пыли меньше; однако в меньших объемах можно создать движение воздуха без завихрений, в то время как большие объемы будут вызывать такие завихрения.

Объем укрытий играет еще большую роль при пульсациях в нем воздуха вследствие движения частей машин, находящихся в укрытии.

Основные требования, относящиеся к укрытиям мест пересыпания материала, сводятся к следующему:

1) перегрузки следует осуществлять только в закрытых желобах, тщательно укрывая места выхода и входа материала в желоба;

2) внизу желоба должны иметь отсосы воздуха и уплотняющие устройства; уплотняющие устройства течек обычно состоят из двух-трех резиновых или брезентовых щитков;

3) в местах падения материала ролики под лентой должны устанавливаться на небольшом расстоянии;

4) углы наклона течек принимаются в 40-60° (в зависимости от величины коэффициента трения материала о днище течки);

5) местные отсосы помещают внизу в местах, близких к точкам падения материала, где создаются внутри укрытий положительные давления;

6) направляющие борта желательнее выполнять с двойными стенками и аспирируемыми боковыми пазухами. В местах перепадов при правильном устройстве укрытий и отсоса запыленного воздуха попадание пыли в рабочее пространство почти полностью устраняется.

8.3. Технолого-экологический инжиниринг при погрузке угольной продукции

8.3.1. Общие сведения

Погрузка угольной продукции осуществляется с помощью бункеров, ленточных конвейеров и других механизмов, которые входят в погрузочный комплекс предприятия [211].

Б у н к е р – это емкость для временного хранения и последующей погрузки жидких и сыпучих материалов.

Бункера отличают друг от друга

а) по материалу изготовления:

- железобетонные (монолитные, сборные, смешанного типа);
 - металлические;
 - комбинированные;
- б) по назначению:
- технологические (приемные) – для принятия материала при разгрузке вагонов, скипов, самосвалов, подачи на конвейер и т.д.; обезвоживающие - для дренажного обезвоживания продуктов обогащения; компенсационные – для выравнивания нагрузки на отдельные технологические аппараты; погрузочные – для накопления и последующей отгрузки продуктов обогащения в железнодорожные вагоны;
 - аккумулярующие – для аккумуляирования и дозирования рядовых углей (для составления шихты определенного качества) или товарной угольной продукции (для получения требуемого качества отгружаемого концентрата);
- в) по типу установки:
- стационарные;
 - полустационарные (срок службы до 1,5 года);
 - передвижные;
- г) по принципу действия:
- циклические;
 - непрерывного действия;
- д) по конструктивным элементам:
- прямоугольные;
 - круглые (конусные, цилиндрические, цилиндроконические, параболические);
- е) по выпуску материала:
- с помощью затворов;
 - с помощью питателей;
- ж) по размещению относительно уровня поверхности земли:
- подвесные;
 - углубленные в грунт.

Основные требования к бункерам – надежность загрузки и разгрузки, отсутствие залипания груза, достаточная вместимость, минимальное измельчение материала при перегрузках и хранении. Размер выпускного отверстия бункера должен быть в 3-5 раз больше максимального куска загружаемого материала.

Емкость бункера может быть 40-150 м³, а производительность 300-720 т/ч.

П о г р у з о ч н ы е к о м п л е к с ы ш а х т и у г л е о б о г а т и т е л ь н ы х ф а б р и к в соответствии с [209] в зависимости от совокупности технологических операций имеют следующую классификацию:

- а) по способу дозирования угля, загружаемого в железнодорожные полувагоны:
- 1) весовое дозирование угля (т);
 - 2) объемное дозирование угля (м³);
- б) по прохождению межвагонного промежутка:
- 1) с остановкой погрузки;
 - 2) с переброской потока угля в следующий полувагон;
 - 3) с накоплением угля во время прохождения межвагонного промежутка;
- в) по перемещению загружаемого состава:
- 1) в движущийся железнодорожный полувагон;

- 2) в неподвижный железнодорожный полувагон;
- г) по технической производительности погрузки:
 - 1) от 0,5 тыс. т/час до 2,0 тыс. т/час;
 - 2) от 2,0 тыс. т/ч до 4,0 тыс. т/час;
 - 3) больше 4,0 тыс. т/ч;
- д) по размещению оборудования:
 - 1) блоковый комплекс – АНК;
 - 2) разделенный комплекс – НК;
- ж) по типу загрузочного оборудования:
 - 1) с углепогрузочным устройством (ПУ);
 - 2) с конвейером (К).

Погрузочные комплексы с дозированием по массе предназначены для погрузки угля с насыпной плотностью более 0,94 т/м³ с определением его массы на конвейерных, платформенных или бункерных весах.

Погрузочные комплексы с объемным дозированием предназначены для погрузки угля с насыпной плотностью менее 0,94 т/м³ с определением его объема в соответствии с паспортом погрузки полувагона, визуальным контролем или взвешиванием угля на железнодорожных платформенных весах.

Комплексы погрузки с остановкой загрузки во время прохождения межвагонного промежутка (циклическая подача полувагонов) предназначены для погрузки угля в полувагоны с дозированием по объему и производительностью до 0,5 тыс. т/ч; с переключением потока угля в последующий полувагон (беспрерывная подача полувагонов) – для погрузки угля в полувагоны с дозированием по объему или массой и производительностью до 2,0 тыс. т/ч.

Комплексы погрузки с накоплением угля во время прохождения межвагонного промежутка предназначены для погрузки угля в полувагоны с дозированием по объему или массе и производительностью до 4,0 тыс. т/ч с ограничением высоты шапки угля в соответствии с паспортом погрузки.

Комплексы погрузки, которые загружают в движущийся или неподвижный железнодорожный полувагон предназначены для погрузки рядового угля и продуктов обогащения производительностью соответственно до 4,0 тыс. т/ч и до 1,0 тыс. т/ч с дозированием по объему или массе.

8.3.2. Эксплуатация погрузочных комплексов

Режим работы комплексов:

а) круглосуточный – в случае непрерывной работы предприятия с погрузкой полувагонов магистрального железнодорожного транспорта;

б) в соответствии с режимом работы предприятия – поставщика, в случае погрузки в полувагоны, которые перевозятся по железнодорожным путям, принадлежащим Минуглепрому, с последующей перевозкой железнодорожным магистральным, автомобильным или конвейерным транспортом.

Погрузочное оборудование комплекса должно:

- обеспечивать производительность погрузки не менее 1000 т/ч по одной колее;
- равномерно заполнить полувагоны всех типов по длине и ширине;
- исключить засыпание колеи;

- обеспечивать работу в автоматическом режиме во время погрузки угля по массе или по объему.

Оборудование для перемещения вагонов в процессе погрузки должно:

- перемещать полувагоны, которые находятся на загружаемой колее в двух направлениях по стрелочным переводам и на закруглениях железнодорожного полотна;

- автоматически прицеплять и отцеплять полувагоны;

- устанавливать полувагоны под загрузочное устройство и на весы с ошибкой ± 200 мм;

- использовать маневровые устройства в соответствии с технической производительностью погрузки.

Длина фронта погрузочных работ должна обеспечивать загрузку полувагона согласно техническим характеристикам оборудования для перемещения состава (лебедок, маневровых устройств, тягачей и т.д.).

Для сохранения угля во время транспортирования после определения массы загруженного полувагона осуществляется его разравнивание и укатка катками. Во время разравнивания и уплотнения угля формируется шапка угля высотой от 200 мм до 300 мм (без провалов у бортов и торцов дверей) в форме трапеции с углом откоса не более 25 град.

При транспортировании мелкого угля на расстояние более 20 км поверхность загруженного в полувагоны материала покрывается пленкой.

Погрузочные комплексы оснащаются оборудованием для механического отбора проб угля в соответствии с ДСТУ ISO 139091, ДСТУ ISO 139092, ДСТУ ISO 139093.

Ручной отбор проб разрешается только в случае контрольного опробования загруженного угля.

Расчетная производительность погрузочных устройств определяется с коэффициентом неравномерности 1,75.

В случае производительности комплекса до 2000 т/ч погрузочные устройства оснащаются поворотными желобами (для рядового угля и продуктов обогащения), поворотными желобами с приспособлениями для снижения измельчения угля либо разгрузочной стрелой конвейера (для сортового угля). При производительности комплекса от 2000 т/ч до 4000 т/ч погрузочное устройство устанавливают с аккумулярующими бункерами для накопления угля во время межвагонного промежутка.

Перед погрузкой грузоотправитель обязан проверить маркировку вагона с обеих сторон, плотность и надежность закрытия торцевых дверей и крышек нижних и боковых разгрузочных люков, которые должны быть закрыты на обе закидки запорного механизма.

Категорически запрещается загрузка вагона без предварительного устранения следующих дефектов: наличие остатков груза на ходовой части, тормозной системе и в кузове вагона, не заделанные щели в дверях и разгрузочных люках, отсутствие запорных механизмов на открывающихся частях кузова.

Перед погрузкой грузов, содержащих мелкие фракции, необходимо убедиться в том, что перевозка груза в данном виде подвижного состава не вызовет его потерь, загрязнения им ж.д. пути и окружающей среды. Для этого, лицо готовящее ж.д. вагоны под погрузку, обязано принять дополнительные меры по уплотнению зазоров кузова вагона, по уплотнению имеющихся зазоров в дверях и разгрузочных люках. В качестве уплотнителя применяется деревянная закладка (горбыль деловой, опилки), ветошь. Нормы расхода уплотнителя на 1000 т отгружаемой продукции: горбыль – 1,217 м³, древесные опилки – 0,002 м³, ветошь – 0,00002 кг.

8.3.3. Минимизация вредного воздействия погрузочных комплексов на окружающую среду

Минимизация вредного воздействия погрузочных комплексов на окружающую среду заключается в снижении пылеобразований во время погрузочно-разгрузочных работ, уменьшении пылевыведения. Меры по снижению пылеобразования и пылевыведения аналогичны техническим решением, изложенным в разделе 8.2.3. кроме того, для обеспечения безопасности движения поездов запрещена погрузка вагона более грузоподъемности указанной на вагоне, одностороннее и неравномерное размещение груза.

8.4. Технолого-экологический инжиниринг при транспортировке угольной продукции

8.4.1. Общие сведения

Потери угля в процессе железнодорожных перевозок становятся заметными уже при дальности перевозок около 500 км. С увеличением пути следования угольных маршрутов до 1000 км потери угля крупностью 0-13 мм достигают 1,2-1,3 т на один вагон грузоподъемностью 60 т против установленной нормы естественной убыли 0,44 т [212].

Установлено, что потери угля при железнодорожных перевозках образуются из-за его выдувания при воздействии потока воздуха во время движения поездов; утечки мелких угольных зерен через щели в кузове вагонов; осыпание угля с верхней открытой поверхности, нагруженной выше уровня кузова вагона. Опытными перевозками, организованными Новосибирским институтом железнодорожного транспорта, было установлено, что потери углей мелких классов только от выдувания достигают в среднем 1 т на вагон при скорости до 60 км/ч, при скоростях до 100 км/ч потери угля от выдувания увеличиваются в 2-2,5 раза, так как «угольная метель» наблюдается уже при скоростях 70-80 км/ч.

По природе возникновения и абсолютным размерам потери угля при перевозках разделяется на два вида (табл. 8.9): «течь» угольной мелочи через неплотности вагонов; выдувание мелких фракций угля воздушным потоком, обтекающим движущийся поезд [213].

Таблица 8.9

Показатели	Расстояние перевозки, км					
	250	500	1000	1500	2000	2500
Потери угля на 1 км пути, кг	2,9	1,4	1,29	1,05	1	0,9
Потери угля в пути, т	0,73	0,7	1,3	1,58	2	2,2
в том числе:						
от выдувания	0,51	0,5	0,91	1,1	1,4	1,54
через неплотности	0,22	0,2	0,39	0,48	0,6	0,66

Эти потери зависят от гранулометрического состава и физико-химических свойств угля, конструкции и технического состояния вагонов, расстояния перевозки, скорости движения поездов, способа погрузки в вагоны и др.

В табл. 8.10 приведены данные по зависимости потерь топлива от размера его кусков и дальности транспортирования [214].

Таблица 8.10

Показатели	Общие	В том числе на расстояние, км			
		0-500	501-1000	1001-1500	1501-2000
Потери (т/вагон) углей класса, мм:					
0-6	6,05	0,9	1,4	1,7	2,05
0-13	5,45	0,7	1,25	1,6	1,9
0-25	3,29	0,55	0,85	0,94	0,95
Соотношение, %	100	14,5	23,7	28,7	33,1

Из анализа данных табл. 8.10 видно, что наибольшая интенсивность роста потерь угля наблюдается на первых километрах пути (100-500); потери угля уменьшаются с увеличением крупности; с увеличением дальности перевозок потери растут.

Уголь при железнодорожных перевозках теряется на всем пути следования как от выдувания, так и через неплотности вагонов, что наносит большой ущерб народному хозяйству. Во-первых, безвозвратно теряется значительная часть ценных энергетических ресурсов; во-вторых, процесс добычи их связан с большими материальными и денежными затратами. Кроме того, выдуваемый уголь загрязняет воздушный бассейн, оседая в щебеночной балластной призме, снижает устойчивость железнодорожного пути, в результате чего увеличиваются объем и частота ремонтных работ, также повышаются затраты на содержание железнодорожного полотна.

Потери угля при железнодорожных перевозках могут быть ликвидированы или хотя бы снижены за счет:

- разравнивания, уплотнения и укатки мелкого угля в вагонах с помощью катков-ровнителей;
- применение кольцевых маршрутов с вагонами, специально подготовленными для перевозки углей;
- формированием «шапки» угля высотой 200-300 мм без провалов бортов и торцевых дверей, а также покрытие «шапки» углями крупных классов;
- покрытие поверхности угля в вагонах различными эмульсиями;
- покрытие поверхности угля в вагонах различными пленочными материалами.

Кроме того, для снижения потерь угля при разгрузке вагонов необходимо принятие мер по снижению смерзаемости угольной продукции и ее залипания в вагонах.

8.4.2. Укатка мелкого угля в вагонах

Опыт перевозок показывает, что независимо от крупности переводимых углей, наиболее интенсивно уголь выдувается на первых 100-150 км пути, когда он еще недостаточно уплотнился, при этом из верхнего слоя в первую очередь удаляются мелкие фракции. В дальнейшем потери растут пропорционально расстоянию перевозки, но их интенсивность убывает.

Уплотнение угля в вагонах в настоящее время осуществляется практически везде. Для этой цели приспособлены катки-уплотнители, что позволяет утрамбовывать уголь, на 1-2 т повысить грузоподъемность вагона и высвободить значительное количество подвижного состава (350-360 полувагонов на каждые 1 млн. т перевозимого угля). Поскольку в результате укатки создается плотный слой угля, то это мероприятие в какой-то мере позволяет сокращать потери угля от выдувания (примерно 0,3-0,5 т на полувагон).

Однако при скоростях движения поездов 100 км и более почти вся утрамбованная «шапка» угля сдувается ветром. Эффективность уплотнения углей в вагоне для предохранения их от выдувания можно повысить, если утрамбованную поверхность покрывать слоем 10-15 см крупных классов угля. Однако свободными ресурсами крупных углей отрасль не располагает.

Снижение выдуваемости углей может быть достигнуто путем повышения его влажности, особенно на незначительные расстояния. Однако при транспортировке влажного угля сначала интенсивно подсушивается (зимой вымораживается) верхний слой засыпки, который сразу же уносится с поверхности угля, и так продолжается до тех пор пока груз поступит к потребителю. Отгрузка угля поставщикам влажностью выше допустимой (8% зимой и 10% летом) может несколько уменьшить величину потерь его при перевозке, однако заметно снизит качество, потребует дополнительных затрат энергии на перевозку лишнего балласта – воды (700-1000 кг на 1% влажности в каждом вагоне). В зимнее время резко увеличивается опасность смерзания груза в монолиты, осложняется разгрузка, простаивают вагоны и т.д.

В США перевозка осуществляется в специализированных полувагонах (с защитными торцевыми щитками или со съёмной кровлей и герметичными кузовами) кольцевыми маршрутами. Загрузка производится на уровне бортов или несколько выше. Скорость движения угольных маршрутов не превышает 70-80 км/ч, потери угля на расстоянии до 800 км не превышают 1,2 т на каждый 65-тонный полувагон [215].

8.4.3. Покрытие поверхности угля в вагонах различными эмульсиями

Исследованиями, проведенными НИИЖТ, ИГИ и другими организациями, установлено [213], что защитные пленки, которые могут предохранить уголь от выдувания при любых скоростях движения поездов, должны отвечать следующим требованиям:

- быть эластичными, иметь хорошее сцепление с углем и кузовом по периметру вагона и не рваться на всем пути следования;
- не загрязнять подвижной состав и погрузочно-разгрузочные устройства; не оказывать отрицательного влияния на качество перевозимого угля;
- исходный продукт для изготовления пленки должен быть не дефицитным, иметь низкую стоимость и отвечать санитарно-гигиеническим требованиям;
- иметь простую технологию приготовления и нанесения пленки на поверхность угля.

В настоящее время предложено несколько составов пленок. Так, НИИЖТ рекомендует в качестве исходного сырья использовать смесь крекинг-остатка (60-80%), асфальта (20-30%) и петролатума (4-7%). Предложенная смесь испытана в промышленных условиях и оказалась эффективной. В связи с дефицитом составляющих компонентов предложенная смесь не получила широкого внедрения. Новосибирскими институтом инженеров железнодорожного транспорта были предложены такие плен-

кообразующие материалы, как сульфитные щелоки, их полимеры, талловый пек, смесь битума деасфальтизации и легкого каталитического газойля. В ИГИ в качестве исходного материала для получения защитного покрытия разработана смесь мазута и воды в соотношении 1:1.

Расход этой смеси на полувагон составляет 100 кг. Защитная смесь была проверена на кузнецких и карагандинских углях, перевозимых в Магнитогорск. По своим качествам пленка из мазута и воды удовлетворяет почти всем перечисленным выше требованиям. Впервые промышленное внедрение это покрытие получило в Кузнецком и Карагандинском бассейнах при перевозке концентрата коксующихся углей в район Урала. Технология приготовления и нанесения на поверхность угля предложенных компонентов отличается простотой, а инженерное оформление процесса не связано с разработкой сложных машин и механизмов. Принципиальная схема установки для приготовления защитного состава и нанесения его на поверхность угля в вагоны показана на рис. 8.8.

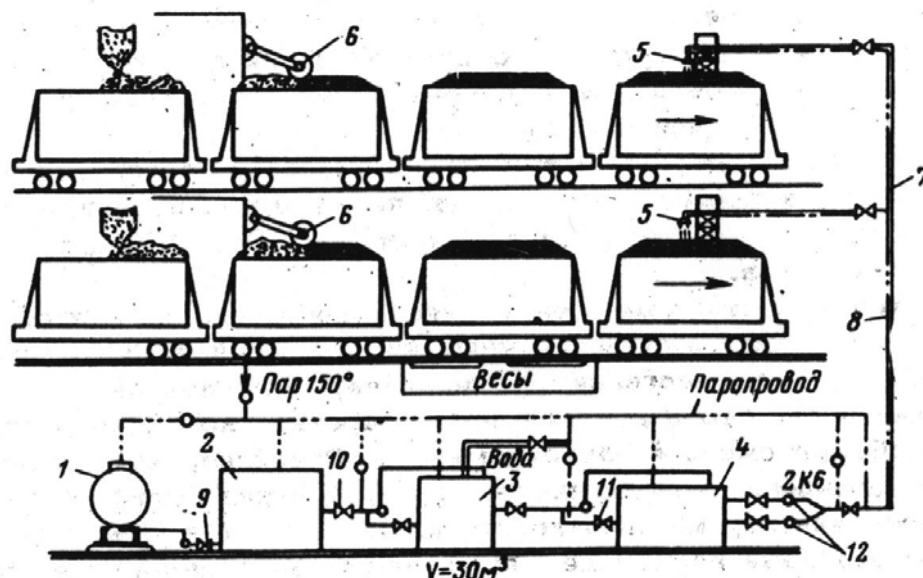


Рис. 8.8. – Принципиальная схема приготовления для защитного состава и нанесения его на поверхность угля в вагонах:

- 1 – железнодорожные цистерны; 2 – накопительная емкость; 3 – емкость для приготовления эмульсии; 4 – расходная емкость; 5 – струйное устройство; 6 – каток-уплотнитель; 7 – паропровод (труба в трубе); 8 – трубопровод для эмульсии; 9 – центробежный насос; 10, 11 – насосы шестеренные; 12 – насос центробежный

Разработчиком типового проекта установки является Гипрошахт. Технологическая схема установки включает:

- складское хозяйство, в том числе железнодорожную сливную эстакаду с приспособлениями и устройствами для разогрева (в случае необходимости) и слива компонентов защитного состава из железнодорожных цистерн в приемную емкость, а также складские емкости для хранения запаса не менее чем на месяц работы;
- насосная для перекачивания жидких продуктов от приемной и складской емкостей и далее к емкости для приготовления защитного состава. Предусмотрен подогрев и фильтрация жидких продуктов;
- трубопроводы с теплоизоляцией;

- пункт приготовления защитного состава с емкостью для приготовления смеси, насосы и подогрев смеси;

- пункт нанесения защитного покрытия, включающий расходную емкость с суточным или сменным запасом, подающий насос с регулирующей обратной линией, струйное устройство для нанесения состава на поверхность угля, каток-уплотнитель для предварительного разравнивания и уплотнения «шапки» угля, страховочное устройство для предупреждения переливов жидкости и пульт оператора.

Технология приготовления и нанесения защитного покрытия осуществляется в следующей последовательности.

Периодически по мере поступления производится прием и слив компонентов состава. При этом (если это необходимо) происходит подогрев имеющимися средствами жидких продуктов в цистерне, а после слива их и в приемной емкости, далее по всей линии до расходной емкости. Цель подогрева – обеспечить достаточную текучесть продуктов, степень подогрева зависит от свойств жидкости и температуры воздуха. Например, для топочного мазута марки М-100 достаточная текучесть обеспечивается при 45-50°C, для 50%-ной водной эмульсии требуется подогрев до 70-75°C, а в зимнее время – 85-90°C. Для отработанных нефтепродуктов (в зависимости от их состава) нужен подогрев от +5 до +35°C, для водных растворов достаточно иметь любую положительную температуру (не допускать замерзания состава).

Из приемной емкости жидкость поступает и распределяется по складским емкостям, откуда, по мере надобности, ее подают в требуемой пропорции в емкость для приготовления защитного состава.

В этой емкости компоненты перемешиваются или готовится водная эмульсия, для чего используют насосы шестеренного типа, осуществляющие перекачку компонентов.

Обычно для этого достаточно двух-трехкратной циркуляции всего объема смеси в данной емкости. Очевидно, чем больше производительность насосов, тем быстрее будет приготовлена эмульсия или перемешаны компоненты. Следует иметь в виду, что шестеренные насосы не могут долго работать на воде, поэтому при приготовлении эмульсий на основе нефтепродуктов в приготовленную емкость сначала заливают нефтепродукт и включают насос, а затем постепенно добавляют воду. В этом случае обеспечивается смазка насоса и он не выходит из строя.

Эмульсии можно готовить из топочных мазутов и воды в соотношении 1:1 по объему: М-100 – 50%; вода – 50% при подогреве до 80-90°C; М-40 – 50%; вода – 50% при подогреве до 40-50°C.

Кроме того, для замены мазута можно готовить эмульсию следующего состава: нефтепродукты отработанные – 40%, вода 50%, мазут М-100 10%, температура подогрева 60°C.

В последнем случае мазут вводится для увеличения стабильности эмульсии, так как вода с маслами быстро расслаивается.

Чистые нефтепродукты для приготовления не применяются.

При использовании в качестве защитных средств каких-либо водных растворов (например, лигносульфонатов) применение объемных насосов недопустимо, следует переходить на центробежные или вихревые.

Приготовленную смесь перекачивают в расходную емкость, откуда она подается на поверхность погруженного в вагоны и предварительно уплотненного катком угля. Тем временем в приготовленной емкости можно готовить смесь для следующей смены.

Задача оператора – обеспечить равномерное нанесение защитного покрытия на уголь в вагоне без разрывов и переливов, в количестве, предусмотренном технологией, т.е. 100-120 кг для эмульсий и 90-100 кг на вагон для остальных составов. При этом защитный состав пропитывает верхний слой угля (до 10-15 мм), связывает его и образует защитную корку, которая выдерживает ветровые и динамические нагрузки, предохраняя уголь от потерь. В то же время при разгрузке вагона опрокидыванием эта корка легко разрушается массой выгружаемого угля, окончательно разбивается при ударе о приемную решетку и смешивается с остальным углем.

Для исключения попадания состава за пределы контура засыпки угля в вагоне применяют специальный лоток, который автоматически подводится под распыляющее устройство с одновременным отключением подачи состава, который возвращается для регулирования расхода смеси на уголь в вагоне. Та смесь, которая попала в лоток, возвращается в расходную емкость, выливается на следующий вагон.

Вся операция нанесения защитного покрытия на уголь производится без останковки вагонов и занимает в зависимости от скорости передвижения вагона 20-80 с.

Поэтому если погрузка угля осуществляется засыпкой конусов из-под бункера, т.е. требуется «толчковое» передвижение вагонов, оператору будет трудно качественно произвести укатку угля и равномерно нанести защитный состав. В этом случае желательно отделить операцию погрузки от операций укатки и нанесения состава на уголь, проводя две последние операции за один проход под струйным устройством при движении вагонов с постоянной скоростью. Как правило, на таких объектах по условиям путевого хозяйства под погрузку подают около 10-15 полувагонов одновременно, поэтому дополнительное их передвижение занимает не более 15 мин.

Такие трудности не возникают на углесборочных пунктах, где продвижение вагонов под установкой не связано с погрузкой угля и нет необходимости в дозировке загруженных вагонов. Строительство установок по нанесению защитных покрытий не на отдельных угольных предприятиях, а на крупных углесборочных пунктах, перед выходом на магистрали является целесообразным.

Таким образом, предложенная технологическая схема проста, все ее элементы имеют либо отработанные проектные решения (эстакада, складское хозяйство), либо серийно изготавливаются промышленностью (емкости, насосы, фильтры, трубопроводы и пр.). Немногочисленные узлы, которые попадают под определение «нестандартизированное оборудование» (струйное устройство, страховочный лоток), просты по конструкции и могут быть изготовлены в любых мастерских из самых недефицитных материалов.

Кроме того, технологическая схема позволяет практически без переделок переходить на новые защитные составы по мере того, как они будут разработаны, исследованы и рекомендованы для использования. Эта работа проводится сейчас ИГИ. Она направлена на совершенствование технологической схемы, ее упрощение и автоматизацию.

Потери угля при перевозках, оцениваемые по странам СНГ в 3-5 млн. т в год только от выдувания, будут возрастать, если не принять мер по их ликвидации. Эти меры реализуются в отрасли производственными объединениями вместе с научно-исследовательскими институтами.

Установки по обработке угля могут размещаться либо на подъездных путях угледобывающих (перерабатывающих) предприятий, либо на станциях МПС, расположенных на выходах из угольного района (бассейна). В первом случае каждая из таких установок обрабатывает уголь железнодорожных маршрутов, следующих с одного

или группы предприятий, а во втором – обработке подвергается поток угля, идущего со всего бассейна.

Расчетами установлено, что строительство установок на путях МПС требует меньше капитальных и эксплуатационных затрат, так как их мощность в 2-3 раза выше установок, размещаемых при шахте и обогатительной фабрике.

Первые промышленные установки были построены в Кузнецком и Карагандинском бассейнах. Опыт их эксплуатации подтвердил перспективность разработанного мероприятия, направленного на сохранность углей от выдувания, прочность и надежность предложенного состава в качестве пленкообразующего материала и экономическую целесообразность. В связи с ограниченностью ресурсов мазута и необходимостью более важного его использования (например, для глубокой переработки для получения моторного топлива), в результате научных поисков ИГИ и другими институтами предложены новые материалы для получения защитного покрытия – это отработанные нефтепродукты: смесь нефтепродуктов (СНО), масла моторные (ММО), масла индустриальные (МИО) и другие. Ресурсы этих материалов достаточны для повсеместного внедрения рассматриваемого технического решения.

Особенностью отработанных нефтепродуктов является то, что их применение не будет связано со значительным предварительным подогревом при нанесении на поверхность угля в вагоне, так как они характеризуются низкой температурой застывания. Удельный расход нефтепродуктов на один полувагон грузоподъемностью 70 т равен 90 кг.

8.4.4. Снижение смерзаемости углей в вагонах

Смерзание сыпучих грузов – углей, руд, строительных и других материалов при их транспортировании приносит большой ущерб народному хозяйству. Количество сыпучих материалов, перевозимых железнодорожным транспортом в холодное время года, превышает 500 млн.т в год, из них две трети подвержены смерзанию. При этом дополнительные затраты на разгрузку смерзшихся грузов с учетом «простоя» вагонов в СССР достигали 250 млн. руб. в год, из них до 60 млн. руб. затрачивалось на внеплановый ремонт полувагонов, вызываемый разгрузкой смерзшихся грузов.

Объем каменных углей, перевозимых в холодное время года и подверженных смерзанию, достигает 180 млн.т в год. Кроме того, по внутренним путям в зимнее время перевозится до 140 млн. т углей и до 80 млн.т вскрышных пород, направляемых в отвалы. Смерзание углей приводит к большим простоям подвижного состава, нарушению снабжения и ритмичности работы предприятий, денежным и трудовым затратам.

В соответствии с правилами перевозок смерзающихся грузов (в том числе угля) при влажности каменных углей более 7% и бурых более 30% отправители обязаны применять следующие профилактические мероприятия: обезвоживание и сушку, омасливание, перемешивание влажных углей с сухими, предварительное промораживание углей, обработку внутренних поверхностей полувагонов.

Механическому обезвоживанию подвергаются различные продукты обогащения углей: крупный, мелкий и флотационный концентраты, шлам и промпродукт. Обезвоживание осуществляется на вибрационных и обезвоживающих грохотах, фильтрующих шнековых и вибрационных центрифугах, осадительных центрифугах,

дисковых и ленточных вакуум-фильтрах, гипербарфильтрах, ленточных и камерных фильтр-прессах.

Сушка продуктов обогащения в настоящее время широко применяется на фабриках, обогащающих угли мокрым способом. Сушке подвергаются мелкий уголь в смеси с флотационным концентратом или отдельно флотационный концентрат и мелкий уголь. Иногда сушке подвергается промпродукт. Исходная влажность углей, поступающих на сушку, колеблется от 11 до 25,6%, а влажность отгружаемого концентрата – от 4,1 до 12,5%. Сушка продуктов обогащения осуществляется в сушильных барабанах, в трубах-сушилках и в сушилках с «кипящим» слоем.

На ряде фабрик Донецкого бассейна вследствие неустойчивости режима работы сушильных установок снижение влаги при сушке взрывоопасных углей доводят до 8-9% вместо установленных 7%. При более глубокой сушке (до 5%) в условиях Кузбасса при загрузке угля, имеющего температуру +40-50°, и температуре окружающего воздуха -25-30° уголь тем не менее смерзается вследствие конденсации влаги на его поверхности.

Омасливание углей проводится путем их обработки различными органическими жидкостями (антраценовым маслом, креозотом и др.) в количестве 1-1,5% массы угля. Способ обмакивания углей может быть эффективным при условии равномерного перемешивания масла со всеми частицами угля. Однако способы обмакивания углей на конвейерных лентах обогатительных фабрик пока еще не совершенны и не обеспечивают полного покрытия частиц угля, что значительно снижает эффективность метода. Необходимо изыскать более эффективные материалы, так как ранее применявшиеся не предотвращали смерзания и примерзания углей. Проводившееся до настоящего времени обмакивание угля на 26 установках угольной промышленности СССР антраценовым маслом прекращено в связи с его канцерогенностью и прекращением поставок.

Смешивание сухого угля с влажным производится путем прослойной пересыпки, при этом слой сухого угля насыпается на пол вагона, а два других – по высоте погрузки.

Способ предварительного промораживания углей заключается в многократном пересыпании их экскаватором или другими механизмами до достижения в середине слоя пересыпаемого груза температуры -3° и ниже или путем выкладывания кусков угля на площадке слоем 300-500 мм и выдерживания их на морозе до полного промораживания. После этого угли дробятся на куски таких размеров, при которых обеспечивалась бы свободная выгрузка через люки вагонов. Этот способ дает более или менее удовлетворительные результаты при устойчивых морозах.

Недостатками метода промораживания являются большие затраты на складирование углей, их размельчение бульдозерами на складах, что связано с потерей крупных и средних классов угля. Кроме того, транспортирование и длительное хранение в бункерах замороженного угля приводит к его зависанию в течках и бункерах.

Пересыпка угля древесными опилками проводится следующим образом. На пол вагона насыпается слой опилок высотой не менее 30 мм, а по высоте погрузки уголь пересыпается такими же двумя равномерными сплошными слоями опилок по 10 мм, причем не допускается соприкосновение смежных слоев груза. Опилки, как механическая прослойка, ослабляют прочность смерзания углей, но не предупреждают его промерзания в связи с гигроскопичностью.

Дефицитность опилок и их дороговизна снижают их применение в промышленности.

Кроме того, применение опилок в качестве профилактического средства при перевозках энергетических углей вызывает значительные трудности при транспортировании углей с опилками внутри электростанции. Таким образом, применение древесных опилок в качестве профилактического средства против смерзания углей нецелесообразно.

Предотвращение примерзания и смерзания углей с применением профилактических средств неорганического происхождения. В качестве профилактических неорганических веществ чаще всего используются хлористый кальций, хлористый натрий и хлористый магний, образующие при соединении с влагой груза растворы с низкой температурой замерзания.

В США для предотвращения смерзания углей влажностью около 6% добавляется 2 кг/т хлористого натрия (NaCl). При этом примерно одна треть общего количества NaCl находится около днища вагона-хоппера, а остальную часть распределяют по всей массе угля, причем – больше у наружной поверхности груза и у стенок вагонов. Эффективность применения хлористого натрия в этом количестве в стационарных условиях при температуре -10° равна примерно 10 ч, при температуре воздуха ниже -20° эффективность этого профилактического средства снижается.

В результате проведения исследований были предложены нормы расхода хлористого натрия при различных температурах и поверхностной влажности угля, приведенные в табл. 8.11.

Таблица 8.11

Нормы расхода хлористого цинка

Температура, град.	Влажность угля, %	Расход NaCl, кг/т угля
-6,5	6	3,4
	9	5,1
-23,0	6	8,2
	9	12,3

Применение раствора хлористого кальция в качестве профилактического средства против смерзания угля осуществляется в США фирмой «Доу кемикл компани», ежегодно обрабатывается около 1 млн. т угля. Обработка угля с небольшой поверхностной влажностью производится 32%-ным раствором хлористого кальция распылением его через сопла под давлением. Определение прочности на сжатие отработанных образцов угля показало, что их прочность меньше, чем образцов углей, обработанных раствором каменной соли, и ниже прочности образцов углей без обработки.

Проведенными исследованиями установлены нормы расхода хлористого кальция в зависимости от температуры воздуха и поверхностей влажности угля.

С увеличением влажности угля повышается количество хлористого кальция для сохранения сыпучести материала при транспортировании. При температуре воздуха -9 -9,5° и влажности угля 6 и 9% расход хлористого кальция составляет 3,0-4,5; 4,5-6,8 кг/т соответственно.

Растворы хлористого кальция в качестве профилактического средства против смерзания грузов применяются в Швеции, Норвегии и на многих открытых разработках Германии.

Принцип действия хлористого кальция в качестве профилактического средства против примерзания грузов состоит в том, что при нанесении раствора хлористого

кальция зимой на металлическую поверхность он быстро застывает и образует на ней твердый и прочный слой. Соприкосновение пленки хлористого кальция с влажным грузом вызывает растворение пленок хлористого кальция и образование незамерзающего раствора, который предохраняет груз от примерзания к стенкам вагона.

Применение хлористого кальция для борьбы с примерзанием грузов осуществлялось на многих предприятиях США, Чехии, Норвегии и Швеции. Недостатком этого способа является малая эффективность при температурах ниже -20° при высокой влажности перевозимого груза.

С шестидесятых годов в Чехии и Швеции применялся в качестве профилактического средства против смерзания грузов калкосан, близкий по составу к хлористому кальцию. Состав калкосана: хлористый кальций (около 90%), хлористый натрий, хлористый барий, окись кальция, алюминия и железа. Благодаря высокой гигроскопичности и легкой растворимости калкосан быстро отнимает влагу у частиц груза, растворяется в ней, образуя на замерзающий при низких температурах раствор. Норма расхода калкосана – 1-3 кг на 1 т груза. Опыты показали, что применение калкосана эффективно в условиях умеренных морозов и небольших расстояний перевозки грузов. Однако в связи с ухудшением качества угля и с коррозионностью калкосана применение его прекращено.

В целях борьбы с примерзанием грузов при транспортировании за рубежом применяется обрызгивание внутренней поверхности вагонов растворами поваренной соли, хлористого кальция и хлористого магния.

В Германии на бурогольном карьере «Гезельбах» было применено профилактическое средство типа поваренной соли против примерзания вскрышных пород к стенкам и днищам вагонов-думпкаров, представляющее собой белую порошкообразную массу, по химическому составу сходную с поваренной солью. Применение этого средства осуществлялось путем его нанесения на внутренние поверхности кузовов-думпкаров при помощи пневматической распыливающей установки. При температуре до -28° думпкары легко разгружались. Применение этого средства оказалось эффективным при транспортировании бурого угля с открытых разработок на тепловые электростанции.

Большое распространение в Германии получило применение хлористого магния в виде водных растворов в качестве профилактического средства против примерзания грузов к внутренней поверхности кузовов вагонов. Водный раствор хлористого магния (25,9%) имеет низкую температуру замерзания раствора (-33°).

Недостатком применения профилактических средств против смерзания и примерзания углей в виде хлоридов (хлористый кальций, хлористый магний и др.) является их корродирующее действие на металлические поверхности вагонов и топочных устройств, а также вредное влияние на качество угля, используемого на коксохимических предприятиях.

В Советском Союзе профилактические средства неорганического характера не нашли применения не только потому, что они вызывают коррозию оборудования, но еще и потому, что в условиях более сурового климата в Сибири, на Севере и в Караганде они оказались совершенно неэффективны.

В США сделаны попытки применения в качестве профилактического средства против смерзания углей хлоридов кальция, добавляемых в количестве 0,46% массы угля. Лабораторные исследования и опытно-промышленная проверка данного профилактического средства на угле с влажностью 16% при длительной перевозке и хранении в условиях сильных морозов (до -23°) показали, что добавка хлоридов предотвращает смерзание угля и уголь легко выгружается из вагонов.

Однако и при этом наблюдаются снижение качества углей и коррозия оборудования.

Профилактика предотвращения примерзания и смерзания углей с применением материалов органического характера. В качестве профилактических средств против смерзания углей применяют нефть и масла. В США были проведены опыты по применению нефтяных смесей со специальными добавками, давшие положительные результаты.

В Германии при перевозке угольной мелочи были применены масла (легкий мазут), которыми орошался уголь на конвейере перед погрузкой в вагон. Расход масла составлял 0,1-0,3% массы груза. При добавке 140 кг масла на вагон (55 т угольной мелочи) и транспортировании в течение 9 ч при -8 -12° вагоны легко разгружались.

По патенту ГДР № 41700 предлагается способ предупреждения налипания и примерзания сырого бурого угля, отходов породы и других сыпучих материалов к конвейерам и емкостям, состоящий в том, что внутреннюю поверхность транспортных устройств и приемников покрывают тонким слоем горного воска или другого гидрофобного парафинистого материала. Парафин может быть нанесен на стенки в виде распыленного раствора, образуя пленку после испарения жидкой фазы.

По патенту № 6243889 (США) предлагается способ устранения смерзания лигнита и других влажных материалов при их транспортировании путем подмешивания к влажному лигниту 10-20% предварительно подсушенной лигнитовой мелочи, прошедшей через сито с размером отверстий 12х6 мм. Охлажденную после сушки мелочь рекомендуется загружать в донную и пристеночные части вагонов.

В США разработан процесс предотвращения смерзания углей путем обработки их жидкими углеводородами (керосин, дизельное топливо и др.) в виде эмульсий с добавлением этиленгликоля и эмульгатора. В состав эмульсионного реагента входят дизельное топливо 50%, этиленгликоль 24%, вода 24% и эмульгатор 2%. Температура застывания эмульсии -29° . Расход ее составляет от 4-12 л на 1 т груза и до 20 л для обработки стенок и дна полувагона (патент № 3794472).

Недостатками этого профилактического средства против смерзания углей являются сложность состава и дефицитность материалов в эмульсионном реагенте, а также их дороговизна.

В США были проведены также работы по устранению пробок в бункерных устройствах, по борьбе со смерзаемостью углей в зимнее время и по уменьшению прилипания его к стенкам углеподающих устройств путем обработки углей небольшим количеством (1% массы угля) различных видов жидкого топлива. Наиболее эффективной и дешевой оказалась обработка углей газойлем.

Твердые пленочные покрытия. В Германии в качестве твердых пленочных покрытий для предотвращения примерзания породы и угля при кольцевых маршрутах на короткие расстояния (5-8 км) применялись обмазка и облицовка стенок и днищ полувагонов пластическими материалами – полихлорвинилом, который при -15° приблизительно в 10 раз уменьшал количество примерзшего груза.

В ЧССР и ГДР путем создания гидрофобного слоя из макромолекулярных веществ (силиконы, полиэтилен, полипропилен, тефлон) на поверхности кузовов вагонов удалось значительно снизить степень примерзания груза, а иногда и полностью предотвратить его.

В качестве теплоизолирующей пленки на кузовах вагонов в США и Канаде для сохранения начальной положительной температуры груза при его транспортировании использовалась пленка из полиуретана.

В условиях сурового климата Печоры, Сибири, Караганды и Дальнего Востока применение растворов минеральных солей для решения указанной задачи недостаточно эффективно.

Из профилактических средств органического характера в подавляющем большинстве использовались продукты нефтяного каменноугольного происхождения (нефть, дизельное топливо, керосин, трансформаторное и другие масла). Однако применение их также не всегда оказывалось эффективным, особенно при температурах ниже -20° .

На основании исследований по применению углеводородных профилактических средств можно сделать вывод о том, что при разработке мер, предотвращающих примерзание углей к стенкам полувагонов в качестве основных профилактических средств следует применять парафинистые углеводороды. При этом основная роль в создании гидрофобных профилактических пленок принадлежит парафину, жидкие же углеводороды рассматриваются только как растворители.

Присутствие парафина в нефтепродуктах обеспечивает образование прочной гидрофобной пленки на деревянных и металлических поверхностях, предотвращает стекание с них нефтепродуктов и исключает примерзание углей к стенкам.

Применение, например, одного дизельного топлива (без парафина) как профилактического средства против примерзания углей и сланцев к стенкам полувагонов результатов не дает.

В процессе исследований, проводившихся в лабораторных условиях, в качестве профилактического средства применялись дизельное топливо с 10%-ным раствором парафина, смеси 45% дизельного топлива, 45% мазута и 10% парафина, смеси 25% дизельного топлива, 3% мазута и 20% воды; парафинистые арланская, тюменская, мангышлакская нефти, а также водонефтяные эмульсии, содержащие 30-50% воды. Влажность каменных углей, загружающихся в модели, колебалась от 11 до 18%, т.е. была заведомо выше предельных ее значений.

Проведены также опыты с покрытием стенок моделей только одним парафином. И в этом случае уголь к стенкам не примерзал, хотя влажность его менялась от 11 до 18%. Таким образом, различное содержание парафина не отражается на примерзании углей даже при наивысшей влажности.

Лабораторными исследованиями, проведенными на моделях при температурах -20° , -40° было доказано, что при применении профилактических пленок из указанных нефтепродуктов, в том числе эмульсий, уголь к стенкам и дну моделей не примерзал. Положительный эффект присутствия парафина был подтвержден тем, что усилия сдвига, с помощью которого оценивалась эффективность профилактических средств, существенно ниже, чем при использовании беспарафинистых углеводородов. Положительные результаты, полученные в лаборатории, позволили перейти к опытно-промышленной проверке применения парафинсодержащих профилактических средств.

Опытно-промышленная проверка и внедрение различных профилактических средств. В 1970 г. была начата серия промышленных испытаний с применением указанных гидрофобных материалов. Первая серия испытаний проводилась в Кузнецком бассейне в феврале-марте 1970 г. при температуре в пункте погрузки -15° , -17° . Уголь отправлялся с шахты «Усинская» на Западно-Сибирский металлургический комбинат. Расстояние перевозки составило 100 км, время в пути от момента погрузки до момента выгрузки 25-50 ч. Температура в пункте выгрузки была днем $-25-28^{\circ}$, ночью -35° . В качестве профилактического материала использовалось дизельное топливо (ДТ) с парафином. Смесь подогревалась до температуры $50-80^{\circ}$ и наносилась на

внутренние поверхности кузова полувагонов. Расход материала на один четырехосный полувагон (60 т) не превышал 7-10 кг, максимальная толщина пленки 0,1 мм. Всего при испытаниях было перевезено угля марки К (влажностью от 6,7 до 9,6%) 50 полувагонов с деревянными и металлическими кузовами. Из них 25 полувагонов (1560 т) были обработаны ДТ с парафином и 25 полувагонов были контрольными. Испытания показали, что в контрольных полувагонах (не обработанных пленкой) примерзло к стенкам кузова от 2 до 7 т угля, а в опытных полувагонах, покрытых гидрофобной пленкой, угля, примерзшего к стенкам, не обнаружено.

Парафин, содержащийся в дизельном топливе, создавал устойчивую гидрофобную пленку, прочно связанную с адгезионными силами со стенками кузова полувагонов. Таким образом, основная роль в создании профилактической гидрофобной пленки, исключающей примерзание углей к внутренним поверхностям моделей и полувагонов, принадлежит парафину, а жидкая среда является растворителем.

В феврале-марте 1971 г. ИГИ, Карагандинским филиалом ИОТТ, ЦОФ «Сабурханская» и шахтой «Гентекская-Вертикальная» № ½ ПО «Карагандауголь» были проведены опытно-промышленные перевозки с применением зимнего дизельного топлива с парафином (10%) в качестве профилактического средства против примерзания углей.

После испытаний были сделаны выводы о том, что из вагонов, на стенки которых была нанесена профилактическая пленка из дизельного топлива с парафином, уголь разгружался полностью: пленка оказалась прочной и пригодной для повторного (трех- четырехкратного) использования.

Одновременно в феврале-марте 1971 г. были проведены опытные перевозки угля с шахты «Усинская» на Западно-Сибирский металлургический комбинат. С 1974 г. установка перешла в промышленную эксплуатацию.

В качестве пленкообразующих материалов были использованы смеси, приведенные ниже, и осевая смазка с парафином (3-5%).

Расход продуктов на образование гидрофобной профилактической пленки составлял 8-10 кг на один полувагон грузоподъемностью 62 т (табл. 8.12).

Таблица 8.12

Расход продуктов на образование пленки

Смеси нефтепродуктов	№ смеси		
	1	2	3
Имитирующие нефти, %:			
мазут	54	66	70
дизельное топливо	41	25	27
парафин	5	9	3
Водонефтяные эмульсии, %:			
мазут	61	54	-
дизельное топливо	21	18	-
парафин	3	5	-
Вода	15	23	-

Обработка внутренних поверхностей полувагонов проводилась ручным распылителем. В опыте использовался рядовой уголь марки К влажностью до 8%, который перевозился с шахты «Усинская» на Западно-Сибирский металлургический завод. Погрузка проводилась днем при температуре -20° , -25° . Вагоны находились в пути от 30 до 72 ч. В ночное время в период проведения опыта температура снижалась до -45° . Разгрузка прибывшего угля осуществлялась с помощью вагоноопрокидывателя при температуре -30° . Всего было обработано 26 четырехосных полувагонов, которые вмещали более 1600 т угля. Столько же было отправлено и контрольных вагонов с таким же углем. Опыт показал, что применение всех вышеперечисленных продуктов, имитировавших парафинистые нефти, полностью предотвращает примерзание углей из всех полувагонов, стенки которых были покрыты гидрофобной пленкой, в то время как в контрольных (необработанных полувагонах) примерзало от 2 до 5 т угля. Указанные продукты оказались эффективными в одинаковой степени для вагонов с металлическими и деревянными стенками, причем состояние пленок после выгрузки угля оказалось таким, что они были пригодны для четырехкратного использования. Таким образом, опытные перевозки подтвердили возможность и эффективность применения более дешевых и менее дефицитных, чем дизельное топливо, нефтепродуктов с участием парафина, в том числе топливных эмульсий. При нанесении профилактических гидрофобных пленок из нефтепродуктов, расход которых составляет до 20 кг на один полувагон, удельный расход потенциального тепла, заключенного в пленке, в 4-5 раз меньше расхода тепла в тепляках нового типа, при этом не увеличивается время на обработку подвижного состава в процессе погрузки и выгрузки угля.

Лабораторные исследования и опытные перевозки показали, что в настоящее время имеется достаточное количество продуктов, применение которых может решить вопрос о борьбе с примерзанием и смерзанием углей. Одним из важных результатов этих работ является выявление возможности локального использования местной нефти или нефтепродуктов в крупнейших бассейнах. Так, для Донецкого бассейна возможно использование волжской и украинской нефти, для Кузбасса - тюменской, для Караганды – мангышлакской и для Печорского бассейна – нефти Коми. Это позволит избежать дальних перевозок нефтепродуктов.

При перевозках углей на дальние расстояния, а также в условиях Сибири и Севера возможно не только примерзание, но и смерзание углей. В этом случае, по-видимому, недостаточно принимать меры, исключающие примерзание угля к стенкам вагонов, применять метод отогревания (размораживания) в тепляках пристеночного слоя.

При разработке и внедрении методом борьбы со смерзанием углей с полным основанием можно применять те же продукты, которые испытывались и рекомендуются для предотвращения примерзания угля к стенкам вагонов. Предупреждение смерзания углей в процессе железнодорожных перевозок требует обработки, по крайней мере, половины массы угля, загруженного в вагоны. При этом вся поверхность угля должна быть покрыта равномерной тонкой гидрофобной пленкой, так как расход нефтепродуктов для указанной цели не должен превышать 1%. Наиболее целесообразно осуществлять эту операцию при выходе угля из бункера. Установка должна иметь автоматическое управление.

Обработка массы угля, осуществляемая с целью предотвращения смерзания, имеет еще одну важную сторону. Исследования и практика коксования показывают, что если коксовая шихта предварительно обработана мазутом в количестве 1% (от всего угля), то при коксовании такой шихты улучшается не только качество кокса и возрастает производительность коксовых батарей (за счет увеличения насыпного веса), но и повышается выход продуктов коксования и улучшается их качество. По-

скольку для процесса коксования такие меры полезны, то наиболее эффективно это осуществлять при погрузке не только в зимнее время, но и в течение всего года.

Таким образом, обработка угля в пункте погрузки нефтепродуктами позволяет избежать смерзания угля и увеличить качество кокса и продуктов коксования, а для энергетических углей увеличить теплоту сгорания.

Принципиальная схема обработки стенок и днища вагонов профилактическим составом для предотвращения примерзания угля показана на рис. 8.9.

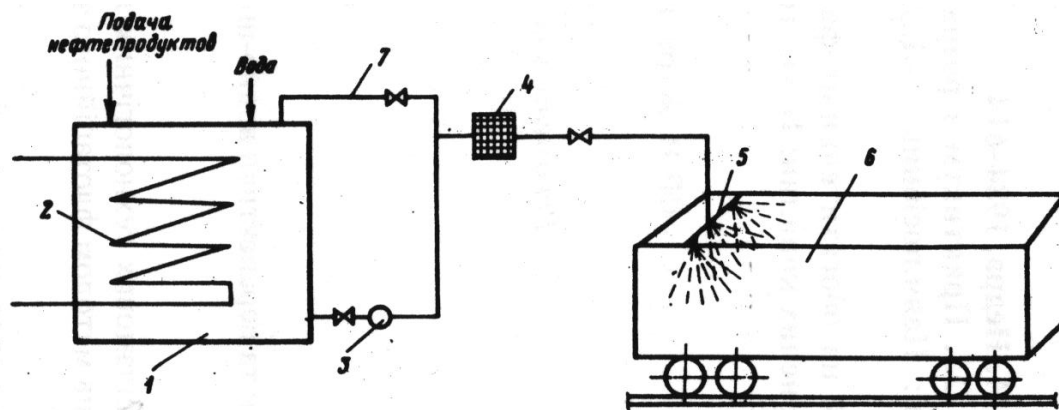


Рис. 8.9. Принципиальная схема обработки стенок и днища вагона профилактическим составом для предотвращения примерзания угля

В расходную емкость 1, снабженную змеевиком подогрева 2, поступает профилактическое средство (нефтепродукт) для предотвращения примерзания угля и нагревается до температуры $60-70^{\circ}$ при помощи пара. Нагретый нефтепродукт при помощи шестеренчатого насоса 3 через фильтр тонкой очистки 4 подается в форсунки 5 для нанесения профилактического средства на стенки и днища полувагона 6. Барботаж профилактического средства осуществляется по барботажной линии 7.

Принципиальная схема обработки угля профилактическим составом против смерзания показана на рис. 8.10.

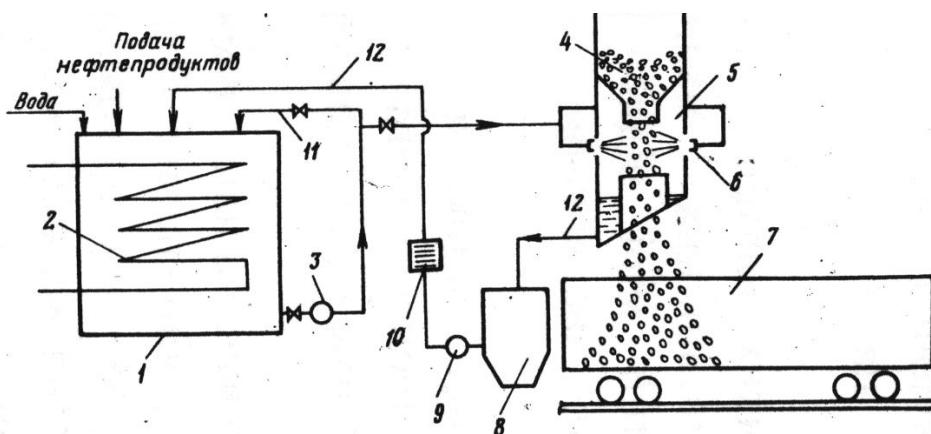


Рис. 8.10. Принципиальная схема обработки угля профилактическим составом против смерзания:

- 1 – расходная емкость; 2 – змеевик подогрева; 3 – шестеренный насос; 4 – бункер с углем; 5 – камера обработки угля; 6 – форсунки; 7 – полувагон; 8 – отстойник; 9 – насос возврата профилактического состава; 10 – фильтр тонкой очистки; 11 – барботажная линия; 12 – возврат состава

В расходную емкость через залив поступает профилактический состав (нефтепродукт), который нагревается при помощи змеевика до необходимой температуры. Нагретый состав подается в бункер с углем, где в камере обработки он распыляется противоположно расположенным форсункам. Затем обработанный уголь поступает в полувагон, неиспользованный профилактический состав через фильтр тонкой очистки возвращается при помощи насоса в расходную емкость. Барботаж профилактического средства осуществляется по трубопроводу.

8.4.5. Снижение налипания углей на рабочих поверхностях транспортного и обогатительного оборудования

Важным свойством материалов, содержащих глинистые частицы, является их способность проявить липкость. Это свойство глинистых материалов отрицательно сказывается на работе транспортного и технологического оборудования углеобогачительных фабрик из-за налипания горной массы на рабочие поверхности [216].

Под липкостью понимают способность вязких материалов приставать к твердой поверхности, для удаления которых требуется прилагать усилие [217].

Термин «прилипание» относится к процессам установления и прогрессивного роста со временем молекулярной связи между двумя телами, термин «адгезия» применяется для обозначения достигнутой прочности этой связи. Таким образом, прилипание характеризует процесс, адгезия – его величину [218]. Величину адгезии горной массы к рабочей поверхности оборудования можно снизить, используя различные методы и явления.

Электроосмос. Явление электроосмоса заключается в перемещении влаги в тонкопористой гидрофильной среде под действием постоянного электрического тока в сторону отрицательного электрода (катода). Это явление обусловлено наличием на поверхности частиц глинистой породы, как и другой гидрофильной системы, двойного электрического слоя. Отрицательные заряды этого слоя прочно связаны с поверхностью частиц породы и поэтому неподвижны, а положительные заряды находятся в жидкости, образуя подвижную диффузную часть с уменьшающейся концентрацией зарядов катионов к внешней стороне. Между зарядами двойного электрического слоя имеется полное электронное равновесие, поэтому дисперсная система в целом электронейтральна.

При действии постоянного электрического поля нейтральность системы нарушается и положительно заряженный слой двойного электрического слоя смещается к отрицательному электроду – катоду, механически увлекая за собой жидкость, находившуюся в порах породы. Механическое увлечение воды может вызывать заметное поступательное движение всей жидкости в порах только мелкозернистых пород (глинистых и суглинистых). Электроосмос эффективен при содержании глинистых частиц в породе не менее 8%. В мелкозернистых породах место ушедших положительных зарядов тотчас замещают другие заряды, поступающие из жидкой фазы породы. Таким образом, происходит непрерывное восстановление равновесия зарядов в двойном электрическом слое, что обеспечивает непрерывность электрического движения воды в породе до тех пор, пока в ней имеется заряженная вода, т.е. до пределов незамерзающей влаги. Образующийся в процессе электроосмоса избыток положительных зарядов у катода нейтрализуется на его поверхности.

Несмотря на положительные результаты снижения липкости грунтов, этот метод имеет ряд ограничений, сдерживающих его широкое применение. Электроосмос в грунтах эффективен лишь при влажности большей или близкой к влажности раскаты-

вания. В то же время при высоком внешнем давлении (1 МПа и более) максимальное налипание, зависящее также от структуры грунтов, может иметь место и при меньшей влажности.

Метод электроосмотического снижения липкости дает положительный результат при высокой плотности тока (до $0,5 \text{ А/м}^2$), что ограничивает его применение из-за безопасности обслуживающего персонала.

Вибрация. Уменьшение сцепления между частицами грунта может быть вызвано различными способами, одним из которых является вибрация. Этот метод основан на том, что при приложении к влажному грунту механических колебаний, вызываемых вибраторами, происходит его тиксотропное разуплотнение, влекущее за собой потерю прочности и, следовательно, липкость.

Как известно, в горнодобывающей и перерабатывающей отраслях промышленности успешно применяются виброперегрузжатели, вибропитатели, виброустановки, накладные вибраторы, способствующие разгрузке вагонов и т.д.

Исследования, проведенные ИГД им А.А. Скочинского, по выбору режимов работы вибропитателей для насыпных грузов с липкими включениями показали, что максимальная вибротекучесть при неблагоприятном значении влажности угольной мелочи достигается при частоте около 20 Гц и амплитуде более 7 мм.

Дисперсность частиц глиносодержащих грунтов также является одним из факторов, определяющих липкость. При увеличении степени дисперсности частиц глиносодержащих грунтов увеличивается их липкость.

Наиболее эффективным способом уменьшения степени дисперсности частиц может быть поверхностный обжиг или какой-либо другой метод, позволяющий остекловывать поверхность грунтов, что приводит к уменьшению дисперсности частиц.

Влажность является одним из важных факторов. Начиная с максимума налипания, увеличение влажности ведет к снижению липкости. Используя это явление, можно добиться снижения липкости грунтов, например, с помощью электроосмоса, увеличивая концентрацию порового раствора на контакте грунт – рабочая поверхность.

Гидрофобизация частиц горной массы. Установлено, что слой жидкого вещества между контактирующими телами способен в значительной степени ослабить силы сцепления и улучшить скольжение относительно друг друга.

Для предупреждения примерзания и прилипания горной массы к металлическим поверхностям горнотранспортного оборудования НИИОГР предложил применять кубовые остатки оксосинтеза спиртов жирного ряда, обладающих гидрофобными свойствами и низкой температурой замерзания. По данным НИИОГРа, при использовании этого состава прочность примерзания снижается в 12 раз, а прилипания – в 2 раза.

Ниогрин, разработанный НИИОГРом и Уфимским нефтяным институтом, представляющий собой смесь керосино-газойлевой фракции и крекинг-остатка, снижает прочность примерзания глины в 8-10 раз, а прилипания влажных глин – в 2-2,5 раза. Ниогрин наносится на стенки вагонов, кузовов, ковшей экскаваторов с помощью специальных установок, имеющих емкость для хранения профилактического состава, насосной станции и распылителя.

Вещество для гидрофобизации частиц горной массы должно быть инертным по отношению к полезному ископаемому и рабочим поверхностям технологического и транспортного оборудования, морозоустойчивым, неядовитым, дешевым, безопасным в пожарном отношении и освоенным промышленностью.

Несмотря на кажущийся широкий спектр, жидкие профилактические средства имеют недостатки, сдерживающие их применение – низкую эффективность, резкий запах, пожароопасность и т.д.

Гидрофобизация рабочих поверхностей технологического и транспортного оборудования. Применение гидрофобных футеровочных материалов для борьбы с налипанием основано на том принципе, что и гидрофобизация частиц горной массы.

В настоящее время в странах СНГ и за рубежом широко ведутся исследования по созданию футеровочных материалов, обладающих высокой антиадгезионной способностью, износостойчивостью, низкой стоимостью и т.д.

Для этих целей в СССР применялись пленки ПВХ, покрытия из фторопласта-4, полиэтилена высокой плотности и высокомолекулярного полиэтилена, стабилизированного сажей, графитопласта АТМ-П, нержавеющей стали.

Кроме твердых футеровочных покрытий для борьбы с налипанием и примерзанием используются пасты, эмульсии и суспензии, наносимые на рабочие поверхности оборудования. При нанесении смазочного материала на металлическую поверхность часть его, находящаяся в дисперсной фазе, прилипает к поверхности вследствие действия поверхностно-активных веществ и остается на ней в виде осадка для защиты от коррозии. Эмульсия удерживается в течение 18 ч и более. Кроме эмульсий применяются суспензии, состоящие из мелкодисперсного инертного материала и аммониевых солей низкомолекулярных синтетических жирных кислот.

Применение гидрофобных футеровочных материалов в борьбе с налипанием сдерживается из-за низкой износ- и ударостойкости, трудоемкости технологии крепления, высокой стоимости, дефицитности. Недостатком эмульсий для обработки рабочих поверхностей является необходимость постоянного восстановления пленки и расхода эмульсии, что связано с необходимостью наличия специальных разбрызгивающих установок и обслуживающего персонала.

В Германии для футеровки бункеров и желобов применяют эпоксидные смолы с наполнителем (глиноземом или размолотым стеклом).

Кроме того, широко применяется высокомолекулярный полиэтилен низкого давления (Supralen RCH100), некоторые образцы резины, выпускаемой фирмой «Гір-Тор».

Нагрев рабочей поверхности технологического и транспортного оборудования. Нагрев рабочей поверхности для снижения налипания грунтов был предложен в 1972 г., однако не получил широкого распространения из-за низкой технологичности и высокого расхода энергоносителя. Этот метод может применяться для основных узлов рабочего оборудования, где это экономически целесообразно.

Средства создания изоляционного слоя на контакте горная масса – рабочая поверхность. К подклассу твердых частиц относятся песок, древесные опилки, которые рассыпаются в кузове или вагоне транспортного средства для изоляции металлических поверхностей от липнущей горной массы. Жидкость или газ могут служить изоляционным слоем при их непрерывном распылении по стенкам и днищу транспортного средства или желоба. Однако применение этих методов еще не получило распространения из-за необходимости создания установок для распыления. Кроме того, жидкость или газ должны быть инертными к полезному ископаемому.

Уменьшением времени контакта горной массы с рабочей поверхностью может быть рекомендовано для желобов. Для повышения скорости транспортирования липкой горной массы угол наклона желобов необходимо увеличивать.

Уменьшение нагрузки на единицу площади также может быть рекомендовано только для транспортных трекков – желобов, конвейеров. С этой целью липкая горная

масса подается на желоба и конвейеры слоем, при толщине которого налипание горной массы не происходит.

Явление налипания горной массы на рабочие поверхности технологического и транспортного оборудования связано с рядом специфических особенностей, зависящих от гидрогеологической характеристики месторождения, физико-механических и минералогических характеристик угля и сопутствующих пород.

Для всех типов оборудования разработана определенная классификация средств борьбы с налипанием, которые делятся на две основные группы: профилактические средства борьбы с налипанием; средства очистки рабочей поверхности от налипшей горной массы.

В связи с тем, что после выгрузки рядового угля из железнодорожных вагонов часть его остается на стенках и днище вагона, возникает необходимость удаления этих остатков.

Борьба с налипанием на рабочие поверхности железнодорожных вагонов развивается по двум направлениям: создание новых профилактических средств и средств очистки рабочей поверхности кузова вагонов.

Профилактические средства включают в себя сыпучие, инертные по отношению к углю материалы, например опилки, золу и т.д.; жидкие, представленные различными растворами или смесями на основе нефтепродуктов или спиртов; пасты и эмульсии, отличающиеся от жидких средств консистенцией и присутствием различных тонкодисперсных накопителей; твердые поверхности – наиболее эффективные не только с точки зрения профилактики, но и среди других средств борьбы с налипанием. Это гидрофобные, износ- и ударостойкие материалы.

Как говорилось выше, в практике известно применение для борьбы с налипанием различных пластмасс. Впервые исследования по применению пластмасс для футеровки внутренних поверхностей железнодорожных вагонов, транспортирующих бурый уголь и вскрышную породу, были проведены в ГДР Народным предприятием бурого угольной промышленности «Golpa» в содружестве с Центральным институтом техники сварки в Галле и Беттерфельдским электрохимическим комбинатом. Внутренние стенки железнодорожного вагона емкостью 27 м³ футеровались полихлорвиниловыми пластинами толщиной 4 мм с помощью спецклея РСД-13. Кроме того, для сравнения испытывалось другое покрытие – 50 частей полихлорвинила и 50 частей пластификатора, которое наносилось шприц-аппаратом слоем в 3 мм. Этот слой пасты также наносился на слой клея РСД-13. В результате эксплуатации в течение более 2.5 месяцев выяснилось, что покрытие устраняет налипание при $t > 0^{\circ}\text{C}$; результаты ухудшаются при снижении температуры, намерзание устраняется до $t \leq 21^{\circ}\text{C}$; с появлением поврежденных участков наблюдается интенсивное налипание перевозимых материалов.

Однако вследствие невысокой эффективности профилактических средств большую группу средств борьбы с налипанием на стенки вагонов составляют различные устройства, механизмы и машины.

Среди них устройства со скребковыми и щеточными рабочими органами, базирующиеся на самоходном шасси с подъемно-спусковой рамой; на портале с подъемной рамой; на раме с кареткой; с валами; на тележке со стойкой.

В качестве рабочих органов для очистки вагонов от налипших материалов используются: скребки; горизонтально и вертикально размещенные на несущей конструкции щетки; щетки, размещенные на рабочей винтовой кромке шнека для транспортирования счищенного материала; щеточно-скребковые конвейеры; барабан со щетками.

Некоторые устройства размещаются непосредственно в самом вагоне, например, устройство в виде выталкивающего груз бруса в вагоне-самосвале, приводимом в действие при подъеме кузова.

Все вышеперечисленные устройства очищают вагоны во время стоянки, что связано с необходимостью задалживания техники по чистке, например, экскаваторов и других механизмов (бульдозеров и тракторов).

За рубежом для механической очистки широко применяются как стационарные установки – телескопические штанги со скребками, так и мобильные – гусеничная машина с телескопической стрелой фирмы «Градаль» и экскаваторы.

Широкое распространение для очистки вагонов получил способ вибрации, сущность которого заключается в передаче налипшему материалу механических колебаний, разрушающих связи между самими частицами материала, а также между частицами материала и поверхностями вагона. Частицы в результате приобретают свойство текучести и легко выгружаются из вагона.

Чаще устройства для очистки вагонов от налипшего материала с помощью вибрации содержат рамы различной конструкции. Эти рамы снабжаются вибровозбудителями. Вибрации от вибровозбудителей передаются на рабочие органы, представляющие собой штыри и опорные дуги, щиты, виброголовки. При этом вибрации передаются на стенки и люки вагонов; на весь вагон, раскачивая его; непосредственно на поверхность груза в вагоне.

Для очистки кузова вагона в СССР широко использовались накладные электровибраторы ВНВ-1 и ВРШ-2 со сходными конструкциями и другие электровибраторы, например накладные люковибраторы. Однако применение этих вибраторов связано с необходимостью определенных затрат ручного труда.

При хранении углей и других полезных ископаемых в дозирочно-аккумулирующих бункерах происходит их залипание и зависание, что значительно сокращает пропускную способность бункеров, особенно при наличии в рядовом угле глинистых включений в виде минералов монтмориллонита, коалинита, иллита и т.д.

Вместимость бункеров рядового угля в среднем по обогатительным фабрикам снижается на 20-25% из-за неудовлетворительной разгрузки.

Средства борьбы с налипанием в бункерах так же, как и средства борьбы с налипанием на стенках вагонов, можно разделить на две группы – профилактические средства и средства очистки рабочих поверхностей.

В первую группу входят твердые поверхности, т.е. гидрофобные облицовочные материалы с высокой износостойкостью и низким коэффициентом внешнего трения.

Вторую группу составляют средства очистки бункеров от налипания. Эта группа небольшая и представляет собой устройство в виде сопел различной формы, которые размещаются в воронке бункера. Сопла, соединенные с пневмосистемой, периодически подают струи сжатого воздуха таким образом, что они подрезают прилипший материал и заставляют его опускаться.

8.5. Контрольные вопросы

1. Что называется влажностью продукта?
2. Какие виды влаги входят в общую влагу?
3. Какие виды влаги входят во внешнюю свободную влагу, внешнюю связанную влагу, внутреннюю связанную влагу?
4. Классификация угольной пыли по крупности.
5. Устройство и принцип работы барабанной газовой сушилки.

6. Устройство и принцип работы трубы-сушилki.
7. Устройство и принцип работы сушилki с «кипящим» слоем.
8. Назовите источники загрязнения атмосферы на углеобогатительном предприятии.
9. Перечислите способы пылеулавливания и пылеочистки на углеобогатительных фабриках.
10. Поясните принцип работы сухих пылеуловителей:
 - пылеулавливающих камер;
 - жалюзных инерционных пылеуловителей;
 - циклонов;
 - батарейных циклонов;
 - электрофильтров;
 - рукавных (тканевых) фильтров;
 - зернистых фильтров.
11. Поясните принцип работы мокрых пылеуловителей:
 - пленочных;
 - орошаемых;
 - комбинированных;
 - пенных.
12. Чем отличается склад угольный закрытый от склада угольного открытого?
13. Как изменяются свойства углей на складах в зависимости от срока их хранения?
14. С какой целью осуществляется укатка штабелей складированного угля?
15. Назовите срок хранения на складе коксовых углей.
16. Отличается ли срок хранения углей в летних и зимних условиях и почему?
17. Каким путем осуществляется предохранение углей от окисления?
18. Как располагаются точки постоянного контроля температур угля в штабелях и их оборудование?
19. Назовите внешние признаки самовозгорания угля в штабеле.
20. Назовите три направления минимизации вредного воздействия угольных складов на окружающую среду.
21. Как осуществляется защита бункерных устройств от сводообразований?
22. Назовите основные преимущества магнитно-импульсных систем сводообрушения и очистки бункеров.
23. От чего зависит появление пыли в рабочих пространствах?
24. Назовите методы борьбы с пылеобразованием в рабочих пространствах.
25. Дайте определение и классификацию погрузочных бункеров.
26. Что должен выполнить грузоотправитель перед погрузкой угля в вагоны?
27. Когда категорически запрещается погрузка угля в вагоны?
28. Назовите способы минимизации вредного воздействия погрузочных комплексов на окружающую среду.
29. От каких причин зависят потери угля при его транспортировке по железной дороге?
30. Назовите способы снижения потерь угля при железнодорожных перевозках.
31. Пути снижения смерзаемости углей в вагонах.
32. Мероприятия по снижению налипания угля на рабочих поверхностях транспортного и обогатительного оборудования.
33. На сколько процентов снижается вместимость бункеров из-за налипания рядового угля в бункерах?

РАЗДЕЛ 9. УТИЛИЗАЦИЯ ОТХОДОВ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЕЙ

9.1. Общие сведения и особенности воздействия отходов на окружающую среду

9.1.1. Общие сведения об отходах

Отходы горного производства – неиспользованные продукты добычи и переработки минерального сырья, которые выделяются из массы добытого полезного ископаемого в процессе разработки месторождений, обогащения и химико-металлургического передела [219]. Общее количество минерального сырья, которое добывается, оценивается в 200-300 млрд. т на год и увеличивается с периодом удвоения 10-12 лет. С этого количества используется не более 5-10%. Проблемы отходов горного производства рассматриваются с нескольких аспектов. С экологической точки зрения наибольшую тревогу вызывают газовые отходы, например, серный газ и другие соединения серы, оксиды углерода и азота. Суммарный выброс пыли, который содержит соединения металлов, в десятки раз превышает выбросы природных источников (вулканы, лесные пожары и т.д.). Использование и загрязнение воды горными отраслями промышленности составляет 10 м^3 на 1 т добытого полезного ископаемого. В среднем, под породные отвалы выделяется 0,1 га площади земли на каждые 1000 т отходов и они занимают сотни миллионов гектар, чаще всего неудобной, а в ряде случаев плодородной земли. Рекреационная способность природы уже не справляется с возрастающим количеством отходов горного производства, что приводит к необратимому загрязнению окружающей среды. С другой стороны отходы горного производства имеют известный ресурсный потенциал, который образует так называемые техногенные месторождения.

Отходы углеобогащения, как составная часть отходов горного производства, – это продукт, получаемый в результате обогащения твердого горючего ископаемого, в котором содержание ценного компонента меньше, чем в исходном продукте и в других продуктах обогащения [220].

Отходы углеобогащения характеризуются зольностью и в настоящее время имеют зольность 70-80% и более. Зольность отходов углеобогащения зависит от марки угля (назначение концентрата), крупности (со снижением крупности машинных классов снижается эффективность обогатительных процессов) и применяемой техники и технологии.

Отходы – понятие условное. С созданием новой техники, разработкой новых технологий, увеличением комплексного извлечения минералов отходы в будущем станут важной сырьевой базой для переобогащения полезных ископаемых.

Отходы углеобогащения, в основном, состоят из тяжелых (собственно породных) фракций плотностью $+1800 \text{ кг/м}^3$ для каменных углей и $+2000 \text{ кг/м}^3$ для антрацитов. Кроме этого отходы могут содержать средние (промпродуктовые) фракции $1500-1800 \text{ кг/м}^3$ для каменных углей и $1800-2000 \text{ кг/м}^3$ для антрацитов и легкие (концентратные) фракции -1500 кг/м^3 для каменных углей и -1800 кг/м^3 для антрацитов. Сумма промежуточных и концентратных фракций в отходах составляет засорение породы.

Отходы углеобогащения относятся к углесодержащим материалам и включают в себя два продукта: отходы гравитационного комплекса фабрики, называемые поро-

дой и направляемые на хранение на породные отвалы, и отходы водно-шламового комплекса, называемые шлам и направляемые на хранение в илонакопители при отсутствии фильтр-прессового отделения. При наличии фильтр-прессового отделения илы складировются совместно с породой на породных отвалах. Все отходы углеобогащения – твердые вещества.

Отходы добычи и обогащения углей целесообразно классифицировать по технологическим стадиям их образования: агрегатному состоянию, в котором они находятся; содержанию в них ценных компонентов; степени ущерба для окружающей среды; затратам, необходимым для их использования [154, 221].

Классификация по технологическим стадиям образования отходов дает возможность подразделить их в зависимости от получения (добыча или обогащение) на подгруппы, которые соответствуют разновидности технологии (отходы, получаемые при подземном или открытом способе добычи, при мокром или пневматическом обогащении и т.д.). Все эти аспекты оказывают влияние на качество отходов.

Классификация отходов по агрегатному состоянию, в котором они находятся позволяет разделить их на твердые, жидкие и газообразные. Такое деление показывает, что одну часть отходов можно аккумулировать (отходы обогащения), а другую необходимо немедленно использовать (серносодержащие газы, шахтный метан, фенольные воды). В противном случае содержащиеся в них полезные компоненты будут безвозвратно потеряны для народного хозяйства и одновременно нанесут ущерб окружающей среде.

Классификация отходов по содержанию в них ценных компонентов позволяет установить направление их использования. Исходя из вещественного состава и качественной характеристики отходов, а также требований отдельных потребителей к сырью можно определить сферу их применения. Так, если рассматривать отходы обогащения углей в качестве сырья для производства глинозема, то в первую очередь следует обращать внимание на содержание в них окиси алюминия.

При рассмотрении тех же отходов в качестве сырья для производства строительных материалов важны другие показатели. Основным показателем отходов, используемых, в частности, для производства аглопорита, является содержание горючей массы в породе. Оптимальное значение содержания углерода, по данным ИГИ, должно находиться в пределах 10-12% и не превышать 20%. В противном случае повышается температура в спекаемом слое, что в свою очередь приводит к увеличению количества расплава и снижению газопроницаемости. Повышенное содержание серы также ограничивает пригодность отходов для производства аглопорита. В большинстве случаев пригодными для этих целей являются породы с содержанием серы не более 3%. Важным показателем, определяющим пригодность отходов для производства аглопорита, считается также плавкость минеральных отходов. Для производства аглопорита рекомендуется использовать отходы углеобогащения, имеющие температуру плавкости в пределах 1250-1450°C, а также учитывать такие свойства породы, как вспучиваемость, влажность, крупность (размер кусков) и соотношение содержания основных окислов (окиси кремния, алюминия и железа).

При использовании отходов добычи углей в абразивной промышленности важным показателем является содержание в них окиси кремния и алюминия (соответственно не менее 40 и 20%).

Средние значения этих показателей, характеризующих отходы обогащения углей основных угольных бассейнов в %, по данным ИГИ, приведены в табл. 9.1.

Средние значения показателей, характеризующих отходы

Показатели	Отходы с угольных бассейнов				
	Донецкого	Кузнецко-го	Караган-динского	Печорско-го	Экибастуз-ского*
Зольность	78-85	76-85	68-80	72-82	68-74
Содержание:					
углерода	6,0-1,2	11-22	10-20	4-18	13-18
серы	2,0-3,5	0,1-0,4	0,2-1,1	0,2-0,4	Н.д.
окислов:					
SiO ₂	52-56	65-68	55-63	62-65	54-59
Al ₂ O ₃	20-26	16-18	22-36	20-22	32-39
Fe ₂ O ₃	8-14	2,6-4,5	2,0-4,6	6-7,5	0,8-2,5

* Здесь и далее рассматриваются отходы обогащения, породы внутренней вскрыши или угля валовой выемки.

Классификация по степени ущерба, наносимого окружающей среде, дает возможность установить очередность их использования в масштабе страны, отрасли или района. В этом суть и практически значимость этого классификационного признака. Установление очередности утилизации отходов является обязательным, так как даже при наличии технических решений ни одна промышленно развитая страна не может одновременно вовлечь отходы всех производств в сферу использования. Поэтому должна быть установлена очередность их вовлечения в сырьевые и топливные балансы заводов с выделением первоочередных групп отходов.

Основными критериями установления очередности являются величина ущерба, наносимого народному хозяйству, или размер экономии от предлагаемой утилизации отходов. При этом обе эти величины должны определяться с учетом тех отраслей, интересы которых будут затронуты при решении рассматриваемой проблемы, т.е. с народнохозяйственных позиций. Например, выброс сернистого газа электростанциями наносит вред здоровью людей, приводит к потере серосодержащего сырья, повышению коррозии машин и аппаратов, преждевременному износу оборудования и снижению урожайности.

Следовательно, величина ущерба должна определяться размером затрат, выделяемых на воспроизводство потерянных ресурсов, основных и оборотных фондов.

Применительно к объектам исследования необходимо отметить, что с отходами добычи и обогащения углей теряется также большое количество топлива. В настоящее время, по ориентировочным расчетам, только с отходами обогащения ежегодно теряется 3,4-5 млн. т угля. На восполнение этих потерь при заданной потребности народного хозяйства в угольном топливе необходимо ввести дополнительные мощности.

Количество породы, образующейся на углеобогажительных фабриках, определяется рядом факторов, основными из которых являются мощность по переработке горной массы, качество обогащаемого угля и применяемый метод обогащения.

Ухудшение качества добываемого угля (повышенная зольность, засорение вмещающими породами) обуславливает устойчивую тенденцию к росту выхода отхо-

дов при обогащении углей. На большинстве углеобогачительных фабрик выход отходов углеобогащения составляет 5-15%, однако иногда достигает 30-40%, а в некоторых случаях более 60% объема перерабатываемой горной массы. По зарубежным данным выход породы при обогащении угля составляет, как правило, от 30 до 40%.

Анализ динамики роста выпуска отходов углеобогащения на Украине (табл. 9.2) показывает, что за последние 20 лет количество отходов углеобогащения увеличилось более чем в 4 раза. При этом одна из наиболее значительных причин увеличения выхода и выпуска отходов углеобогащения – сверхнормативная зольность обогащаемого угля. Данные [222] свидетельствуют, что в странах СНГ около 60 млн. т отходов в год образуется за счет превышения зольности обогащаемого угля по сравнению с установленными нормативами. Поэтому совершенствование технологии добычи угля, направленное на предотвращение засорения его вмещающими породами почвы и кровли угольных пластов, может в значительной степени снизить масштабы образования отходов углеобогащения.

Таблица 9.2

Динамика роста выпуска отходов углеобогащения на Украине

год	Количество, млн. т	Выход, %	Зольность, %	Зольность рядового угля, %
1960	2,1	17,0	67,5	21,6
1965	19,4	17,4	70,2	22,0
1970	24,9	18,7	72,5	23,5
1975	33,8	17,7	73,8	24,4
1980	37,2	19,9	72,9	26,6
1985	43,9	23,1	72,8	29,0
1990	60,1	37,8	76,4	38,8
1995	25,7	40,7	74,4	40,4
2000	18,6	38,9	74,6	38,4
2005	27,4	37,0	76,7	38,4
2008	27,6	38,6	76,3	39,3
2009	24,7	38,2	76,3	39,1
2010	27,0	39,1	76,6	39,5

Экологически наиболее опасны отходы флотационного обогащения углей, выпуск которых достигает около 11 млн. т в год (на сухую массу) или более 180 млн. м³ в год (в виде суспензии). Для сброса и складирования флотационных отходов эксплуатируются хвостохранилища общей площадью около 20,5 млн. м². Флотационное обогащение углей в основном применяется на обогатительных фабриках Донецкого, Кузнецкого и Карагандинского бассейнов. Незначительное количество флотационных отходов образуется также на фабриках Южной Якутии (Нерюнгринская) и Грузии (Ткварчельская). Высокая дисперсность, обводненность и связанные с этим проблемы

транспортирования флотационных отходов при условии образования их только в трех угольных бассейнах значительно осложняют возможность их использования по сравнению с отходами гравитационного обогащения.

Наиболее значительная часть отходов углеобогащения (около 65% общего объема выпуска) образуется в Донбассе. Однако практически во всех угледобывающих регионах ежегодно образуется несколько миллионов тонн отходов. В условиях сосредоточения их на относительно ограниченной территории заметная утилизация этих отходов может быть достигнута только при многоцелевом использовании их в качестве сырья для различных отраслей народного хозяйства в рамках существующих территориально-производственных комплексов.

Многоцелевой подход при утилизации отходов углеобогащения должен предполагать реализацию не только наиболее эффективных направлений их переработки, но и использование отходов в экономически менее оправданных направлениях, позволяющих, однако, увеличить объем использования углеотходов и снизить экологическую нагрузку в регионе.

Утилизация отходов добычи и переработки углей осуществляется в следующих направлениях:

- извлечение и использование в народном хозяйстве горючей части отходов;
- извлечение ценных компонентов отходов для других отраслей промышленности;
- использование для производства строительных материалов, в том числе строительной керамики, цемента, заполнителей бетонов;
- использование в строительстве дорог и гидротехнических сооружений;
- использование для повышения плодородия земель в сельском хозяйстве.

9.1.2. Особенности воздействия отходов углеобогащения на окружающую среду

Данный раздел изложен по материалам Выборова С.Г. [154].

В породных отвалах и различных накопителях на территории Донбасса сосредоточены огромные массы отходов. Воздействие данных объектов на окружающую среду изучено весьма поверхностно, что связано с отсутствием в большинстве случаев системы регулярного комплекса мониторинга зон влияния породных отвалов и илонакопителей.

Наиболее распространен мониторинг атмосферного воздуха под факелом горящих породных отвалов и температурная съемка их поверхности. При этом определяются концентрации весьма ограниченного круга компонентов: оксида углерода, пыли, диоксида азота, диоксида серы, сероводорода. Рассеивание вокруг накопителей отходов других компонентов, включая токсичные элементы, их миграция и дифференциация практически не исследуются, что затрудняет достоверную оценку степени экологической опасности исследуемых выбросов.

Опыт мониторинга свидетельствует о существенном влиянии горящих породных отвалов на степень и характер загрязнения токсичными элементами почв прилегающих территорий, т.е. об их экологической опасности. Главные элементы в ореолах загрязнений – кадмий, ртуть, свинец, нередко мышьяк. Вокруг породных отвалов формируется ореол сульфатного засоления почв, грунтов, зоны аэрации и водовмещающих пород.

Отходы углеобогащения размещаются на породных отвалах и в илонакопителях, их воздействие на геологическую среду различается, что обусловлено водным режимом данных объектов: отвалы сухие, а илонакопители обводненные.

Породная масса, изъятая из недр на земную поверхность, механически раздробленная и перемешанная, неизбежно подвергается преобразованию в соответствии с новыми неравновесными условиями. Для породных отвалов характерны процессы, связанные с выветриванием породной массы, с ветровой и водной эрозией поверхности. Однако наиболее разнообразны процессы, происходящие внутри отвальных пород. В крупных отвалах в нижней части под влиянием атмосферных осадков формируется временная зона водонасыщения. Выше преобладают окисленные аэробные процессы, ниже – анаэробные. Сочетание этих процессов в пределах одного породного отвала доказывается составом выбросов, а именно одновременным присутствием в них диоксида серы и сероводорода. Формирование очага окисления с высокой температурой и проникновение в него легковоспламеняющихся газов – сероводорода и меркаптанов, приводят к самовозгоранию породной массы.

В породных отвалах устанавливается несколько стадий температурного преобразования пород: окисления, спекания и плавления. В процессе окисления породы приобретают кирпично-красный цвет (обусловлен пропиткой оксидами железа), местами отмечаются налеты сульфатной минерализации. Первичные структурно-вещественные признаки обломков пород не изменяются. Породная масса сохраняет слоистость отсыпки. Данной стадии преобразования подвергнута большая часть отвалов, в том числе горящих, в которых продукты окисления расположены во внешних зонах по периферии очагов горения.

Стадия спекания проявлена во внутренних частях горящих породных отвалов. Породы приобретают яркую кирпично-красную окраску, однако сохраняют свои первичные текстурно-структурные особенности, в частности сланцеватость, слоистость, обломочную структуру. Одновременно формируется субпослойная и субсланцеватая пористость, отмечается перекристаллизация минерального субстрата. По поверхности и порам развиваются налеты серого ангидрита, белых, местами желтоватых за счет серы, сульфатов натрия. Породная масса приобретает монолитность стадии вторичной техногенной литификации. Эти образования слагают внутренние части породных отвалов.

Стадия плавления проявлена локально и характерна для небольшого числа отвалов. Плавление пород сопровождается выделением значительных объемов газов, что отражается в пористой текстуре вновь образующихся шлакообразных пород темно-серого и черного цветов. В этих участках породы полностью преобразованы, первичные структурно-текстурные признаки не устанавливаются.

Основными факторами воздействия на геологическую среду прилегающих к породным отвалам территорий являются воздушная и водная миграция компонентов отходов. В процессе воздушной миграции вокруг терриконов в почвах формируются ореолы рассеивания, а в процессе водной миграции в зоне аэрации и в верхней части зоны водонасыщения ореолы гидрогенного замещения.

В качестве типичного примера рассмотрен горящий плоский породный отвал ООО «Моспинское углеперерабатывающее предприятие», расположенный на северо-западной окраине г. Моспино. В процессе регулярного мониторинга в зоне его влияния установлен ореол загрязнения атмосферного воздуха, проявленный ростом концентраций контролируемых компонентов: пыли, диоксидов серы и азота, оксида уг-

лерода и сероводорода, определены превышения максимально-разовых предельно-допустимых концентраций (ПДК м.р.).

Максимальное загрязнение зафиксировано на расстоянии $L = 320-640$ м от отвала. На удалении более 1 км превышения ПДК не отмечены. Динамика загрязнения определяется климатическими условиями. В летний период повышение температуры сопровождается усилением процессов горения внутри террикона и объемов выбросов.

Наиболее масштабные загрязнения наблюдаются в июне, июле и августе. Снижение температуры и повышение влажности атмосферного воздуха в сентябре способствуют локализации очагов горения и уменьшению выбросов. Ореолы загрязнения значительно сокращаются, превышения ПДК м.р. отмечаются на расстоянии до 320 м.

В результате воздушной миграции компонентов выбросов в почвах прилегающей территории формируется ореол рассеивания, проявленный геохимическими аномалиями. Превышенная ПДК отмечаются для свинца, мышьяка, кадмия, цинка, сульфатов. Спектр элементов, образующих геохимические аномалии, дополняется ртутью и в отдельных пробах – медью. Выделенные токсичные элементы типичны для отвальных пород, они образуют сульфиды или изоморфно входят в их состав. При окислении сульфидов, особенно в процессе горения, данные элементы переходят в подвижное состояние и способны мигрировать как воздушным, так и водным путем.

Водная миграция компонентов отходов начинается внутри тела отвала, чему способствуют процессы преобразования отвальных пород. Из техногенной зоны водонасыщения или со стороны участков локального увлажнения отвала компоненты отходов мигрируют в подстилающие отвал грунты зоны аэрации и водоносные горизонты. В результате по периметру отвала в соответствии с направлением подземного потока формируется ореол техногенного замещения, который наиболее проявлен в верхней части зоны водонасыщения в виде интенсивного развития желваков гипса размером до 20 см и прожилково-вкрапленных агрегатов. Данные ореолы контролируют аномальные концентрации широкого спектра токсичных элементов: кадмия, свинца, меди, цинка, молибдена, мышьяка, ртути, висмута, селена. Ореолы замещения водовмещающих пород контролируют сульфатно-натриевый состав подземных вод при уровне минерализации от 2,5 до 5 мг/дм³. В водах также устанавливаются аномальные концентрации микроэлементов, главные из которых – железо и марганец из водовмещающих пород в анаэробных условиях переходят в подвижное состояние. Ореол замещения динамически развивается во времени и пространстве.

Исследуемые илонакопитель и площадка просушки отходов углеобогащения ООО «Моспинское углеперерабатывающее предприятие» расположены на южной окраине города в пойме р. Грузская. С севера участок их размещения ограничен железной дорогой и промплощадкой предприятия, с южной – р. Грузская. К западу в 120 м от илонакопителя и в 220 м к востоку от площадки просушки находятся ближайшие жилые застройки.

Основное воздействие илонакопитель оказывает на водную среду прилегающей территории. Почвы загрязняют лишь в процессе пыления со стороны илонакопителя и площадки просушки в засушливый и морозный периоды года.

В процессе осаждения компонентов выбросов на земную поверхность образуются вторичные ореолы рассеивания в почвах. Отходы углеобогащения характеризуются своеобразным геохимическим спектром, который отличается от геохимического спектра первичных почв. Это позволяет определить границы пылевого ореола, локализованного в почвенном слое. Вокруг илонакопителя формируется комплексный аномальный геохимический ореол, где устанавливаются повышенные концентрации

кадмия, ртути, мышьяка, свинца, меди, цинка. Причем спектр элементов и интенсивность аномалий периодически меняются в зависимости от геохимической специализации перерабатываемого сырья, что прослеживается в рамках четырех этапов наблюдения с 2007 по 2010 год. Так, в 2007 г. основные аномалии были установлены для кадмия и ртути, в 2008 и 2009 г.г. – для кадмия, ртути, свинца и мышьяка, а в 2010 г. – для кадмия, меди, свинца, цинка и мышьяка. Ореол загрязнения почв распространяется на расстояние 100-150 м от илонакопителя и площадки просушки.

Воздействие илонакопителя на подземные воды определяют существованием по его периферии купола растекания. Подземные воды на участке размещения илонакопителя залегают на глубине от 0,1 до 5 м. Водовмещающие здесь – делювиальные суглинки, аллювиальные глины и илоподобные образования. Кроме этого, на участках заболачивания грунтовые воды выходят на поверхность и водовмещающим является почвенный горизонт. Уровневая поверхность комплекса в сглаженном виде повторяет рельеф местности. В плане подземный поток – плоскорадиальный расходящийся, уровневая поверхность от илонакопителя снижается на юг, юго-восток и юго-запад к р. Грузская – естественной гидродинамической границе для илонакопителя и прилегающей территории.

Вокруг илонакопителя формируется незначительное куполообразное повышение уровня залегания вод. Это обусловлено фильтрацией техногенных вод из чаш илонакопителя в нижележащие горизонты и проявлено существованием по его периметру подтопленных участков. К востоку и к западу от него уровневая поверхность выравнивается в соответствии с рельефом и с уклоном к р. Грузская. Влияние илонакопителя и площадки просушки на уровневый режим территории незначительно, проявляется преимущественно в западном и южном направлениях на расстояние до 100 м.

Под действием региональных факторов (деятельности промышленных предприятий городов Донецка и Макеевки) в пределах исследуемой территории подземные воды приобрели сульфатный натриевый состав при уровне минерализации 3-4 мг/дм³. Воды р. Грузская, откуда подпитывается система гидроудаления отходов углеобогащения рассматриваемого предприятия, имеют преимущественно сульфатный натриевый состав и минерализацию на уровне 2 г/дм³. Технологические воды илонакопителя характеризуются хлоридно-сульфатным, сульфатно-хлоридным натриевым составом и уровнем минерализации около 4,5 г/дм³, т.е. в процессе углеобогащения в технологические оборотные воды дополнительно привносятся хлориды и сульфаты, отмечается рост уровня минерализации.

По периферии илонакопителя в пределах купола растекания воды имеют хлоридно-сульфатный натриевый состав, который далее по направлению подземного потока сменяется сульфатным натриевым. С южной стороны илонакопителя выделяется оторочка сульфатно-натриевых вод с уровнем минерализации выше 5 г/дм³. Отмечается максимальное загрязнение вод железом, марганцем и токсичными элементами. Сульфатно-натриевые воды контролируются зоной интенсивного замещения водовмещающих пород, развивающейся со стороны илонакопителя.

Таким образом, вокруг илонакопителей отходов углеобогащения в процессе воздушной и водной миграции и дифференциации веществ отходов формируются ореолы замещения геологической среды, проявленные во всех ее компонентах. Характер воздействия и его интенсивность зависят от условий эксплуатации данных объектов и могут представлять экологическую опасность для населения, чтобы достоверно оценить состояние окружающей среды в зонах влияния накопителей отходов,

необходима организация системы регулярного мониторинга, учитывающая все установленные факторы и процессы негативного воздействия.

9.2. Состав, свойства и классификация отходов

9.2.1. Состав и свойства отходов

Отходы добычи и обогащения твердых горючих ископаемых – техногенные образования, которые извлекаются из недр вместе с твердым топливом и складироваются на поверхности. Согласно предложенной классификации, эти отходы подразделяются на минеральные и органоминеральные (углесодержащие), отличающиеся по содержанию органических веществ, по граничным значениям параметра $C_o^d = 4\%$.

В составе отходов могут находиться попутные полезные ископаемые, попутные компоненты и попутные примеси [222].

К попутным полезным ископаемым относят минеральные комплексы в породах, вмещающих основное полезное ископаемое, образующие самостоятельные пласты, залежи или рудные тела, которые экономически целесообразно добывать для использования при разработке углей (сланцев).

Попутными компонентами называют вещества, которые могут быть выделены при обогащении в самостоятельные концентраты или накапливающиеся в продуктах обогащения при содержании, позволяющем их экономически рациональное использование.

К попутным примесям относят соединения малых элементов, накапливающиеся в побочных продуктах переработки основного сырья. При этом под малыми элементами, называемыми иногда микроэлементами, элементами-примесями или «следовыми» элементами, имеют в виду группу элементов, содержание которых в углях, торфах, сланцах, отходах добычи и обогащения не превышает 1000 г/т.

Анализ опубликованных материалов показывает, что попутные полезные ископаемые (пески, песчано-гравийные смеси, глины, каменные строительные материалы, железные руды, фосфориты, бокситы, россыпные полезные ископаемые, кремнистые породы, гипс, ангидрит, самородная сера) обычно сосредотачиваются в минеральных отходах (вскрышных или шахтных породах, $C_o^d < 4\%$).

В органоминеральных отходах углей из попутных компонентов может сосредотачиваться дисульфид железа, который может быть выделен в некоторых случаях переобогащением в виде пиритного концентрата, а из попутных примесей – германий, галлий и другие малые элементы (рений, благородные металлы и т.д.), которые потенциально могут представить промышленный интерес.

Инструктивными и методическими материалами, утвержденными в 1982-1985 г.г. ГКЗ СССР и Министерством геологии СССР, регламентировано изучение попутных полезных ископаемых, компонентов и примесей и непосредственно самих отходов добычи и обогащения в качестве потенциально возможного сырья для промышленного использования уже на стадии геологической разведки месторождений твердых горючих ископаемых [223].

Некоторые малые элементы, содержание которых в углях и углеотходах большинства месторождений близко к кларку, могут присутствовать в отдельных случаях при весьма высоких концентрациях, которые еще больше возрастают в «отвальных» продуктах переработки до высоких и рудных или экологически опасных концентра-

ций. Их относят соответственно к потенциально ценным или потенциально токсичным компонентам. В табл. 9.3 приведены фоновые концентрации потенциально ценных и токсичных малых элементов в отходах углеобогащения, рассчитанные с учетом возможного распределения этих элементов в продуктах данного процесса и минимальные содержания, при которых эти элементы подлежат количественной оценке, так как могут представить интерес для промышленного использования или опасность отравления среды обитания.

Таблица 9.3

Минимальное содержание (в расчете на сухое вещество) малых элементов, требующих количественной оценки в отходах добычи и обогащения углей

Элемент потенциально		Фоновое содержание, г/т		Минимальное содержание для количественной оценки, г/т	Чувствительность для приближенной оценки, г/т
ценный	токсичный	в углях	в отходах обогащения		
	Бериллий	2,5	≤2	50	1
Бор		80*	60*	200	10
Ванадий	Ванадий	30	н.д.	100	5
Вольфрам		1,5	≤1	50	10
Галлий		10	10-15	30	10
Германий		1,5	1	10	1
Золото		0,01	н.д.	0,1	0,05
Иттрий		10	10	**	10
Иттербий		0,9*	10*	**	10
	Кобальт	5	н.д.	100	10
Лантан		1,5	н.д.	**	10
Молибден		2	2	100	5
	Мышьяк	25	30	300	10
	Марганец	150	300	1000	10
	Никель	10	15	100	10
Олово		1	н.д.	50	7
Рений		0,06	0,1	1	0,1
	Ртуть	0,05	0,1	>0,5	0,05
Свинец	Свинец	15	30	70	10
Серебро		0,1	0,1	2	0,1
	Сурьма*	2*	н.д.	300	100
Селен	Селен	5*	н.д.	50	5
	Таллий	0,5	н.д.	10	2
	Фтор	100*	200*	500	100
	Хром	18	30	100	30
Церий		н.д.	н.д.	**	100
Цинк	Цинк	35	70	100	100

* Данные ориентировочные, так как получены по анализу небольшого числа образцов.

** Количественное изучение, если суммарное содержание редкоземельных элементов и скандия более или равно 500 г/т.

Для многих элементов (In, Cd, Nb, Ta), которые могли бы представить потенциальный промышленный интерес, не обнаружены высокие концентрации в углях, и, судя по анализу небольшого числа образцов, их содержание не превышает 0,2-10 г/т. Вследствие методических трудностей отсутствуют представительные данные о содержании элементов-платиноидов в углях и углеотходах, хотя опубликованы результаты изучения отдельных проб, указывающие на принципиальную возможность их значительного концентрирования в твердых горючих ископаемых.

Наиболее распространен для приближенной оценки содержаний большинства малых элементов *полуколичественный эмиссионный спектральный анализ*, который должен обеспечить чувствительность не ниже, указанной в табл. 9.3 для каждого элемента. Погрешность полуколичественного спектрального анализа, обычно не превышает треть порядка, хотя рекомендуется [223] вести расшифровку спектра по следующей шкале содержаний (г/т): ниже чувствительности; 13; 3-6; 6-10; 10-30; 30-60; 60-100; 100-300; 300-600; 600-1000; 1000-3000; более 3000.

Для увеличения чувствительности спектрального (или другого) анализа обычно используют золу образца, т.е. остаток после его прокаливании в окислительной среде. Однако многие малые элементы могут образовывать при высоких температурах газообразные соединения, что приводит к большим погрешностям анализа. Для предотвращения этого и обеспечения практически полного перехода в зольный остаток соединений большинства элементов (Ge, Ga, Mo, Be, Sc, V, Cr, Ni, Y, Yb, La, Ti, Zr, Sn, W, Pb, Zn, Cu, Ag, As) следует помещать пробу в холодный муфель и постепенно нагревать ее в течение 2 ч до 550°C с последующей выдержкой (2-2,5 ч) при этой температуре со свободной циркуляцией воздуха в муфеле (толщина слоя исходного образца менее 4 мм).

Экспериментально установлено, что подобное озоление не предотвращает образование газообразных соединений фтора, рения, селена, ртути. Полуколичественный спектральный анализ не обеспечивает необходимой чувствительности для оценки содержаний Hg, Au, B, In, Cd, Li, As, Nb, Sn, Re, Sb, Se, Ni, Na, F, Ce и анализ на потенциально ценное (или токсичное) содержание этих малых элементов проводится другими методами (табл. 9.4).

Весьма перспективно применение *рентгено-флюоресцентного метода* (особенно приборов с изотопными источниками) при анализе углеотходов на содержание малых элементов. Автоматизированная высокопроизводительная аппаратура позволяет определять одновременно большое число элементов из сравнительно небольшой навески (до 10 г) без предварительной химической подготовки и без изменения навески, т.е. с возможностью ее многократного использования для повторных или эталонных анализов. Относительная погрешность метода обычно не ниже $\pm 10\div 15\%$, т.е. по точности он не уступает другим распространенным методам определения малых элементов.

Следует отметить, что поскольку содержание малых элементов изменяется весьма значительно в пределах одного угольного месторождения, а иногда даже в одном угольном пласте (по простиранию и толщине), то надежные результаты могут быть получены только после анализа большого числа проб, охватывающих всю изучаемую угленосную толщу (по глубине и площади ее залегания).

Рекомендуемые методы для приближенной и количественной оценки малых элементов в углесодержащих отходах добычи и обогащения твердых горючих ископаемых

Метод	Оценка	
	приближенная	количественная
Спектральный (эмиссионный)	Pb, Ag, Re, Mn, Mo, Be, La, Ni, Co, Cu, Zr, B, V, W, Cr, Bi, Sn, Ga, Ge, Sc, In, Y, Zn, F*	Pb, Ag, Mn, Be, V, W, Bi, Ga, Ge, Zr, Au**, Co, Ni, Sn, Sc, Cr, Zn
Атомно-абсорбционный	Hg	Hg, Ag, As, Au, Co, Ni
Рентгенофлуоресцентный	As, Pb, Ag, Ge, Cu, In, Mo, Se, Sr, Cr, Cs, Zn, Zr	As, Pb, Ag, Ge, In, Y, Cu, Zr, Zn, Mo, Se, Sc, Cr, Cs
Нейронно-активационный	Ag, Au, Cs	Ag, Au, W, Co, Cs, Cl***
Колориметрический	Re, As	As, Mn, Mo, B, V, Ga, Ge, In, Se
Кинетический	Re	Re
Фотометрический (пламенный)	-	La, Li, Cs
Люминесцентный	B	B

* Количественное определение производится потенциометрическим методом со фторидным селективным электродом.

** Перед анализом целесообразно химическое обогащение.

*** Возможно также применение объемного и весового методов.

Изучение топливосодержащих отходов добычи и обогащения углей (органического сырья) целесообразно проводить в две стадии: предварительной (поисково-ревизионной), выявляющей объекты для дальнейшего изучения в качестве сырья для использования в различных отраслях народного хозяйства, и заключительной (промышленной), в результате которой подготавливаются исходные данные для проектирования соответствующей установки или предприятия по переработке углеотходов.

На *предварительной стадии* анализируют состав и свойства углеотходов, оценивают стабильность этих показателей и сопоставляют полученные результаты с данными выполненных ранее исследований. Для предварительного исследования отходов обогащения (и добычи) углей текущих или хранящихся в отвалах разработана специальная методика, позволяющая определить основные параметры, определяющие выбор их наиболее перспективных направлений использования, а также оценить стабильность этих параметров.

Вследствие особенностей технологии подземной добычи углесодержащие породы, выдаваемые на поверхность при проходке капитальных и подготовительных горных выработок даже одной шахты, отличаются, как правило, большим разнообразием (во времени) гранулометрического, химического, вещественного состава и свойств. Прогноз этих свойств как сырья для использования целесообразен только в тех случаях, когда к сырью практически не предъявляется требований стабильности. При этом значительно усложняется методика исследования.

На отдельных шахтах может обрабатываться один пласт, а вмещающие и сопутствующие породы характеризоваться относительно равномерным составом. Для

подобных углесодержащих пород можно рекомендовать методики опробования текущих отходов обогащения углей.

На многих разрезах углесодержащие вскрышные породы представлены пластами мощностью свыше 2-4 м и довольно высокой степенью однородности. Однако из-за принятой технологии отработки их целесообразно исследовать с помощью анализа геолого-маркшейдерских данных или методом, принятом при разведке месторождений. В горных выработках проводят бороздовое, шурфовое и на заключительной стадии валовое опробование [223]. По сравнению с другими видами углеотходов текущие отходы обогащения отличаются, как правило, наибольшей стабильностью. Для оценки данного показателя в течение 3 мес. (не следующих один за другим) отбирают две сменные пробы (в течение одни суток) и две суточные пробы. Затем аналогичное опробование повторяют через 6 мес. Анализируемая (первичная) проба составляется суммированием порционных проб, минимальная масса Q которых растет с увеличением максимального размера d кусков:

d , мм	1	13	25	50	100	150	300
Q , кг	0,1	0,6	1,5	2,5	5,0	9,0	15

Порционные пробы отбирают через равные интервалы (t , мин) в течение определенного времени (T , час), связанных соотношением $t = 60 T/9$, но число порционных проб за одну смену должно быть не менее 10.

Технические средства не позволяют с удовлетворительными технико-экономическими показателями оценить состав и свойства складированных углеотходов во всем объеме отвала. Обычно изучают только внешний слой отвала (на глубину до 4 м). Полученные данные в отличие от исследования текущих отходов обогащения позволяют дать прогноз состава и свойств пород терриконов только на короткий период времени после проведения опробования, продолжительность которого тем меньше чем больше масштаб переработки. Эти недостатки присущи как зарубежным, так и отечественным методикам опробования пород терриконов. Например, в Великобритании пробы массой около 5 кг отбирают бурением поверхности террикона на глубину до 3 м. В течение длительного периода времени венгерско-польской фирмой «Халдекс» проводится изучение углесодержащих пород, хранящихся в терриконах, с целью оценки целесообразности получения из них кондиционного топлива методами гравитационного обогащения. Пробы отбирают с поверхности отвала, а расстояние между точками отбора тем больше, чем меньше его объем.

По методике, принятой в СССР, отвал разбивают на зоны, от каждой из которых отбирают первичную пробу, составляемую из порционных. Число порционных проб составляет от 3 до 5 в зависимости от площади поверхности зоны. Зоны отмеряются от вершины к основанию, и расстояние между ними (по вертикали) принимается равным 4 и 1 м соответственно для конического террикона и плоского отвала. Опробованию не подлежит нижняя зона крупновалунного (500-1000 мм) и глыбового (более 1000 мм) материала. Основные требования к отбору и обработке проб текущих вскрышных пород и отходов обогащения углей, а также складированных в отвалах углеотходов на предварительной стадии их опробования изложены в ГОСТ 10742-71.

Требования к изучению и оценке запасов углесодержащих отходов добычи и обогащения углей регламентированы ГКЗ СССР [223] и КД 12.05.001-99 Украины [224].

Заключительная стадия исследования выполняется только, если имеется потребитель на углеотходы конкретного предприятия, установлены (на предварительной стадии исследования) выдержанность состава и свойств углеотходов и определено, что они образуются в объеме, достаточном для использования. На промышленной стадии обычно исследуется одна достаточно крупная (технологическая) проба, состав и свойства которой должны соответствовать данным опробования, полученным на предварительной стадии. На технологической пробе проводится полный комплекс испытаний в лабораторных и полужаводских (заводских) условиях по программе, предусмотренной для оценки традиционного сырья, вместо которого предполагается использовать углеотходы.

Технологическая проба отходов углеобогащения отбирается на обогатительной фабрике в период времени, в течение которого перерабатывается установленная шихта рядовых углей при соблюдении установленных технологий, ее режимов и параметров. Отбирается средняя суточная проба, составляемая из точечных проб, из потока при погрузке (или разгрузке) углеотходов на транспортные средства, либо непосредственно с конвейера. Число n точечных проб из потока углеотходов производительностью менее 1000 т/сут равна 16, а при производительности M более 1000 т/сут вычисляется по соотношению $n = 16(10^{-3} M)^{0.5}$. Точечные пробы должны быть равны по массе и отбираются через равные промежутки времени в течение суток. Масса точечной пробы определяется делением массы всей технологической пробы на их число, но должна быть не менее $Q = f(d)$. Масса технологической пробы, очевидно, зависит от программы ее изучения. Например, при проведении испытаний по получению из отходов углеобогащения пустотелого кирпича и керамических камней масса технологической пробы должна быть 10 т, лицевых изделий той же номенклатуры 20 т, а аглопиритного щебня и песка для стендовых и полужаводских испытаний соответственно 0,3 и 10 т.

Состав и свойства отходов углеобогащения определяются характеристикой поступающей на обогащение горной массы, а также принятой технологией и режимами обогащения.

Определение направлений рационального использования отходов углеобогащения требует их оценки по целому ряду показателей, включающих литологический, минеральный, химический и гранулометрический состав, дисперсность, комплекс физико-механических и физико-химических свойств, а также данные об их стабильности.

Литологический состав отходов углеобогащения по различным бассейнам неоднороден. Наиболее изучен литологический состав углеотходов Донецкого бассейна, где исследования проведены по специальной программе УкрНИИУглеобогащением. Анализ полученных результатов показывает, что отходы углеобогащения Донбасса в основном представлены аргиллитами и их углистыми разностями (табл. 9.5). Содержание аргиллитов примерно одинаково (около 90%) в отходах обогащения каменных углей и снижается до 70% в отходах обогащения антрацитов. Аргиллиты в большинстве случаев содержат алевритовую примесь (10-15%). Отходы обогащения антрацитов характеризуются более высоким содержанием алевритов и песчаников. Как правило, в отходах флотационного обогащения углей содержание аргиллитов выше, чем в отходах гравитационного обогащения. В большинстве случаев флотационные отходы характеризуются меньшим содержанием сульфидов и карбонатов.

Литологический состав отходов углеобогащения Донбасса, % по массе

Отходы	Углистый аргиллит	Аргиллит	Алевролит	песчаник	Карбонаты	Сульфиды
Обогащение углей:						
газовых, гравитационные	$\frac{1,4-14,3}{6}$	$\frac{75,3-91,9}{85,2}$	$\frac{0,6-7,3}{3}$	$\frac{0,3-3,4}{1,4}$	$\frac{0,1-2,9}{1,3}$	$\frac{0,4-13,4}{3,7}$
то же, флотационные	$\frac{1,6-7,7}{3,8}$	$\frac{81,4-96,6}{89,6}$	$\frac{0,3-6,4}{3}$	$\frac{0,1-3,6}{1,3}$	$\frac{0,1-2,7}{0,7}$	$\frac{0,1-7,7}{1,9}$
жирных, гравитационные	$\frac{8-14}{11,7}$	$\frac{72-82}{76,3}$	$\frac{0,2-4,2}{3,7}$	$\frac{0,6-2,8}{1,5}$	$\frac{0,2-2}{1,3}$	$\frac{1,6-8,3}{3,8}$
то же, флотационные	н.д.	$\frac{86-96}{94,5}$	$\frac{0,3-2,1}{1}$	$\frac{0,2-2,6}{1,2}$	$\frac{0,4-1,1}{0,5}$	$\frac{0,5-1,5}{0,6}$
марок «К», «ОС», «Т», гравитационные	$\frac{4,3-13,3}{7,4}$	$\frac{77,9-87,4}{82,1}$	$\frac{2,1-7,5}{4,3}$	$\frac{0,5-2,5}{1}$	$\frac{0,6-3,9}{2,2}$	$\frac{4,6-5,7}{5,4}$
то же, флотационные	$\frac{5,9-9,3}{7,5}$	$\frac{81,8-95,9}{87,7}$	$\frac{1,2-3}{2}$	$\frac{0,1-2,2}{1,6}$	$\frac{0,1-2,4}{0,9}$	$\frac{0,7-3}{1,5}$
Обогащения антрацитов:						
гравитационные	$\frac{1,5-11,6}{5}$	$\frac{20-84,6}{63,9}$	$\frac{7,2-26,4}{16}$	$\frac{1,5-39,2}{8,4}$	$\frac{0,1-5,3}{2,4}$	$\frac{1,5-5,7}{3,8}$
флотационные	$\frac{0,6-8,4}{6}$	$\frac{53,5-81}{70,3}$	$\frac{4,5-21}{13,3}$	$\frac{0,9-9,8}{3,8}$	$\frac{0,5-5,4}{2,2}$	$\frac{0,5-9,9}{3,8}$

Примечание. В числителе указан диапазон содержания компонентов, в знаменателе – среднее значение.

В Кузнецком бассейне аргиллиты и углистые аргиллиты залегают обычно в виде тонких прослоев (0,05-0,3 м) в угольных пластах и на контактах угольных пластов с почвой и кровлей. Алевролиты и породы переходного типа (алевро-аргиллиты и алевро-песчаники) залегают обычно в кровле и почве угольных пластов. Поэтому в отходах углеобогащения Кузбасса преобладают аргиллиты, содержание алевролитов колеблется в интервале 6-30%. Повышенным содержанием алевролитов, а в ряде случаев песчаников и конгломератов отличаются лишь отходы фабрик, обогащающих угли Северного Кузбасса (Березовская, Судженская, Анжерская).

В отходах обогащения углей Карагандинского бассейна преобладают аргиллит и его слабоуглистые разновидности, реже встречаются алевролит, песчаник, кремнисто-каолиновые и сидеритизированные включения. Кальцит и значительно реже пирит отмечаются в виде корочек и вкрапленностей по трещинам и плоскостям напластования.

Аргиллиты – преобладающий тип пород также в отходах углеобогащения Печорского бассейна, месторождений Урала. Существенно отличаются от них отходы обогащения углей Подмосквовного, Минусинского, Южно-Якутского и Сахалинского бассейнов. Отходы фабрик, обогащающих подмосковные бурые угли, представлены главным образом глинистыми материалами, содержащим до 30% пирита различной дисперсности. В Минусинском бассейне углистые аргиллиты слагают надугольную толщу, а породные прослои угольных пластов сильно карбонатизированы. Поэтому в отходах углеобогащения (например, разрез «Черногорский») содержание карбонатов достигает 50% и более. Содержание карбонатов в породе ЦОФ «Партизанская» (Сучанское месторождение) доходит до 15-20%. Отходы обогащения сахалинских бурых углей характеризуются весьма высоким содержанием глин (до 70%), подчиненное положение занимают аргиллиты (до 20%) и песчаники (около 5%). В отходах обогащения сахалинских каменных углей преобладает уже аргиллит. Отходы обогащения углей Южной Якутии относятся к преимущественно песчаным. Основную массу этих отходов слагают алевролитовые песчаники (60-70%) и алевролиты (10-30%). Содержание аргиллитов, как правило, не превышает 10-15%.

Минеральный состав отходов углеобогащения, как правило, весьма сложен. Минеральные компоненты находятся в углях в виде породных прослоев, линз и конкреций, тонкорассеянного материала, органоминеральных соединений, а также попадают в добытый уголь из вмещающих пород (почвы и кровли). Вследствие того, что на большинство углеобогащательных фабрик рядового угля поставляется с нескольких шахт или разрезов, в отходах углеобогащения могут находиться минералы, образованные в различной химической обстановке и в отложениях разных фациальных типов, в природных образцах вместе не встречающихся. Это еще более осложняет определение минерального состава отходов углеобогащения. В настоящее время достаточно надежным можно считать лишь данные об их качественном минеральном составе.

Основные минералы, содержащиеся в отходах углеобогащения, можно разделить на следующие группы: оксиды и их гидративные формы, алюмосиликаты, силикаты, карбонаты, сульфиды, хлориды, органоминеральные соединения. Формы распределения и химическая природа соединений золообразующих элементов достаточно подробно описаны в литературе [225]. Основную массу минеральной части отходов углеобогащения составляют глинистые минералы (каолинит, гидрослюды, монтмориллониты, хлориты), кварц, сульфиды железа (преимущественно пирит), карбонаты кальция (кальцит) и железа (сидерит), а также полевые шпаты (микроклин, ор-

токлаз, альбит-анортит). В значительно меньших количествах в отходах углеобогащения обнаруживаются гидратированный аморфный кремнезем, оксиды и гидроксиды железа (гематит, магнетит, лимонит) и титана (рутил), карбонаты кальция и магния (арагонит, доломит), сульфаты кальция и железа. В единичных случаях в отходах углеобогащения встречаются рудные минералы (циркон, галенит, халькопирит, сфалерит), а также апатит, сфен, эпидот и др. Данные о качественном минеральном составе отходов углеобогащения некоторых предприятий приведены в табл. 9.6.

Таблица 9.6

Минеральный состав отходов обогащения углей некоторых фабрик

Бассейн, фабрика	Преобладающие минералы	Минералы-примеси (менее 5%)
Донецкий:		
Октябрьская	Гидрослюды, каолинит, хлорит, кварц	Сидерит, кальцит, аморфный кремнезем, пирит, полевые шпаты
Свердловская	Гидрослюды, хлорит, кварц	Каолинит, полевые шпаты, пирит, сидерит, гипс
Комендантская	Гидрослюды, хлорит, кварц	Пирит, каолинит, монтмориллонит, гематит
Карагандинский:		
Сабурханская	Каолинит, гидрослюды кварц	Кальцит, полевые шпаты, сидерит, гематит, лимонит
Кузнецкий:		
Абашевская	Гидрослюды, каолинит, кварц	Кальцит, сидерит, полевые шпаты
Сибирь	Гидрослюды, каолинит, кварц	Кальцит, сидерит, полевые шпаты
Северная	Гидрослюды, каолинит, кварц	Хлорит, сидерит, аморфный кремнезем
Минусинский:		
Черногорская	Доломит, кальцит, каолинит	Кварц, сидерит, гидрослюды, полевые шпаты
Печорский:		
Интинская	Каолинит, монтмориллонит, кварц	Гидрослюды, кальцит, пирит, полевые шпаты
Южно-Якутский:		
Нерюнгринская	Кварц, каолинит, гидрослюды	Хлорит, сидерит, доломит, кальцит

Органоминеральные соединения представляют собой наименее изученную форму минеральных компонентов в твердых горючих ископаемых. К органоминеральным относят большую группу соединений, включающую элементоорганические соединения (со связью Э-С, где Э – Si, Ti), гуматы щелочных и щелочноземельных металлов и др. Имеющиеся экспериментальные данные позволяют заключить, что та-

кие соединения более характерны для низкотемпературных углей. Поэтому в отходах углеобогащения нельзя ожидать заметного содержания органо-минеральных комплексов. Однако присутствие их в углеотходах вполне вероятно.

Влажность отходов гравитационного обогащения углей различных предприятий изменяется от 4 до 35% и определяется крупностью и влагоемкостью породы. С увеличением крупности породы ее влажность снижается. Например, при обогащении машинных классов углей (Г, Ж, К) Кузнецкого бассейна влажность породы составляет: +13 мм – 5-8%, -13 мм – 9-15%, +25 мм – 4-6%, -25 мм – 6-12%.

Как правило, влажность породы снижается с увеличением степени метаморфизма обогащаемых углей. В Печорском бассейне влажность породы длиннопламенных углей составляет около 12%, жирных – 5-9%. Влажность отходов обогащения каменных углей Донбасса варьируется в пределах 8-15%, антрацитов – 5-9% (при влагоемкости 2-10% и гигроскопической влажности не более 3%). Отходы обогащения бурых углей (Подмосковный, Челябинский бассейны, Ангренское месторождение) имеют влажность 18-34%.

Гранулометрический состав отходов гравитационного обогащения углей зависит от принятой глубины обогащения, которая на подавляющем большинстве обогатительных фабрик составляет 0,5; 6 или 13 мм и лишь в единичных случаях 1; 3; 10 или 25 мм. В большинстве случаев при глубине обогащения 0,5(1) мм выход крупной породы – более 40(50) мм – составляет около 14-16%, при глубине обогащения 13 мм – 25-30%.

Отходы флотации углей в отличие от гравитационных отличаются высокой дисперсностью и обводненностью. Основная масса отходов флотационного обогащения углей представлена зернами размером менее 0,07 мм. В отходах флотации углей Кузбасса содержание класса менее 0,05 мм составляет 41-92,7%, в Донбассе содержание класса менее 0,06 мм составляет 45-94,5%, Карагандинском бассейне содержание класса менее 0,07 мм 51,2-89%. Как правило, содержание наиболее тонких классов увеличивается с уменьшением степени метаморфизма обогащаемых углей. Однако четкой зависимости удельной поверхности флотационных отходов от степени метаморфизма обогащаемых углей не прослеживается. Например, для отходов обогащения углей Донбасса марок Г, Ж, К, ОС, А (фабрики Красноармейская, Дзержинская, Брянская, Шолоховская, Комендантская) удельная поверхность составляет соответственно 17; 12; 13,1; 14,1 и 12,9 м²/г.

Среднее содержание твердого в суспензии отходов флотационного обогащения углей составляет около 50 кг/м³. Поэтому основное условие использования флотационных отходов – их обезвоживание. В практике углеобогащения используют шесть основных методов обезвоживания флотационных отходов. Наиболее распространено отстаивание суспензий в хвостохранилищах, расположенных в балках, оврагах или других складках местности на расстоянии от 2 до 20 км от фабрик, а также в многосекционных железобетонных механизированных отстойниках на территории фабрик. Во многих случаях перед отстаиванием флотационные отходы предварительно сгущают с применением флокулянтов в сгустителях до содержания твердого 100-150 кг/м³. Осадок из отстойников после подсушки в атмосферных условиях имеет влажность 23-28% и может сезонно транспортироваться.

Обезвоживание флотационных отходов с применением гидроциклонов и ленточных вакуум-фильтров применяют на ряде углеобогатительных фабрик Донбасса (Криворожская, Брянковская, Дуванская и др.) Наиболее тонкодисперсная часть отходов (55-65%) при этом остается в сливах гидроциклонов, а обезвоживанию на ваку-

ум-фильтрах (до влажности 35-45%) подвергается примерно 35-55% отходов флотации. В Донбассе также применяют обезвоживание флотационных отходов в осадительных центрифугах с применением флокулянтов (ЦОФ «Дзержинская», «Октябрьская», «Добропольская»). Влажность образующегося при этом осадка также слишком высока (35-45%) и он непригоден для последующего использования без дополнительной сушки.

Наименьшую влажность флотационных отходов обеспечивает обезвоживание на камерных фильтр-прессах периодического действия или ленточных фильтр-прессах непрерывного действия. В первом случае получают продукт влажностью 22-24%, во втором – 28-32%. Для этих отходов возможно сезонное транспортирование к месту переработки или непосредственная переработка на месте путем применения специальных методов формирования или гранулирования.

Для определения максимально допустимой влажности отходов флотационного обогащения углей, обеспечивающей возможность их транспортирования в зимнее время, были поставлены специальные эксперименты. Из флотационных отходов, обезвоженных в камерных фильтр-прессах ЦОФ «Кальмиусская», формовали цилиндры высотой и диаметром 25 мм. Материал различной влажности замораживали при температуре -15°C в течение 1-7 сут., а затем определяли прочность на сжатие. Полученные данные (рис. 9.1) показывают, что при влажности флотационных отходов менее 5% прочность замороженных и незамороженных образцов практически идентична и резко снижается при увлажнении до определенного предела. При дальнейшем увлажнении прочность замороженных образцов резко возрастает, а незамороженных – слабо растет. Характер кривых не меняется при увеличении времени замораживания более 1 сут. или при повышении температуры до -5°C . Таким образом, максимально допустимой для транспортирования в зимних условиях можно считать влажность отходов флотации около 5%. Поэтому их круглогодичная переработка возможна только вблизи обогатительных фабрик. Перерабатывающий комплекс может предусматривать либо только установку по сушке отходов не более 5%, либо полный технологический цикл получения готовой товарной продукции (керамика, заполнитель бетонов и др.).

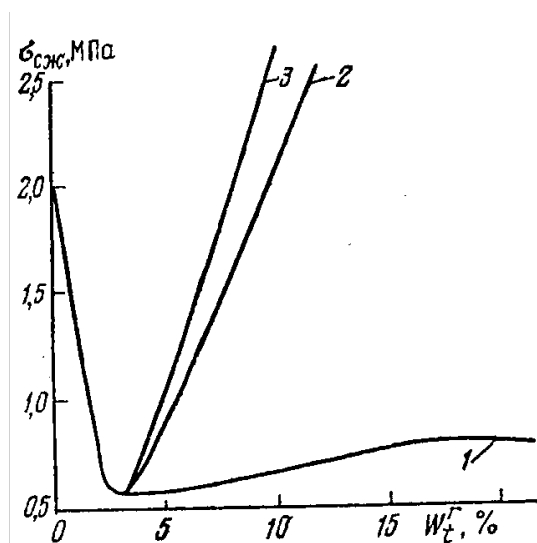


Рис. 9.1. Прочность $\sigma_{с.ж.}$ фильтр-прессовых осадков отходов флотационного обогащения углей различной влажности W_t^r :
1 – без замораживания; 2, 3 – при замораживании соответственно в течение 1-7 сут.

Химический состав отходов углеобогащения в значительной степени определяет направления их возможного использования. Главная отличительная особенность отходов углеобогащения по сравнению с традиционными сырьевыми материалами, используемыми в различных отраслях промышленности, - наличие органического вещества, представленного остатками обогащаемого угля.

Непосредственная количественная оценка содержания органического материала в отходах углеобогащения затруднительна из-за его высокой дисперсности и неравномерности распределения в объеме. Петрографические исследования показывают, что идентифицируемое под микроскопом содержание органической массы в чистом виде составляет в отходах углеобогащения от 2 до 13% (по объему); минеральной части без значительных примесей органического вещества – 35-70%; остальная масса представляет собой угольноминеральные сростки или тонкодисперсные взаимораспределенные переслаивания и включения органической и минеральной массы. На практике содержание органической массы в отходах углеобогащения оценивается альтернативно по их зольности, содержанию органического углерода либо теплоте сгорания. Зольность связана с содержанием органического углерода (как и с теплотой сгорания) корреляционной зависимостью вида.

$$C_o^d = a - bA^d . \quad (9.1)$$

Эмпирически определяемые для различных отходов углеобогащения коэффициенты a и b зависят соответственно от степени углефикации органического вещества отходов и минерального состава их неорганической части. Экспериментально определенные значения коэффициентов a и b приведены в табл. 9.7.

Таблица 9.7

Коэффициенты для расчета содержания органического углерода в зависимости от зольности отходов углеобогащения

Бассейн	Коэффициент			Предел применимости уравнения $C = f(A^d)$ по C_o , %
	уравнения $C_o = f(A^d)$		корреляции r	
	a	b		
Донецкий:				
угли марки Г	71,4	0,76	-0,94	5-19
Ж	77,8	0,83	-0,95	6-20
К, ОС	85,7	0,91	-0,95	7-22
Т				
антрациты	92,1	0,97	-0,97	7-30
Кузнецкий:				
угли марки Г, Ж	80,3	0,85	-0,97	7-26
К	89,3	0,95	-0,95	9-37
Карагандинский	78,3	0,82	-0,99	9-23
Печорский	78,3	0,79	-0,97	4-21
Подмосковный	67,9	0,75	-0,98	7-25

Следует отметить, что в производственных условиях на углеобогащительных фабриках постоянно контролируется только зольность отходов углеобогащения. Поэтому данные табл. 9.7 могут быть использованы для текущего контроля содержания органического углерода в отходах углеобогащения по их зольности. Эмпирическое соотношение между теплотой сгорания отходов углеобогащения Донбасса и их зольностью по данным работы [226] имеют вид, аналогичный уравнению $C_o = f(A^d)$; значения коэффициентов a и b составляют соответственно 33,71 и 0,37.

Зольность отходов углеобогащения различных предприятий варьируется в очень широких пределах. При анализе причин образования отходов низкой зольности следует иметь в виду, что, чем интенсивнее обогащение угля, тем меньше извлечение органической массы в концентрат, т.е. выше потери угля с породой. В связи с этим высокие требования к качеству угля неизбежно приводят к снижению зольности отходов углеобогащения. По данным исследователей Германии (Кубица и др.), при наиболее эффективных схемах обогащения минимальные потери угля с породой составляют около 4,6% (от теплоты сгорания рядового угля). Поэтому с учетом выхода продуктов обогащения средняя зольность породы около 82-85% в принципе максимальна при современном состоянии развития углеобогащительных процессов.

Зольность отходов флотационного обогащения углей, как правило, ниже, чем гравитационного. Средняя зольность флотационных отходов Кузнецкого бассейна составляет 59,4%, Карагандинского – 62,1%, Донецкого – 68,71%. У отходов гравитационного обогащения минимальная зольность (около 60%) характерна для обогащительных фабрик Грузии, Южно-Якутского и Кизеловского бассейнов. Средняя зольность гравитационных отходов углеобогащения Карагандинского, Подмосковского, Челябинского и Сахалинского бассейнов составляет около 65%, Минусинского – 68%, Кузнецкого, фабрик Восточной Сибири и Приморья – около 73%, Донецкого – 77%, Печорского более 80%.

Органическая масса распределена неравномерно в отходах углеобогащения различной крупности. Как правило, с увеличением крупности породы повышается ее зольность и снижается топливный потенциал. Например, для отходов гравитационного и флотационного обогащения углей Германии (Д. Ляйнингер) теплота сгорания снижается с 57 МДж/кг у мелкой породы (менее 1 мм) до 1-2 МДж/кг у крупной породы (более 50 мм) при средней зольности флотационных хвостов около 65% и крупной породы около 85%.

В табл. 9.8 приведены данные о зольности отходов углеобогащения различной крупности для углеобогащительных фабрик основных бассейнов СНГ. Зольность породы крупностью менее 1 мм варьируется от 55 до 73%, зольность крупной породы (более 50 мм) достигает 85-92%. Однако в некоторых случаях указанная закономерность не наблюдается. Например, для отходов тяжелосредней сепарации углей ГОФ «Интинская» характерно снижение зольности крупных классов породы с 78,6% (менее 13 мм) до 70% (более 50 мм). Различие в зольности породы разной крупности обуславливает необходимость в дифференцированном подходе при оценке возможных направлений использования отходов углеобогащения. В ряде случаев выделение породы определенной крупности может стать наиболее эффективным методом корректировки состава отходов до технологически необходимого уровня. Этот метод реализован на ЦОФ «Абашевская» при подготовке породы к использованию для производства кирпича.

Зольность отходов углеобогащения различной крупности, %

Бассейн, фабрика	Крупность отходов, мм						
	0-1	1-3	3-6	6-13	13-25	25-50	>50
Донецкий:							
Кальмиусская	54,4	77,1	80,2	81,4	84,2	84,7	84,7
Октябрьская	72,4	79,0	80,5	81,9	83,4	84,7	87,9
Иркутский:							
Касьяновская	71,7	79,2	79,5	80,9	83,0	82,9	84,0
Карагандинский:							
Сабурханская	67,7	74,4	75,6	78,8	78,9	80,6	79,7
Кузнецкий:							
Беловская	73,8	84,0	88,3	88,4	88,2	89,1	92,0
50-летия Октября	55,8	73,2	88,9	89,9	89,5	90,9	88,2
Печорский:							
Интинская	-	-	78,6	78,6	77,8	77,2	70,0
Северная	73,6	88,5	90,8	90,9	90,3	89,7	92,2
Челябинский:							
Коркинская	72,9	77,1	82,3	86,2	80,3	78,8	85,0

Весьма существенно для анализа возможных направлений использования различие в сернистости отходов углеобогащения различных бассейнов. В целом сернистость отходов пропорциональна содержанию серы в обогащаемых углях. Поэтому по аналогии с классификацией углей А.З. Юровского к районам сплошной высокой сернистости могут быть отнесены только породы Подмосковского бассейна (фабрики «Кимовская», «Никулинская», «Бельковская», «Владимирская» и «Прогресс»), сернистость которых составляет 5-15%, а также порода Кизеловского бассейна – фабрики «Коспашская» (5-7%) и Губахинского коксохимзавода в Пермской обл. (13-15%). Невысоким содержанием серы отличаются отходы обогащения углей Кузнецкого (менее 0,5%), а также Челябинского (менее 0,7%) бассейнов, Приморья и Южной Якутии (менее 0,3%), острова Сахалин (менее 0,4%). Для этих районов сера не является препятствием к использованию практически в любых направлениях. Породы углеобогажительных фабрик Восточной Сибири имеют сернистость от 0,2% (фабрика «Енисейская») до 1,2-1,3% («Новогришевская»). В отходах углеобогащения Печорского и Карагандинского бассейнов содержание серы варьируется в пределах 0,5-0,8%, за исключением фабрик «Интинская» (3-3,5%), а также «Сабурханская» и «Саранская» (1,3-1,4%). На обогатительных фабриках Грузии содержание серы изменяется от 1,3 до 2,3%, в отходах Львовско-Волынского бассейна – от 2,8 до 3,2%.

Наиболее сильно по содержанию серы различают между собой отходы углеобогажительных фабрик Донбасса. В Восточном Донбассе (Россия) сернистость отходов углеобогащения антрацитов составляет 1,5-2,5%, а отходов обогащения каменных углей (К, Ж, ОС) значительно выше – 3,2-3,6%. Содержание серы в отходах обогащения антрацитов Украинского Донбасса находится в пределах 0,6-1,7% за исключением фабрик «Комендантская» (3,9%), «Маяк» (3%) и «Центросоюз» (2,8%). Наимень-

шей сернистостью (0,7-1%) характеризуются отходы обогащения газовых углей Красноармейского района. Для большинства фабрик, обогащающих каменные угли Украинского Донбасса, сернистость отходов обогащения изменяется в интервале 2-3,7%. Исключение составляют породы фабрик «Привольнянская», «Россия», «Горловская», «Киевская» (более 4%), а также «Украина» и «Горская» (более 6%).

Отходы флотационного обогащения углей Карагандинского и Кузнецкого бассейнов имеют сернистость, аналогичную породам гравитационного обогащения. В Донбассе при содержании серы менее 2% отходы флотационного и гравитационного обогащения не отличаются по сернистости. При более высоком содержании серы отходы флотационного обогащения, как правило, характеризуются пониженной сернистостью по сравнению с гравитационными.

Содержание основных макрокомпонентов в минеральной части отходов углеобогащения различных бассейнов варьируется в достаточно широких пределах, %: 34-70 SiO_2 ; 13-33 Al_2O_3 ; 2-23 Fe_2O_3 ; 0,3-23 CaO ; 0,3-5 MgO (табл. 9.9). Наиболее высококремнеземистыми являются песчаные отходы обогащения углей Нерюнгринского месторождения, а также отходы обогатительных фабрик Северного Кузбасса. К наименее кремнеземистым относятся глинистые породы обогащения углей Львовско-Волынского бассейна и карбонатные Черногорского месторождения. Меньшим содержанием кремнезема, как правило, отличаются отходы флотационного обогащения углей по сравнению с гравитационными.

Повышенным содержанием оксида алюминия характеризуются породы Карагандинского и Подмосковного бассейнов. При обогащении одних и тех же углей содержание глинозема обычно выше в отходах флотационного обогащения по сравнению с гравитационными. Высоким содержанием соединений железа отличаются породы Подмосковного и Кизеловского бассейнов, где железо сосредоточено, главным образом, в форме пирита. Для отходов Минусинского бассейна, где наблюдается также повышенное содержание железа, более характерны его карбонатизированные формы (сидерит). В подавляющем большинстве случаев содержание закисного железа превалирует над его оксидными формами. Например, содержание закисного (в пересчете на FeO) и оксидного (в пересчете на Fe_2O_3) железа соответственно составляет, % по массе: для ЦОФ «Сибирь» - 3,5 и 0,2; ГОФ «Еманжелинская» - 7,4 и 1,2; ОФ «Енисейская» - 7,8 и 0,2; ЦОФ «Ворошиловградская» - 5,5 и 4,3. Поскольку именно закисные формы железа образуют с алюмосиликатной матрицей наиболее легкоплавкие эвтектики, то содержание железа оказывает существенное влияние на спекаемость, плавкость, вязкость и другие свойства отходов углеобогащения, играющие значительную роль в термических процессах их переработки.

Содержание оксидов щелочноземельных металлов в отходах углеобогащения, как правило, невелико. Стабильно высоким содержанием оксидов кальция отличаются лишь породы фабрики разреза «Черногорский» (до 20-23%). Повышенное содержание карбонатов кальция отмечено также в породах некоторых фабрик Кузбасса (например, Абашево-Байдаевский район). Однако для них характерны большие колебания содержания CaO . Это объясняется тем, что породные прослои в угольных пластах «Великан», «Мощный» и «Гигант», отрабатываемых на Черногорском месторождении, выдержаны по составу и содержат до 25% оксидов щелочноземельных металлов. В Кузбассе повышенное содержание CaO в отходах углеобогащения связано с наличием в угольных пластах конкреционных образований (обычно 1-2 конкреции на 100 м выработки), сложенных карбонатами кальция, реже – железа и магния. Примерный состав конкреции, % по массе: 40-45 CaO ; 5-10 FeO ; 3-5 MgO ; 5-10 SiO_2 ; 30-40 $\text{CO}_{2(\text{к})}$.

Таблица 9.9

Химический состав отходов углесобогащения

Бассейн, регион	Марка угля	Метод обогащения	A ^d , %	C _t ^d , %	S _t ^d , %	(SiO ₂) _A	(Al ₂ O ₃) _A	(Fe ₂ O ₃) _A	(CaO) _A	(MgO) _A
Восточный Донецкий, Россия	A	Гравитационный	72-79	8-20	1-2,7	55-61	18-28	7-16	1-6	1-5
	K, OC		69-82	14-22	3,2-3,6	55-60	21-23	7-11	1-3	1-4
Дальневосточный Донецкий, Украина	Г, Ж, Т	Гравитационный	68-76	15-22	0,1-0,3	58-61	15-20	5-7	10-15	1-2
	A	Гравитационный	67-84	8-22	0,6-3	52-60	17-29	8-14	0,9-3	1-3
Западный Донецкий, Украина	Г, Д, Ж, К, Т	Флотационный	64-72	18-26	0,6-2,8	51-55	21-26	9-14	2-5	1-3
		Гравитационный	70-86	5-22	0,8-6,6	50-61	19-29	6-16	0,3-3,8	0,8-4,3
	Г	Флотационный	59-80	11-32	0,7-3,7	47-60	23-31	5-11	0,9-6,4	0,9-5
Иркутский	Г, Д	Гравитационный	78-85	7-13	1-2	55-62	21-27	6-9	1-2	1-2
		Гравитационный	66-75	13-22	1,1-1,3	56-58	18-21	2-4	3-5	2-3
Карагандинский	К, КЖ	Гравитационный	60-76	8-23	0,2-1,5	54-63	27-33	4-7	2-6	1-3
		Флотационный	58-70	18-31	1,4-2,4	54-56	23-28	6-13	2-6	1-2
Кизеловский	Г	Гравитационный	60-68	17-23	7-10	53-58	18-22	16-22	0,8-2	0,8-2
		Гравитационный	64-90	4-22	0,1-1,4	57-70	14-26	3-10	1-7	0,3-3
Кузнецкий	Г, Ж, К, КЖ, СС, Т	Флотационный	50-76	10-43	0,2-1,1	50-67	14-30	1-9	1-10	0,7-3
		Гравитационный	73-82	8-13	2-4	52-55	21-24	11-15	1-2	1-3
Львовско-Волынский	Д	Флотационный	70-79	12-16	1,6-2,5	48-54	18-26	8-14	2-6	1-3
		Гравитационный	59-70	19-26	0,2-0,6	34-56	13-18	11-15	6-23	2-5
Минусинский	Д, Ж	Гравитационный	70-86	5-18	0,2-1,3	62-65	21-23	6-8	1-2	2-4
		Гравитационный	60-73	12-23	5-22	52-63	22-33	4-23	1-3	0,3-1,4
Печорский	Б	Гравитационный	58-75	12-23	0,2-0,4	61-65	17-24	4-6	1-2	0,5-3
		Гравитационный	56-80	9-25	0,2-0,8	53-56	22-24	11-13	2-5	3-4
Подмосковный	К	Гравитационный	59-65	21-29	0-0,2	62-69	13-15	8-10	2-4	2-3

Поэтому повышение содержания оксида кальция в отходах углеобогащения фабрик Кузбасса происходит периодически и, как правило, бывает кратковременным. Содержание оксидов магния и титана в отходах углеобогащения колеблется в довольно узких пределах.

При разработке технологических схем использования отходов углеобогащения необходимо учитывать стабильность их состава. По данным Ю.М. Сухорукова, стабильность состава средненедельных проб углеотходов в 2-3 раза выше, чем среднесуточных, и в 5-6 раз выше, чем часовых и сменных. Сопоставительный анализ объемов выхода и возможного потребления породы на углеобогатительной фабрике, а также технологические возможности усреднения породы перед переработкой позволяют заключить, что наиболее целесообразной является оценка стабильности состава отходов по суточным пробам. Абсолютные пределы колебаний содержания макрокомпонентов золы отходов углеобогащения в суточных пробах для большинства углеобогатительных фабрик составляют, %: 1-4,5 SiO₂; 1-3,7 Al₂O₃; 0,5-4 Fe₂O₃; 0,5-2 CaO; 0,2-1 MgO. Поэтому по составу золы отходов углеобогащения являются относительно стабильным сырьем. Несколько менее стабильны зольность и содержание углерода в отходах гравитационного и, особенно, флотационного обогащения углей. Данные по стабильности состава (по A^d и C^d) отходов гравитационного обогащения углей ЦОФ «Абашевская» различной крупности приведены в табл. 9.10. Стабильность оценивали по результатам трех циклов опробования с анализом 30 суточных проб в каждом цикле. Из приведенных данных видно, что порода класса более 13 мм стабильнее по составу, чем порода менее 13 мм. Аналогичная закономерность наблюдается на подавляющем большинстве углей обогатительных фабрик.

Таблица 9.10

Стабильность отходов углеобогащения ЦОФ «Абашевская» по зольности и содержанию углерода

Цикл опробования	Класс крупности, мм	Зольность			Содержание органического углерода		
		$\frac{\text{предельная}}{\text{средняя}}$, %	дисперсия, %	коэффициент вариации	$\frac{\text{предельная}}{\text{средняя}}$, %	дисперсия, %	коэффициент вариации
1	1-13	$\frac{71,9-79,5}{76,7}$	7,5	0,1	$\frac{13,1-18,6}{15,7}$	3,1	0,2
2	1-13	$\frac{62,8-76,2}{71,3}$	25,9	0,36	$\frac{15,4-25,7}{18,3}$	12	0,66
3	1-13	$\frac{70,7-80}{75,4}$	9,5	0,13	$\frac{12,2-19,8}{16,1}$	7,2	0,45
1	13-100	$\frac{82,7-86,7}{84,6}$	1,4	0,03	$\frac{7,1-10,6}{8,8}$	1,1	0,12
2	13-100	$\frac{83,3-86,6}{84,4}$	1,2	0,02	$\frac{8,2-9,6}{8,8}$	0,3	0,04
3	13-100	$\frac{82,7-85,5}{84}$	1	0,02	$\frac{7,5-10}{8,9}$	0,8	0,09
1	1-100	$\frac{77,9-85}{81,4}$	4,4	0,06	$\frac{8,8-13,2}{11,1}$	2,1	0,19
2	1-100	$\frac{76,3-81,5}{79,2}$	2,4	0,04	$\frac{11,2-15,8}{13,1}$	2,3	0,17
3	1-100	$\frac{78-82,5}{80,2}$	2,8	0,04	$\frac{10,5-13,5}{12,1}$	1,5	0,12

Стабильность состава пород, хранящихся в отвалах, необходимо рассматривать с учетом технологии их разработки. Поэтому в данном случае правильнее говорить о выдержанности состава пород по высоте или объему отвала. Опробование породы во всем объеме отвала на практике не проводится вследствие методических трудностей, связанных с бурением и выполнением правил безопасности. Опробование, проведенное на глубину 0,5-0,6 м на различной высоте конических отвалов, позволяет сделать вывод о невыдержанности состава пород. Например, для шахтного отвала «Дедило-Узловского» месторождения Подмосковского бассейна содержание углерода в различных пробах варьируется от 3% до 16%, зольность – от 78% до 92%. В отвале шахты «Красногвардейская» (Центральный Донбасс) зафиксированы следующие пределы колебаний состава: A^d 71-92%; C_t^d 0,8-20,4%; S_t^d 0,7-3,2%. Несколько более стабильны по составу отвалы обогатительных фабрик. Например, в коническом отвале ЦОФ «Никитовская» (Донбасс) в 12 пробах, отобранных на различной высоте, содержание углерода варьировалось в пределах 13-19,3%, зольность – 64-72%, сернистость 1,6-2,5%. Однако в большинстве случаев в отвалы углеобогатительных фабрик поступает и шахтная порода. Поэтому выдержанность состава пород, хранящихся в отвалах, по высоте низка и для их переработки необходимо тщательное усреднение породы. Опыт переработки пород из отвалов, имеющийся во Франции, показывает, что для усреднения состава породы при подготовке ее к производству кирпича необходимо специальное оборудование (экскаваторы, бульдозеры, смесители) и соответственно более значительные затраты, чем при переработке текущих отходов углеобогатительных фабрик.

Таблица 9.11

Химический состав минеральной части продуктов обогащения углей различной плотности, %

Бассейн, фабрика	Плотность, г/см ³	$(SiO_2)_A$	$(Al_2O_3)_A$	$(Fe_2O_3)_A$	$(CaO)_A$	$(MgO)_A$
Донецкий, Аютинская	>2	51,76	28,2	8,4	4,1	1,1
	1,8-2	47,9	22,8	16,4	5,5	1,1
	<1,8	45,1	23,6	16,0	8,0	1,1
Южно-Якутский, разреза «Нюрингринский»	>1,8	67,0	13,5	8,6	2,6	2,4
	1,6-1,8	50,4	20,3	13,6	5,8	2,5
	<1,6	46,0	23,0	8,4	6,4	1,2
Карагандинский, Сабурханская	>2	53,0	28,3	7,0	2,6	4,4
	1,8-2	55,1	25,7	5,1	3,1	3,8
	<1,8	57,4	25,9	5,5	2,1	1,7

Содержание макрокомпонентов в золе отходов углеобогатения мало зависит от крупности породы. В большинстве случаев диапазон колебания содержания макрокомпонентов для породы различной крупности не превышает 1-3%. Несколько более значительное влияние на химический состав минеральной части отходов углеобогатения оказывает плотность, при которой ведется обогащение. Характерный состав

золы продуктов обогащения различной плотности приведен в табл. 9.11. Однако, учитывая относительно небольшой выход породы низкой (2-11%) и средней (1-15%) плотности, изменение плотности обогащения нельзя считать методом, пригодным для корректирования химического состава минеральной части углеотходов. Исключение может составить лишь порода Подмосковского бассейна с повышенным содержанием колчедана, резко отличающегося по плотности от основной алюмосиликатной части породы. Поэтому дифференцирование такой породы по плотности позволяет разделить ее на фракции с резко различным содержанием железа и серы. Во всех остальных случаях разделение породы по крупности и плотности позволяет регулировать содержание в ней органического вещества, но мало влияет на изменение ее химического состава.

Микроэлементный состав отходов углеобогащения изучен в значительно меньшей степени, чем макроэлементный. Главным образом, это связано с трудностями анализа содержания микроэлементов. Вместе с тем при оценке возможных направлений использования углеотходов следует учитывать эти данные с точки зрения перспектив попутного извлечения ценных микрокомпонентов. Кроме того, микроэлементы при хранении углеотходов в отвалах либо при их термической переработке могут попадать в газообразные выбросы или сточные воды, что требует точной количественной оценки содержания вредных микроэлементов.

В опубликованных работах достаточно подробно рассмотрены содержание и распределение микроэлементов твердых горючих ископаемых. Общие закономерности распределения микрокомпонентов в веществе твердых топлив позволяют разделить их на группы приуроченных к минеральной части (Zn, Sn, Cu, Hg, Zr, As, Cd, Pb, Mn, вероятно Ag), приуроченных к органическому веществу (Ge, Be, W, B), относительно равномерно распределенных между минеральной частью и органическим веществом (V, Mo, Ga, Sb, P, Ti, Co, Ni, Cr, Sc).

Степень концентрирования микроэлементов в отходах углеобогащения и их извлечение в тяжелую фракцию при обогащении углей зависят от многих факторов и, как правило, варьируется в широких пределах (табл. 9.12).

Поэтому на основе общих закономерностей распределения микроэлементов в продуктах обогащения углей весьма затруднительно сделать надежный количественный прогноз о их распределении в конкретной пробе исследуемого угля. В подавляющем большинстве случаев надежную количественную информацию дают только экспериментальные исследования. Содержание микроэлементов в отходах обогащения углей Донецкого, Кузнецкого и Карагандинского бассейнов варьируется по различным обогатительным фабрикам в следующих пределах, г/т: 200-3000 Mn; 100-3000 Ba; 60-1000 Zn; 100-600 Sr; 70-400 Zr; 60-200 V; 20-100 Cu; 8-80 Ni; 8-80 Pb; 5-60 Co; 10-50 Cr; 4-30 Ga; 2-5 Sn.

Физико-механические свойства сопутствующих и вмещающих угли пород изменяются в широких пределах. По классификации М.М. Протодяконова углистые породы относятся к категориям от высшей степени крепости с пределом прочности при сжатии более 180 МПа и пористостью 3-5% (алевролиты и песчаники Кузнецкого, Печорского, Южно-Якутского бассейнов) до плавучих с пределом прочности 1-1.5 МПа и пористостью до 12-14% (аргиллиты малометаморфизованных углей Украинского Донбасса, Ангрэнского и других месторождений). Прочность наиболее распространенных в отходах углеобогащения аргиллитов варьируется в более узких пределах, МПа: 1-60 Донбасс (угли марки Г, Д); 13-90 Донбасс (угли марки Ж, К, А); 10-99 Кузбасс; 17-77 Карагандинский бассейн; 20-95 Печорский бассейн.

Таблица 9.12

**Степень концентрирования и извлечение микроэлементов в
тяжелую фракцию при обогащении углей**

Микроэлемент	Плотность тяжелой фракции, кг/м ³ , не менее	Степень концентрирования	Извлечение в тяжелую фракцию, %
Марганец	1600	1,8-14	8-85
Ртуть	1600	2-8,9	8-55
Свинец	1600	1,9-6,8	13-72
Фтор	1600	1,9-4,3	12-82
	1600	0,6-3,2	4-66
Никель	1600	0,2-2,7	1-46
Вольфрам	1600	0,2-0,7	2-10
Мышьяк	1700	1,2-2,8	33-36
Серебро	1700	0,4-2,5	4,7-32
Цинк	1700	0,8-2,3	15-47
Молибден	1700	0,5-1,8	7-45
	1700	0,75-1,0	50-63
	1700	0,2-1,1	3-35
	1700	0,8-1,2	25-28
Сурьма	1700	1,2-1,3	16-26
Германий	1700	0,1-0,3	6-15
Золото	1900	1,2-1,7	3-32

Обобщенные данные по содержанию пород различной крепости в горной массе ряда бассейнов приведены в табл. 9.13, из которой видно, что наиболее крепкими породами отличаются Кузнецкий и Кизеловский бассейны. Поэтому кизеловские породы довольно широко применяют в качестве щебня. Анализ данных о крепости отходов обогащения углей и сланцев не позволяет однозначно коррелировать коэффициент крепости со степенью метаморфизма твердых горючих ископаемых (табл. 9.14). Однако для углеотходов Донбасса прослеживается тенденция к увеличению коэффициента крепости отходов обогащения с ростом степени метаморфизма обогащаемых углей, а также с увеличением глубины их залегания.

Таблица 9.13

Среднее содержание пород различной крепости в горной массе некоторых бассейнов, % по массе

Бассейн	Коэффициент крепости по шкале Протоdjяконова					
	3,5-4,5	4,5-6	6-9,5	9,5-14,5	14,5-19	>19
Донецкий (Украина)	59,8	20,3	16,7	3,2	-	-
Донецкий (Россия)	54,3	13,2	26,6	5,9	-	-
Карагандинский	41,6	40,5	16,0	1,9	-	-
Кизеловский	19,6	8,1	12,7	22,1	36,7	0,8
Кузнецкий	4,2	15,5	47,6	32,5	0,2	-
Челябинский	42,3	28,9	13,1	15,7	-	-

**Коэффициент крепости отходов обогащения углей и сланцев
некоторых предприятий**

Бассейн, фабрика	Обогащаемое топливо	Коэффициент крепости породы
Донецкий:		
Аютинская	Угли марки А	13-15
Комсомольская	Г	4,5-8,5
Октябрьская	Г	3,4-3,8
Свердловская	А	4,8-7,4
50-летия СССР	А	3,5-13
Кузнецкий:		
Абашевская	Угли марки Г	3-6,2
Прибалтийский:		
разреза «Октябрьский»	Сланец	5-6
шахты «Эстония»	Сланец	5-7,5
Печорский:		
Капитальная	Угли марки Д	2-8,5
шахты «Северная»	Ж	2,7-4,8

Один из важных показателей, определяющих возможные направления использования отходов углеобогащения, - их пластичность. Под пластичностью понимают свойство материала под действием внешних сил изменять форму без разрушения, а затем сохранять ее после прекращения действия этих сил. Топливосодержащие отходы угольной промышленности, как и природные глинистые породы, приобретают свойства пластичности при определенной влажности. Разность между верхним и нижними пределом влажности, при которых пластическое состояние проявляется особенно четко, называют **ч и с л о м п л а с т и ч н о с т и**. Данные о пластичности отходов углеобогащения представлены в табл. 9.15. В большинстве случаев отходы углеобогащения относятся к мало- или умереннопластичному сырью с числом пластичности от 4 до 12. Лишь для глинистой породы обогатительной фабрики разреза «Кимовский», полученной после выделения из нее углистого колчедана, характерна высокая пластичность.

Метаморфизованные углесодержащие породы при увлажнении в большинстве случаев не подвергаются диспергированию (не размокают), как глинистые породы. Поэтому в отличие от последних наблюдается значительное влияние степени измельчения отходов углеобогащения на их пластичность. С увеличением верхнего предела крупности углеотходов сужается интервал их пластического состояния. Например, для породы ЦОФ «Октябрьская» (Донбасс) при глубине измельчения 1; 0,5; 0,1 и 0,05 мм число пластичности составляет соответственно 1,5; 4,1; 8 и 11, 5%.

Как правило, углеотходы приобретают пластичность при измельчении до крупности менее 0,3 мм и этот класс является связующим материалом для более крупных частиц (0,25-0,5 мм). При этом пластичность, естественно, будет зависеть не только от верхнего предела крупности породы, но и от ее гранулометрического состава, определяемого методикой подготовки проб применяемым оборудованием и другими факторами.

Характеристика пластичности отходов углеобогащения

Бассейн, фабрика	Марка обогащаемого угля	Влажность, % по массе		Число пластичности, %
		нижней границы текучести	границы раскатывания	
Донецкий:				
Ворошиловградская	Г	30,0	18,1	11,9
Красная Звезда	А	30,4	19,1	11,3
Кураховская	А	29,8	21,9	7,9
Октябрьская	Г	17,6	13,5	4,1
Карагандинский:				
Восточная	К	20,8	14,2	6,6
Сабурханская	К	32,8	22,2	10,6
Кизеловский:				
Коспашская	Г	24,0	18,9	5,1
Кузнецкий:				
Абашевская	Г	23,4	18,0	5,9
Зиминка	Ж, К	18,5	13,2	5,3
Киселевская	К, СС	19,0	11,4	7,6
Минусинский:				
Енисейская	Д	29,5	19,8	9,7
Подмосковный:				
Кимовская	Б	39,9	19,9	20,0
Челябинский:				
Еманжелинская	Б	31,0	20,0	11,0
Коркинская	Б	33,1	21,1	12,0

9.2.2. Классификация отходов по их применению

Очевидно, наиболее обобщенным параметром, определяющим выбор оптимальных областей применения углеотходов, являются технико-экономические показатели их переработки. Однако подобные показатели, с одной стороны, значительно зависят от экономической конъюнктуры, а с другой, могут быть рассчитаны только после проведения большого комплекса лабораторно-технологических исследований. Эти исследования целесообразно проводить только в том случае, если на предварительной стадии опробования уже выбраны наиболее перспективные направления утилизации. С учетом минимизации трудоемкости и затрат на предварительной стадии опробования этот выбор рационально основывать главным образом на лабораторном изучении. Это соображение предопределило выбор параметров общей классификации отходов добычи и переработки твердых горючих ископаемых как сырья для промышленного использования, к которым относятся и углесодержащие отходы добычи и обогащения. При подобном подходе основное внимание обращается на показатели, в

наибольшей степени влияющие на технологию использования углеотходов. Эти показатели можно подразделить на следующие группы:

- источники образования и крупность;
- литолого-минералогические характеристики;
- характеристика органического вещества;
- характеристика состава минеральных компонентов;
- физико-механические свойства;
- поведение при нагревании и теплофизические свойства.

Каждая из этих групп охватывает несколько конкретных параметров. Рассмотрим обоснование выбора того или иного параметра и его количественную оценку, позволяющие составить систему классификационных параметров.

По источникам образования для характеристики стабильности состава и свойств углеотходы целесообразно подразделить на вскрышную, шахтную породы, текущие отходы обогащения и породы, хранящиеся в терриконах. Так, текущие отходы обогащения, как правило, характеризуются более постоянным составом, чем остальные виды углеотходов. В качестве первичных характеристик выбраны крупность и для пород, хранящихся в терриконах, окисленность, так как эти показатели также позволяют судить, как было показано выше, о ряде свойств углеотходов.

Количественные оценки *параметров крупности* отходов обогащения, очевидно, целесообразно выбирать, исходя из размеров частиц машинных классов. Флотацией перерабатывается уголь с размером частиц менее 1 мм; но машинные классы одних и тех же гравитационных процессов неодинаковы на различных предприятиях даже в одной стране. В данном случае приняты значения параметров, соответствующие наиболее распространенным в СНГ машинным классам.

Экспериментальные данные по *литолого-минеральному составу* углесодержащих отходов добычи и обогащения углей (сланцев) показывают, что их можно классифицировать в зависимости от содержания (массового) той или иной группы минералов на глинистые (50% и более минералов глин), песчаные (суммарное содержание кварца и песчаников более 40%) и карбонатные (более 20% карбонатов). Как будет показано ниже, технология использования углеотходов в значительной степени зависит от состава глинистых или карбонатных минералов. Поэтому глинистые углеотходы следует подразделять на каолиновые (50% и более минералов каолиновой группы, 20% и более кварца), гидрослюдистые, монтмориллонитовые, в которых присутствуют также кварц, каолиновые минералы, полевые шпаты, карбонатные минералы и пирит. Группа карбонатных углеотходов состоит из сидеритовых и кальцитовых (кальцит-доломитовых). Отнесение к той или иной группе (подгруппе) литолого-минерального состава зависит от преимущественного содержания конкретного минерала (или суммы минералов), определяемого обычными методами.

Характеристикой органических веществ являются содержание углерода (органического) на сухую массу C_o^d и степень углефикации. Содержание углерода (органического) определяется по ГОСТ 6389-81, а конкретные значения C_o^d , по которым классифицируются углеотходы, выбираются с учетом технических условий их применения. Рассматриваемые в данном случае углесодержащие отходы характеризуются $C_o^d \geq 4\%$ и называются органоминеральными в отличие от обычного минерального сырья (глин и др.), в которых обычно $C_o^d < 4\%$. С учетом современной экономической конъюнктуры при $C_o^d > 20\%$ углеотходы в большинстве случаев представляют

интерес как высокозольное топливо. По значению C_o^d расчетным путем можно оценить низшую теплоту сгорания углеотходов. Степень углефикации оценивается либо содержанием углерода (органического) на органическую массу

$$C_o^o = 100C_o^d / (100 - M^d), \quad (9.2)$$

либо R_o - показателем отражательной способности витринита (ГОСТ 12113-83), а для отходов углеобогащения может быть принята приближенно по характеристике обогащаемого угля.

Другие показатели, обычно применяемые для характеристики органического вещества, либо, как зольность, являются лишь грубой оценкой его содержания, либо требуют проведения специальных исследований (взрывчатость, самовозгораемость и др.), которые следует проводить только после определения принципиальной целесообразности применения углеотхода в качестве сырья для конкретного процесса по выдаче исходных данных для проектирования соответствующего предприятия.

Характеристика особенностей состава неорганических веществ – содержание серы S_t^d по ГОСТ 8606-72 (СТ СЭВ 1462-78) и некоторых золообразующих элементов (алюминия, железа, суммы кальция и магния), определяемое в соответствии с ГОСТ 2642-86 по концентрации их оксидов в золе. Граничные значения этих параметров также выбраны с учетом возможных направлений использования. Содержание кремния может быть с большой точностью оценено по содержанию алюминия, железа, кальция и магния:

$$(SiO_2)_A = 95 - (Al_2O_3)_A - (Fe_2O_3)_A - (CaO + MgO)_A. \quad (9.3)$$

В случае необходимости эти параметры позволяют также рассчитать глиноземные, кремневые или другие модули, обычно применяемые для выбора направлений использования алюмосиликатного сырья.

Параметры, определяющие содержания малых элементов, целесообразно учитывать при оценке углеотходов как сырья для получения их концентратов (германий, галлий и др.) или экологических последствий применения углеотходов с повышенным содержанием токсичных элементов (ртуть, мышьяк и др.). Однако в настоящее время нет надежных критериев для принятия граничных значений соответствующих параметров.

Физико-механические, теплофизические свойства и поведение углеотходов при нагревании оцениваются большим числом показателей. Однако из них только пластичность, по-видимому, может рассматриваться в качестве ограничительного параметра, определенные значения которого препятствуют широкомасштабному использованию углеотходов. Существенное значение при выборе направлений утилизации в качестве сырья для термообработки имеют плавкостные характеристики, но они коррелируются с химическим составом золообразующих элементов и могут быть оценены по соответствующим аналитическим соотношениям, устанавливающим зависимость между температурой плавкости и химическим составом. Остальные показатели (плотность, угол естественного откоса, размолоспособность, теплоемкость, теплопроводимость и др.) не являются ограничительными, но весьма важны при проектирова-

нии установок по переработке углеотходов и их следует использовать в конкретных технологических классификациях.

Выполненный анализ показывает, что для разработки рекомендаций по принципиально возможным и технологически целесообразным направлениям использования достаточно определить для каждого изучаемого углеотхода десять показателей, которые и являются основной предложенной общей классификации отходов добычи и переработки углей и сланцев (табл. 9.16).

Таблица 9.16

Индексация параметров и групп общей классификации отходов добычи и переработки углей

Обозначение группы параметра	Параметр и группа классификации	Цифровой код	
		Место в коде	Номер группы
A	Источник образования углеотходов		
	1. Отходы добычи		
	a) вскрышная порода	1	1
	b) шахтная порода	1	2
	2. Отходы углеобогащения	1	3
	3. Порода терриконов	1	4
Z	Первичная характеристика углеотходов		
	1. Горелая порода	2	1
	2. Негорелая порода	2	2
	3. Отходы обогащения		
	a) порода крупная >13 мм или 25 мм	2	3
	b) порода средней крупности 0,5-13 (25) мм	2	4
	c) флотационные (<0,5 мм)	2	5
B	Литолого-минералогическая характеристика		
	1. Глинистые		
	a) каолиновые	3	1
	b) гидрослюдистые	3	2
	c) монтмориллонитовые	3	3
	2. Песчаные	3	4
	3. Карбонатные	3	5
	a) кальцитовые	3	6
b) сидеритовые	3	7	
C	Содержание органического углерода (C_o^d)		
	1. Низкоуглеродистые, <4%		
	a) <2%	4	1
	b) 2-4%	4	2
	2. Малоуглеродистые, 4-8%	4	3
	3. Среднеуглеродистые, 8-12%	4	4
	4. Углеродистые, 12-20%	4	5
5. Высокоуглеродистые, >20%	4	6	

Обозначение группы параметра	Параметр и группа классификации	Цифровой код	
		Место в коде	Номер группы
<i>D</i>	Степень углефикации органической массы		
	1. Низкометаморфизованные, $C^{daf} \leq 75\%$, $R^o \leq 0,49\%$	5	1
	2. Среднеметаморфизованные, $C^{daf} = 75 \div 90\%$, $R^o = 0,5 \pm 2,49\%$	5	2
	3. Высокометаморфизованные, $C^{daf} \geq 90\%$, $R^o \geq 2,5\%$	5	3
<i>Fe</i>	Содержание соединений железа (Fe_2O_3 в золе)		
	1. Низкожелезистые, $< 1,5\%$	6	1
	2. Маложелезистые, $1,5-5\%$	6	2
	3. Среднежелезистые, $5-12\%$	6	3
	4. Железистые, $12-18\%$	6	4
	5. Высокожелезистые, $> 18\%$	6	5
<i>S</i>	Содержание серы (S_t^d)		
	1. Низкосернистые, $< 0,5\%$	7	1
	2. Малосернистые, $0,5-2\%$	7	2
	3. Среднесернистые, $2-3\%$	7	3
	4. Сернистые, $3-4\%$	7	4
	5. Высокосернистые, $> 4\%$	7	5
<i>Al</i>	Содержание соединений алюминия (Al_2O_3 в золе)		
	1. Малоглиноземные, $< 15\%$	8	1
	2. Среднеглиноземные, $15-28\%$	8	2
	3. Высокоглиноземные, $> 28\%$	8	3
<i>M</i>	Содержание соединений кальция и магния ($CaO + MgO$ в золе)		
	1. Низкокальциевые, $< 3\%$	9	1
	2. Среднекальциевые, $3-6\%$	9	2
	3. Кальциевые, $6-12\%$	9	3
	4. Высококальциевые, $> 12\%$	9	4
<i>P</i>	Пластичность		
	1. Непластичные, $\Pi = 0$	10	1
	2. Малопластичные, $\Pi \leq 7$	10	2
	3. Среднепластичные, $\Pi = 7 \div 15$	10	3
	Отсутствие данных или требований к изучению параметра	1-10	0

Например, отходы обогащения бурого угля класса +25 мм при $C_o^d = 10\%$, $S_t^d = 1,8\%$, числе пластичности 4, в составе которых содержание минералов каолиновой группы и кварца составляет 65%, а содержание в золе Al_2O_3 27%, Fe_2O_3 4,5%, обозначаются *A2Z3aB1aC3D1Fe2S2Al2P2* или 3314122202.

Характеристические параметры, обозначаемые латинскими заглавными буквами, делятся на группы и в случае необходимости на подгруппы, обозначаемые соответственно арабскими цифрами и латинскими строчными буквами. Для удобства можно пользоваться также системой индексного обозначения, в которой углеотход описывается десятизначным числом, причем тот или иной параметр (и его значение в пределах группы или подгруппы) характеризуется одной арабской цифрой, положение которой в числе соответствует месту в цифровом индексе. При этом цифра 0 обозначает или незначимость параметра для рассматриваемого направления использования или отсутствие данных о параметре.

Как правило, только совместное рассмотрение нескольких классификационных параметров позволяет выбрать перспективные направления их использования и, чем больше изучен конкретный процесс утилизации, тем больше необходимо учитывать параметров классификации и тем выше точность оценки. Например, песчаные углеотходы (*B2*) целесообразно применять в качестве земляного грунта при строительстве автомобильных дорог и искусственных земляных сооружений или (с параметрами *C1* и *C2*) – в качестве фильтрующих массивов, а при *C3*, *C4*, *C5* и *D1* – при рекультивации в смеси со слоем почвы.

Карбонатные углесодержащие отходы (*B3*) можно утилизировать вместо щебня (с учетом параметров *C*, *S*) в дорожном строительстве, для известкования почв и в качестве сырья для производства вяжущих (при определенных значениях параметров *C*, *D*, *S*).

Углеотходы глинистые (*B1*) могут быть рекомендованы как сырье в производстве пористых заполнителей для легких бетонов и строительной керамики, кремнеалюминиевых сплавов (с учетом параметров *C*, *D*, *Fe*, *S*), абразивных материалов (с учетом параметров *C*, *Fe*), а также при строительстве дорог и искусственных земляных сооружений (с учетом параметров *D*, *S*). Из глинистых весьма перспективны для использования углеотходы, относящиеся к каолинито-кварцевой группе (*B1a*). Они являются наиболее подходящим сырьем для производства, например, огнеупорных и кислотостойких (с учетом параметров *C*, *D*, *Fe*), пористых заполнителей, глинозема (с учетом параметров *C*, *Fe*, *S*), концентратов соединений алюминия (с учетом параметров *C*, *D*, *Fe*) и других ценных продуктов.

При разработке рекомендаций практически всегда необходимо учитывать содержание органического вещества, т.е. параметр *C*.

Углеотходы группы *C1* по свойствам практически не отличаются от традиционного минерального сырья. Углеотходы группы *C5*, по существу, являются высокозольным топливом и могут использоваться либо как исходное сырье для выделения кондиционного угля методами обогащения, либо непосредственно для сжигания или газификации в специальных устройствах. В процессах получения пористых заполнителей методом агломерации (агропорита и др.) можно использовать углеотходы групп *C2*, *C3*, *C4*. Однако следует учитывать, если углеотходы с параметром *C3* не требуют введения в шихту каких-либо добавок, то углеотходы с параметрами *C2* и *C4*, вероятно, необходимо шихтовать соответственно либо с топливосодержащими, либо с отошающими добавками. Для получения пористых заполнителей обжигом во вращающейся печи наиболее целесообразно применять углеотходы с параметрами *C1*, а углеотходы других групп (*C2-C5*) необходимо подвергать предварительному обжигу.

Как добавки при производстве строительной керамики могут использоваться углеотходы всех групп (от *C1* до *C5*), но в качестве топливосодержащих компонентов – только с параметрами *C3*, *C4*, *C5*. Как основной компонент шихты для получения

стенной керамики перспективны углеотходы с параметрами *C1*, *C2* и в некоторых случаях *C3* (с учетом параметров *B*, *D*, *S*). Для производства облицовочной плитки (в обычном аппаратурном оформлении процесса) можно рекомендовать только углеотходы с параметром *C1a*. Для большинства термовосстановительных процессов в качестве сырья обычно можно рекомендовать углеотходы *C2* и *C3*.

Степень углекислотности органического вещества (параметр *D*) позволяет оценить, например, скорость спекания шихты при производстве агропорита и количество органического вещества, выделяемого с летучими веществами при нагревании до 800-900°C. Так, для углеотходов с параметром *D3* вертикальная скорость спекания составляет 5-10 мм/мин, т.е. может быть ниже, чем для традиционного глинистого сырья. Для углеотходов с параметрами *D2* и *D1* вертикальная скорость спекания такая же или выше, как для традиционного глинистого сырья (соответственно 10-15 и 15-25 мм/мин). При термообработке в восстановительных условиях мало перспективны углеотходы с параметром *D1*, так как для них характерно выделение основного количества топливосодержащих компонентов в газовую фазу при температуре, значительно более низкой, чем требуется для восстановления соединений кремния и алюминия.

Сернистость отходов (параметр *S*) также определяет выбор того или иного направления их использования. Так, для производства пористых заполнителей благоприятно использование углеотходов с параметрами *S1*, *S2* и, возможно *S3*; для огнеупорных материалов и стеновой керамики (в качестве основного компонента шихты) – с параметрами *S1* и *S2*, а для кремнеалюминиевых сплавов и карбидкремниевых материалов – *S1*. Возможной областью применения углеотходов группы *S4* может стать дорожное строительство (в нижних слоях автодорог после укрепления вяжущими); *S4* и *S5* – как компонент удобрений, а *S5* – в качестве исходного сырья для получения пиритных концентратов.

Повышенное содержание соединений железа в углеотходах (параметр *Fe*) может стать лимитирующим фактором при их использовании в качестве исходного сырья при производстве пористых заполнителей (*Fe5*), кремнеалюминиевых сплавов (*Fe3*, *Fe4*, *Fe5* и частично *Fe2*), глинозема (*Fe3*, *Fe4*, *Fe5*). Но при параметрах *Fe4*, *Fe5* и частично *Fe3* следует учитывать возможность использования магнитной сепарации для снижения содержания железа. Полученные при сепарации высокожелезистые продукты или углеотходы с параметром *Fe5*, вероятно, представляют интерес как железорудное сырье.

В табл. 9.17 показаны возможные направления использования углеродсодержащих отходов в зависимости от параметров общей классификации применительно к условиям стран СНГ, т.е. с учетом конкретной экономической конъюнктуры и аппаратурно-технологического оформления процессов их переработки. Вероятно, в других странах при одних и тех же значениях параметров могут быть даны несколько иные рекомендации по утилизации углеотходов, например, в качестве высокозольного топлива может рассматриваться также органоминеральное сырье с параметрами *C4* и, вероятно, частично *C3*.

Предлагаемая классификация будет уточняться и дополняться новыми параметрами в ходе дальнейшего изучения процессов переработки углеотходов и их промышленного внедрения. Ее применение позволяет дать предварительные рекомендации на основании комплекса данных, полученных в лабораторных условиях и выбрать углеотходы, которые целесообразно направлять на технологические испытания.

Выбор направлений использования углеотходов в зависимости от параметров классификации (см. табл. 9.16)

Направление использования	A	Z	B	C	D	Fe	S	Al	M	P
Сжигание, газификация	1; 2	2; 4; 5	1-4	6	1-3	1-5	1-3	1-3	1-3	1-3
Основное сырье для производства:										
аглопорита	1; 3	3; 4	1-3	3-5	1-3	1-4	1; 2	2; 3	1-3	1-3
керамзита	1-3	1; 3; 4	1-3	1-3	1-3	3; 4	1; 2	1; 2	1-3	2; 3
строительной керамики	1; 3	2-5	1-3	1-4	1-3	2-4	1; 2	2; 3	1; 2	2; 3
тонкой керамики	1; 2; 4	1; 2	1-3	1	1-3	1	1	2; 3	1	2; 3
кремнеалюминиевых сплавов	1-3	2; 3	1; 2	3-6	2; 3	1-5	1	2; 3	1-4	1-3
огнеупорных материалов (нитриды, карбиды и др.)	1-3	2-4	1; 2; 4	4-6	2; 3	1; 2	1	3	1	1-3
вяжущих материалов	1	1; 2	5	1; 2	2; 3	2; 3	1-5	2; 3	4	1-3
пиритного концентрата	3	3; 4	1-4	1-6	1-3	4; 5	5	1-3	1; 2	1; 2
стеклокристаллических и плав- ленных материалов	3; 4	1; 3	3; 5	4-6	1-3	3-5	1-3	1; 2	3; 4	1-3
Дорожное строительство:										
основания, укрепленные неорга- ническими вяжущими	1-4	1-4	1-3	1-3	3	3-5	4-5	1-3	1-4	1-3
щебень, грунт	1-4	1-4	1-6	1-3	2; 3	1-3	1; 2	1-3	1-4	1-3
Гидротехническое строительство:	1-4	1-4	1-6	1-5	1-3	1-4	1-3	1-3	1-4	1-3
Компонент удобрений	1-3	2-5	1-3	5; 6	1	1-3	1-5	1; 2	1-4	1; 2
Добавка при производстве:										
аглопорита	1-4	1-5	1-4	1-6	1-3	1-5	1-4	1-3	1-4	1-3
строительной керамики	1-4	1-5	1-4	1-6	1-3	1-5	1-3	1-3	1-3	1-3
вяжущих материалов	1-4	1-5	1-3; 5	1-5	1-3	1-5	1-5	1-3	1-4	1-3
чугуна	1; 3	2; 3	1; 2; 4;	5; 6	2; 3	1-5	1	1-3	1; 2	1; 2
Обогащение на энергетическое топливо	1	2	1-4	6	1-3	1-5	1-3	1-3	1-4	1-3

9.3. Извлечение горючей массы из отходов

9.3.1. Использование углесодержащих отходов в качестве низкокачественного топлива

Основное отличие углесодержащих отходов от других видов сырья присутствие органического вещества, т.е. топливный потенциал. Поэтому все процессы использования углеотходов целесообразно разделить на реализующие и не реализующие их топливный потенциал.

После смешивания с обычным топливом современная технология позволяет методом прямого сжигания реализовать энергетический потенциал сырья с любым содержанием органических веществ, но технико-экономические показатели подобных процессов во многом зависят от этого параметра. Ниже определенных содержаний топливных составляющих непосредственное сжигание (или газификация) сырья нецелесообразно и либо из него извлекают методами обогащения кондиционное (по ценности) энергетическое топливо, либо его перерабатывают для использования как органических, так и минеральных составляющих.

Применению углесодержащих отходов в качестве низкокачественного (высокозольного) топлива посвящено много исследований в Украине и за рубежом; некоторые из предложенных процессов внедрены в промышленную практику. Эти процессы можно разделить на следующие группы:

- смешивание перед сжиганием с более качественным твердым топливом;
- сжигание в пылеугольных топках в присутствии мазута или газа, добавки которых стабилизируют факел;
- сжигание в топках кипящего слоя;
- сжигание кондиционного (по зольности) топлива, выделяемого из высокозольного методами обогащения;
- газификация с последующим сжиганием получаемого энергетического газа с теплотой сгорания более $3,3 \text{ МДж/м}^3$;
- сжигание в виде водоугольного топлива.

Смешивание углеотходов с твердым топливом, например, угольным шламом или промпродуктом, осуществляется с целью получения шихты с зольностью до 51-52% и относительно низким содержанием серы. Так, например, в Японии применяют в качестве топлива для производства горячей воды и пара смесь флотационных отходов ($A^d = 60 - 65\%$, $W_t^r \leq 25\%$; $Q_i^r = 8,4 - 9,6 \text{ МДж/кг}$) с угольным шламом ($A^d = 45 - 55\%$, $W_t^r \leq 24\%$). Сжигание на электростанциях флотационных отходов в смеси с углем также практикуется во многих странах (Польша, Румыния и др.).

При сжигании этих смесей, как и других типов высокозольного топлива, в пылевидном состоянии, обеспечение стабильного режима в факеле связано с довольно большим расходом жидкого (газообразного) топлива и значительными расходами по гомогенизации шихты, направляемой непосредственно в топку. Эти затруднения в значительной степени устраняются применением методов сжигания в кипящем слое. Перспективность этих топок обусловлена также принципиальной возможностью снижения вредных газообразных выбросов (оксидов серы и азота), что является следствием более низких температур в топочном пространстве по сравнению с пылеугольным сжиганием [227].

В установившемся режиме количество тепла, заключенного в слое, гораздо больше количества тепла, выделяющегося (в единицу времени) при сжигании подаваемого высокозольного топлива, т.е. кипящий слой характеризуется большой инерционностью и на его температуру мало влияет изменение теплосгорания подаваемого топлива или его расхода. Поэтому организация стабильного режима сжигания не предъявляется строгих требований по гомогенизации исходного топлива, без особых затруднений обеспечивается ввод в кипящий слой высокоминерализованных или обводненных смесей (высокозольных углей) пород гравитационного и отходов флотационного обогащения. Однако по технико-экономическим показателям и в данном процессе имеются ограничения по минимальной теплоте сгорания (максимальной зольности) сжигаемого продукта.

Предложено несколько конструкций топков с кипящим слоем отличающихся главным образом способом предотвращения нагрева. Так, в Чехии успешно осваивается сжигание высокозольных топлив в двухкамерных топках. Во вторую камеру (топку кипящего слоя) подаются топливные частицы со стабильной теплотой сгорания, а «избыточная» теплота сгорания выделяется на первой ступени.

В Институте горючих ископаемых выполнены исследования режимов, доказавшие эффективность сжигания высокозольных топлив, в которых регулирование температуры кипящего слоя проводится впрыском воды, например, загрязненной химическими примесями (маслами, частицами угля и т.д.). Предложены также топки, в которых в кипящий слой вводятся водоохлаждаемые поверхности, поддерживающие требуемый для сжигания температурный режим.

Сопоставительной оценке различных конструкций топочных устройств с кипящим слоем посвящена специальная обширная литература, и подробное рассмотрение этого вопроса не входит в задачу данной работы. Отметим только, что по-видимому, наиболее широкое промышленное внедрение способ сжигания отходов углеобогащения в топках с кипящим слоем имеет в КНР. Работы были начаты в 1978 г. сначала на котлах низкого давления и затем среднего давления. К 1983 г. внедрены топки с кипящим слоем, сжигающие 10; 27; 35 и 130 т/ч отходов обогащения с теплотой сгорания 5,8-8,4 МДж/кг (зольностью 60-69%, влажностью 5-8%, выход летучих веществ 44-54%).

Наиболее распространены топки, в которых поверхности охлаждения введены в кипящий слой, сжигающие 35 т/ч отходов углеобогащения и работающие в сочетании с турбинным генератором мощностью 6000 кВт. Для обеспечения стабильного режима горения необходимо обеспечить определенный гранулометрический состав отходов углеобогащения, подаваемых в топку (класс более 10 мм – 3-10%; 5-10 мм – 42-51%; менее 5 мм – 0,2-1,5%). Коэффициент полезного действия котла составляет более 70%, а недожег в шлаке – всего 1%.

Отмечается, что использование отходов углеобогащения вместо кондиционного угля обуславливает большую металлоемкость, увеличение затрат на обслуживание и ремонт, повышение расхода электроэнергии на нужды электростанции. Однако вследствие резкого сокращения затрат на топливо суммарная стоимость электроэнергии ниже, чем на электростанции, работающей на кондиционном (по зольности) энергетическом угле, стоимость которого (в условиях КНР) составляет около 70% себестоимости электроэнергии. Затраты на переоборудование электростанции средней мощности на сжигание отходов обогащения в топках с кипящим слоем окупаются через 1,5 года.

В Бельгии также применяют топки, в которые в кипящий слой вводятся теплообменные поверхности, для сжигания смеси отходов флотации и породы гравитационного обогащения средней крупности (1-10 мм). Влажность флотационных отходов 23% и теплота сгорания около 5,2 МДж/кг, а породы гравитационного обогащения соответственно 8% и около 2,5 МДж/кг.

В Германии на основании результатов работы опытного стенда сооружена промышленная установка для сжигания до 60 т/ч гранулированных флотационных отходов с получением пара среднего давления. Эффективность сжигания высокоуглеродистых отходов повышается, если в качестве окислителя служит метановоздушная смесь, получаемая разбавлением воздуха извлекаемого при дегазации шахт некондиционного метана.

Испытания по сжиганию углистых пород Экибастузского бассейна (зольность 59%, теплота сгорания 12,2 МДж/кг) и гранулированных флотационных отходов Донбасса ($A^d = 62\%$, $W^r = 7\%$) на стенде топки кипящего слоя подтвердили целесообразность подачи под псевдоожиженный слой воздуха, содержащего 2,5% CH_4 [227]. В отходящих газах метана не обнаружено. Введение метана значительно повышает скорость горения высокзолного топлива. Несмотря на относительно низкую температуру в зоне горения (до 1000°C), потери тепла с механическим недожегом не превысила 18%, а среднее содержание горючих в шлаке – 3%. По предварительным расчетам, реализация подобного мероприятия в топке сушильной установки позволит заменить кондиционный уголь флотационными отходами ($A^d = 62 - 70\%$) и метановоздушной смесью (соответственно 6,1 т и примерно 9 тыс. м³ вместо 1 т угля).

Исследования, проведенные на стендовых и опытно-промышленных установках, показали, что из углеотходов с $C_o^d \geq 22\%$ методом слоевой газификации может быть получен энергетический газ с теплотой сгорания 3,3-5,2 МДж/м³. Для создания наиболее благоприятных условий массо- и теплообмена газификацию целесообразно осуществлять поперечным паровоздушным дутьем с соотношением $O_2 : H_2O = 2 - 2,3$. При температуре в окислительной зоне газогенератора 1200-1300°C, а в шахте с поперечным дутьем продуктов газификации – около 1100°C скорость процессов достаточно высока для отходов добычи или обогащения углей со средне- или высокометаморфизованным органическим веществом. Интересная особенность процесса – возможность его регулирования с получением золошлаковых отходов с оптимальным содержанием топливных составляющих для использования в качестве исходного сырья различных термических процессов (производство керамических стеновых материалов, пористых заполнителей, глинозема и других). Промышленную технологическую схему рекомендуется основывать на газогенераторном бесконденсатном процессе с очисткой газа в циклоне при высокой температуре. Получающийся горячий газ сжигается в топках энергетической установки. По экспериментальным данным, к.п.д. газификации и энергетический к.п.д. в оптимальных условиях соответственно равно 80 и около 93% [225].

Следует отметить, что применение газификации вместо прямого сжигания требует тщательного технико-экономического анализа и, по-видимому, в значительной мере будет определяться конкретными условиями работы энергетических установок.

В ГП «Укрнииуголеобогащение» А.В. Лобановым разработан способ и создана установка для сушки отходов флотации, извлекаемых из илонакопителей [228].

Исследованиями Укрнииуглеобогащения установлено, что в качестве топлива на обогатительных фабриках и шахтах могут использоваться забалансовые шламы или отходы флотации после их извлечения из отстойников и сушки с грануляцией.

В 56 отстойниках обогатительных фабрик Минуглепрома и Укркокса заскладировано около 160 млн. т забалансовых продуктов (в том числе 3 млн. т зольностью 38-45%, 25 млн. т зольностью 48-60%). Зольность шламовых продуктов в отстойниках от зоны подачи в них пульпы к периферии повышается, а крупность частиц и содержание твердого снижаются. Степень осаждения, уплотнения и влажность осадка зависят от технологии обработки шламов на ОФ и от марок обогащаемых углей. Содержание серы общей 0,9-4,1%, выход летучих 5-21%. По литологическому составу шламовые продукты на 90% представлены аргиллитом, остальная часть – алевролитом, углестым аргиллитом, углем, песчаником и пиритом, а по минеральному составу: 30-85% - гидрослюда, 10-27% - смешаннослойные силикаты, 10-28% - каолинит, 10-30% - хлорит.

Содержание класса менее 45 мкм в заскладированных шламовых продуктах достигает 70-90%, что обуславливает их высокую влагоемкость и аутогезионную способность. А у т о г е з и я – связь частиц, препятствующая их разъединению. Вне зависимости от количества и свойства контактирующих частиц аутогезия охватывает все виды этого явления: адгезию, когезию, агрегирование, сцепление, липкость, аутогезионная способность характеризуется силой, необходимой для разъединения контактирующих частиц. Расчет этой силы показал, что напора применяемых тягодутьевых машин недостаточно, чтобы за счет их газовых струй обеспечить рыхление отходов флотации. Для раскрытия межфазной поверхности таких продуктов необходимо их механическое рыхление в потоке газов, а для исключения повторного слипания разделенных порций и комьев целесообразно обновленные поверхности опудривать пылью из отводящих газов, т.е. применять противоток сушильного агента и продукта.

В целях разработки технологии и аппарата для сушки отходов флотации и илистых шламов Укрнииуглеобогащением исследованы на стендовых установках эти продукты как объекты сушки и грануляции. Кинетику сушки продуктов с одновременным определением изменения их температуры исследовали на лабораторной установке, состоящей из сушильного шкафа, весов и прибора для измерения температуры навески. Две одинаковые навески закладывались в сетчатые кюветы, которые помещались в сушильный шкаф, разогретый до заданной температуры. Через верхнее отверстие в шкафу одна кювета подвешивалась к весам, а в другую на разную глубину вводились термпары, подключенные к прибору. Влияние тепла среды на скорость сушки и критическую влажность исследовали при температурах в шкафу 85, 105 и 140°C. Влияние размеров агрегатов на скорость сушки определялось на образцах диаметром 20, 50, 100 мм. С помощью более точного измерения ($\pm 0,002$ г) убыли влаги аналитическими весами при сушке определялся характер перехода от испарения одного вида влаги к другому.

Установлено, что критическая влажность исследуемых отходов флотации составляла 10-16%, причем минимальная была при сушке мелких агрегатов (20 мм), а максимальная – крупных (100 мм). Переход от I периода (с постоянной скоростью) сушки до II (с падающей скоростью) нечетко прослеживается с увеличением размеров образцов. Это обусловлено сопротивлением внутренней диффузии влаги и одновременным протеканием сушки в I и II периодах в околокритической зоне. В начале сушки пленка влаги на поверхности между частицами сплошная и представляет водопроводящую систему, по которой вода переносится к периферии образца силами рас-

клинивающего давления. Последнее совместно с капиллярным давлением и межмолекулярным взаимодействием приводит к выдавливанию влаги к периферийным зонам образца, таким образом, пленка влаги подпитывается за счет ее миграции из центральной зоны образца. Для I периода сушки характерно постоянное капиллярное давление и критическая влажность его окончания соответствует началу канатного состояния воды в манжетах между частицами и ограничению движения влаги отрицательным капиллярным давлением.

После удаления пленки влаги фронт испарения углубляется, образуя макромениски, при этом влага в образце распределена равномерно до окончания ее отсоса из крупных капилляров в мелкие. Снижение скорости сушки и повышение температуры образца во II периоде соответствует переходу от состояния заземленного воздуха к состоянию заземленной воды в разобщенных манжетах.

Во II периоде сушки значительная часть влаги перемещается к поверхности образца в виде пара, что подтверждается повышением температуры, начало роста которой в центре образца соответствовало началу перехода ко II периоду, при этом поверхностные слои уже сушились.

В опытах при температуре в шкафу 140°C скорость сушки в 1,3-1,4 раза и при 105°C в 1,5-1,7 раза больше, чем при 85°C. Критическая влажность в первом случае выше на 3-4%, чем во втором, и на 5-6%, чем при 85°C. Это свидетельствовало об относительной оценке периодов сушки и взаимосвязи механизма внутреннего переноса влаги с внешними условиями.

С увеличением толщины просушиваемых образцов скорость их сушки снижалась за счет сопротивления перемещению паров к поверхности. Опыты показали, что с уменьшением размеров образцов и повышением температуры среды переход от I периода ко II происходил при более низкой влажности. Следовательно, интенсивным рыхлением продукта, равномерным его прогревом и применением жесткого режима сушки, в том числе и противотока, условия испарения влаги можно приблизить к теоретически возможному ее удалению в I периоде до гигроскопической влажности, исключить перегрев продукта и дополнительные затраты тепла. Из проведенного для сопоставления исследования механизма сушки крупнозернистого продукта с удельной поверхностью 380 см²/г видно, что скорость сушки его значительно выше, а переход от I периода ко II происходит при влажности 5,5-6%.

Высушенные без перемешивания и рыхления образцы продуктов самопроизвольно не распадались на зерна, а сохраняли каркасную структуру. Это явилось предпосылкой совмещения процессов сушки и окатывания во вращающемся противоточном аппарате. Классические положения формирования гранул из порошков на связке для условий агрегирования при разрыхлении тонкозернистых связных продуктов неприемлемы, поскольку данная технология представляет механизм окатывания комьев, агрегатов при одновременной их сушке, выдавливании влаги к поверхности агрегатов, опудривание их поверхности и последующее уплотнение с поглощением прилипших частиц вдавливанием с большой силой при перекачивании и падании агрегатов во вращающемся аппарате.

Окатывание агрегатов, сопутствующее сушке шламовых продуктов, и целевое гранулирование с вводом упрочняющих добавок (пластификатор, известь) исследовали на горячей модели с противоточной сушилкой при параметрах, соответствующих промышленным установкам, и на стенде с барабаном-гранулятором диаметром 2 м. Частоту вращения барабана плавно изменяли в широких пределах, что позволяло ис-

следовать ее влияние на распределение по сечению барабана пересыпаемого продукта и на эффективность окатывания и уплотнения гранул.

При сушке с сопутствующей грануляцией различных продуктов установлено влияние на крупность получаемых гранул начальной и конечной влажности продуктов и размеров их частиц. Исследования целевого гранулирования шламовых продуктов без добавок и с добавками формиатно-спиртового пластификатора и негашеной извести подтвердили упрочняющий эффект добавок.

При сушке отходов флотации с сопутствующей грануляцией крупность агрегатов в сушонке зависит от влажности (табл. 9.18). Дегазация высушенного продукта при глубокой сушке даже класса менее 1 мм происходит не до полного разделения частиц, т.е. основная часть представлена конгломератами зерен. При глубокой сушке до 4-6% капиллярные силы в мелких агрегатах исчезают, а цементирующая связка от высыхающих коллоидов не обеспечивает достаточную устойчивость против истирания. В более крупных агрегатах аутогезия превышает внешние усилия и агрегаты сохраняются до влажности, при которой уменьшается капиллярные силы.

Таблица 9.18

Зависимость влажности сушонки от гранулометрического состава шлама

Классы, мм	Выход (%) в опытах			
	1	2	3	4
Более 10	29,0	39,2	35,6	42,3
3-10	55,7	47,5	53,8	52,3
1-3	2,7	5,3	4,7	3,8
Менее 1	12,6	8,0	5,9	1,6
Средняя влажность сушонки	4,9	6,1	10,5	14,2

После формирования агрегатов из влажных комочков механизм последующего их окатывания описывается классическими закономерностями грануляции из порошков. Особенности накатывания, поглощения поверхностью откатыша отдельных зерен или мелких агрегатов состоят в наложении процессов миграции влаги из центра агрегата к поверхности за счет перекатывания, ударов агрегатов и термоградиента, в налипании на пленку влаги частиц, испарении ее и укреплении связей частиц высыхающими коллоидами.

Из практики гранулирования известно, что на поверхность агрегатов определенного диаметра D накатываются частицы крупностью d в соотношении $d:D$ 1:10. Одновременно с окатыванием влажных комьев и агрегатов происходит частичная деагрегация мелких просушенных гранул, поэтому ситовый состав гранул будет обусловлен как средней влажностью сушонки, так и свойствами продукта сохранять каркасную структуру при высушивании.

На полупромышленном стенде гранулирование шламовых продуктов с упрочняющими добавками пластификатора, извести и без них показало возможность получения заданной крупности гранул в зависимости от влажности и крупности продукта и частоты вращения барабана. Существенное упрочнение и повышение атмосферной устойчивости гранул обеспечивает добавка пластификатора формиатно-спиртового. Введение извести в гранулы позволяет не только их упрочнить, но и обеспечить, при

сжигании в НТКС, связывание серы, т.е. уменьшить вредные выбросы и загрязнение атмосферы. При гранулировании получался продукт, содержащий 60-70% класса гранул 3-10 мм, которые необходимо отсеивать для дальнейшего использования в качестве топлива, т.е. для сжигания в НТКС котельных шахт и ОФ, в циркулирующем кипящем слое топок ТЭС, ГРЭС.

На стендовой топке НТКС и в топке НТКС промышленной котельной проводилось опытное сжигание гранулированных отходов флотации. Подтверждена высокая эффективность сжигания гранул зольностью до 60%.

По результатам исследований сушки, гранулирования и сжигания в НТКС шламовых продуктов, извлекаемых из илонакопителей для условий ОФ Днепродзержинского КХЗ, выполнен расчет промышленной сушильно-грануляционной установки производительностью по исходному продукту 35 т/ч. На основании расчета выбрано серийное оборудование и разработаны нестандартизированное оборудование, а также проект размещения установки.

На рис. 9.2 показана схема установки для сушки отходов флотации, извлекаемых из отстойников хвостохранилища ОФ ДКХЗ. Установка расположена вблизи хвостохранилища. Извлекаемые экскаватором отходы флотации загружаются в автосамосвалы, перевозятся и разгружаются в приемный бункер 1, из которого пластинчатым питателем 2 дозируются на ленточный конвейер 3 и загружаются ленточным питателем 13 через загрузочную камеру 4 в противоточную барабанную сушилку-гранулятор 5. Через разгрузочную камеру 6 из теплогенератора 7 сушильный агент противотоком вводится в разгрузочную часть барабана и высушивает продукт. Через камеру 4 запыленные отработанные газы просасываются дымососом 11 и через инерционную осадительную камеру 14 со скребковым разгрузчиком 15 нагнетаются в мокрый барботажный пылегазоуловитель 12. После очистки отработанные газы выбрасываются в атмосферу. Высушенные отходы флотации из сушилки выгружаются через разгрузочную камеру 6 на конвейер 8, которым подаются в бункер 9 и по мере накопления в нем выгружаются питателем 10 в железнодорожные вагоны.

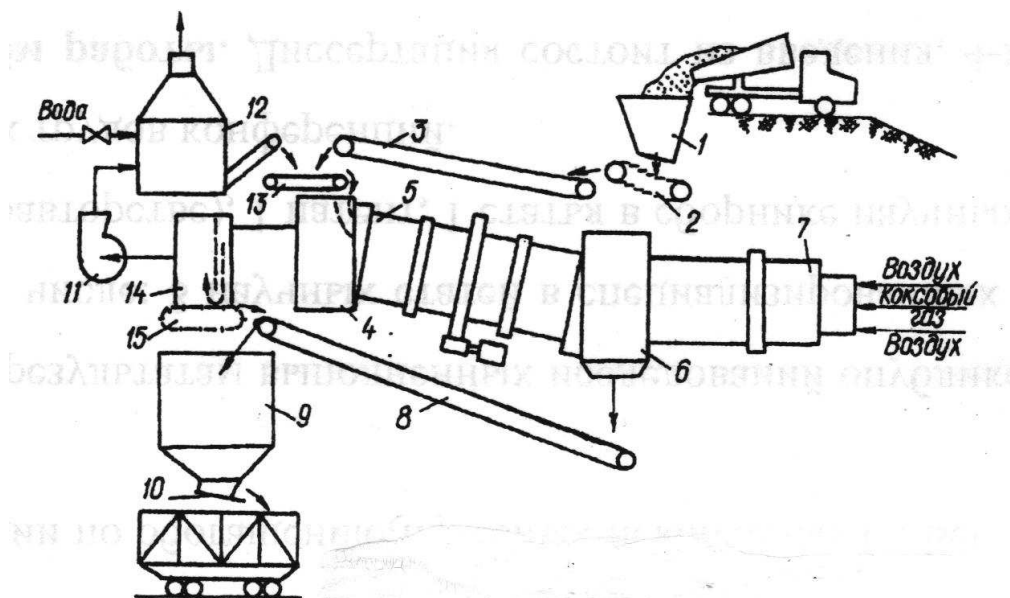


Рис. 9.2. Установка для сушки отходов флотации, извлекаемых из илонакопителей

Испытаниями в МакНИИ подтверждена невзрываемость пыли отходов флотации, поэтому для их сушки принят более экономичный противоток сушильного агента и продукта во вращающемся аппарате. При разработке и сооружении сушильной установки применены не используемые на ОФ ленточные конвейеры и дымосос. Пылегазоуловитель барботажный для санитарной очистки газов разработан на заданную производительность. В целях реализации технологии сушки с сопутствующей грануляцией разработана специальная насадка для корпуса серийной барабанной сушилки. Установка расположена на открытой площадке, приборы КИП и пульт управления размещены в отапливаемом помещении, а конвейеры закрыты кожухами.

В процессе работы установки выявлен ряд недоработок, устранение которых повысило ее эксплуатационную надежность. Влажность отходов флотации до сушки была 28-30%, после сушки – 10-12%. Гранулометрический состав высушенного продукта: класс более 6 мм – 40%; 3-6 мм – 39,5%; 1-3 мм – 8%; менее 1мм – 12,5%. Температура сушильного агента 700-750°C, а отработанных газов 75-95°C; установочная мощность 330 кВт.

Одним и набирающим силу направлением является использование углесодержащих отходов в качестве водоугольного топлива [229-231].

С экологической точки зрения уголь является наиболее грязным видом сырья. Удельные выбросы основных загрязняющих веществ в 2-3 раза больше, чем при сжигании нефти или мазута. Кроме того, при работе угольных тепловых электростанций (ТЭС) происходит загрязнение окружающей среды за счет выбросов из систем складирования топлива, при транспортировке угля и его измельчении и сжигании.

Химический состав угля не только определяет его качество и конкурентную способность, но и часто создает угрозу экологической безопасности регионов с высокой концентрацией промышленности, к которым в первую очередь относится Донбасс. Рабочая масса топлива органического происхождения состоит из углерода, водорода, кислорода, азота, серы, влаги и золы. В результате процесса полного сгорания в воздушной среде в дымовых газах образуется углекислый газ, водяные пары, оксиды азота и серы, а также летучая зола. С перечисленных составляющих продуктов полного сгорания до числа вредных относятся окислы серы, азота и зола. Летучая зола некоторых топлив, кроме нетоксичных составляющих, содержит вредные примеси. Так, в золе донецкого антрацита содержится мышьяк и ртуть [6]. Картина значительно усложняется если процесс горения протекает не полностью и в дымовых газах содержатся продукты неполного сгорания. Основным продуктом неполного сгорания в топках парогенераторов ТЭС является монооксид углерода. Кроме того, в дымовых газах при неполном сгорании могут содержаться разные углеводороды и др. Продукты неполного сгорания являются очень вредными составляющими и резко ухудшают состояние атмосферы в районе ТЭС.

В энергетическом угле содержание серы составляет 3-4%, а зольность нередко превышает 40%. В коксующемся угле содержание серы и пустой породы достигает соответственно 2-3% и 20-35%. Это определяет качественный и количественный состав вредных выбросов в атмосферу тепловыми электростанциями и коксохимзаводами. Высокое содержание серы в угле приводит к ускорению коррозии котельного оборудования, ограничивает возможность его использования в коксохимии. Однако из-за острой нехватки запасов высококачественного топлива наметилась стойкая тенденция использования в качестве топлива ТЭС сбалансированного высокозольного угля. На данный момент практически не одна тепловая электростанция не сжигает уголь в объеме, предусмотренном проектом. Кроме того, качество угля постоянно снижается и для ста-

билизации факела необходима постоянная «подсветка» газом или мазутом. Получение от шахт поставщиков стабильного по составу и свойствам угля не возможно, так как угольные слои не являются гомогенизированными структурами и содержат прослойки пустой породы, а сверху и снизу ограничены глинистыми минералами. В таких условиях усреднить качество угля, получаемое даже с одной шахты, невозможно, в то время как поставщиками энергогенерирующего предприятия может быть до 20 шахт.

Решить данные проблемы возможно только при условии развития ресурсосберегающих технологий, которые отличаются высокой степенью инженерного, экономического и экологического совершенства, комплексной переработкой сырья, высоким технологическим уровнем использования оборудования. При этом следует особое внимание уделить изучению специальных процессов обогащения и переработки высокозольного угля и отходов его обогащения, которые открывают новые возможности по получению топливного сырья из некондиционных продуктов. Развиваются технологии гидрогенизации, пиролиза угля, синтеза моторного топлива, создания высококонцентрированных водоугольных суспензий.

Проведение высокотемпературной деструкции угля имеет место ряд преимуществ. Получаемое топливо находится в газообразном (синтез газа) или жидком (смесь углеводородов) состоянии, что значительно упрощает его использование. Вместе с тем удовлетворительный выход целевого продукта достигается только при обработке обогащаемого сырья, кроме того, необходимы значительные капиталовложения для реконструкции действующих линий и создания новых. Направление, связанное с получением водоугольного топлива (ВУТ) не имеет таких недостатков. Получаемые суспензии можно непосредственно сжигать в котлоагрегатах без предварительного обезвоживания. Как топливо высококонцентрированные суспензии начали использовать за границей (США, Италия, Китай, Россия и др.) с целью уменьшения выбросов в атмосферу монооксида углерода, оксидов азота и серы, твердых аэрозольных частиц, которые образуются при сжигании угля. Как показали исследования, при сжигании угля в виде суспензий, выбросы оксидов азота, серы и угарного газа сокращаются на 30%, по сравнению с сжиганием угля в виде пыли. Кроме того, при сжигании угля в виде суспензии значительно повышается степень выгорания топливной составляющей. Создание устойчивых высококонцентрированных водоугольных систем с низкой вязкостью позволяет решить ряд вопросов, связанных с транспортировкой угля. Концентрация твердой фазы в водоугольном топливе (ВУТ) на основе обогащенного угля составляет 61-63%. Снижение концентрации ниже 59% невозможно, из-за потери дисперсной системой седиментационной устойчивости.

ВУТ обладает большей реакционной способностью, чем исходный уголь, меньшей температурой воспламенения, высокой степенью выгорания горючей массы топлива (до 99%). ВВУС как топливо считается полностью экологически чистым, поскольку при его сжигании обеспечиваются допустимые уровни выбросов загрязняющих веществ с продуктами его сгорания без сооружения капиталоемких специальных установок по очистке продуктов сгорания от оксидов серы и азота, монооксида углерода, сажи и канцерогенных веществ. Летучая зола агломерируется, в результате чего выбросы твердых частиц сокращаются на 80-90%.

Использование в качестве топлива высококонцентрированных водоугольных суспензий имеет ряд преимуществ, указанных ниже

Экологические:

- ВВУС экологически безопасны на всех стадиях производства, транспортировки и использования;

- использование ВВУС позволяет в 1,5-3,5 раза снизить выбросы в атмосферу пыли, оксидов азота, диоксида серы.

Технологические:

- перевод теплогенерирующих агрегатов на ВВУС не нуждается в существенных изменениях их конструкции;

- позволяет легко механизировать и автоматизировать процессы приема, подачи и сжигания топлива.

Экономические:

- на 15-30% снижаются эксплуатационные затраты при хранении, транспортировке и сжигании;

- окупаемость затрат на реконструкцию происходит за 1-2,5 года.

Терминалы приготовления ВУТ, предназначенного для сжигания в топках котлов средней и малой паровой мощности, могут размещаться непосредственно у мест использования, что исключает необходимость транспортирования на значительные расстояния и длительное хранение. Требования к такому топливу снижены. В качестве исходного продукта служит уголь зольностью до 30%, его массовая концентрация 60-65%, эффективная вязкость 1,5-2 Па·с.

Водоугольное топливо, используемое при совместном сжигании со штатным (обладает более высокими реактивностью и энергетическим потенциалом), в качестве дожигового или для снижения выбросов оксидов азота может быть приготовлено на базе небогащенного угля или высокозольных угольных шламов ($A^d = 45 - 47\%$). Концентрацию такого ВУТ можно снизить до 55%, а эффективную вязкость при градиенте скорости 9 с^{-1} повысить до 2-2,5 Па·с.

Основными технологическими операциями, обеспечивающими необходимые теплотехнические, реологические и седиментационные характеристики ВУТ, являются измельчение и выбор химической добавки-пластификатора. Отечественными и зарубежными специалистами предложен ряд гранулометрических составов исходного продукта для приготовления ВУТ, общим признаком которых является бимодальность, обеспечиваемая применением таких технологических приемов, как, например, двустадийное измельчение в шаровой и стержневой мельницах или измельчение в одной мельнице с регулированием гранулометрии мелющих тел.

Роль химических добавок-пластификаторов сводится к повышению гидрофильности развитой поверхности угольных частиц при создании вокруг них тончайшей (до 15-20 Е) гидратной оболочки, препятствующей непосредственному контакту между частицами, диспергированию их в дисперсной среде. В качестве химических добавок наибольшее распространение получили:

- дофен – суперпластификатор, получаемый на основе отходов фенольного производства;

- НФУ – продукт конденсации формальдегида с нафталеном (отходы нафталенного производства);

- ЛСТ – лигносульфонаты натриевые и аммониевые, модифицированные отходы целлюлозно-бумажной промышленности;

- УЩР – углещелочный реагент, продукт выщелачивания бурых углей щелочью натрия;

- сульфогумат натрия – модифицированные гуминовые кислоты бурого угля.

В настоящее время передовые позиции по внедрению технологии ВУТ занимают страны, которые, не имея собственных природных ресурсов углеводородных энергоносителей, вынуждены импортировать нефть и природные газ для своих нужд,

попадая в экономическую зависимость от поставщиков. К таким странам в первую очередь следует отнести Японию и Китай, где созданы промышленные комплексы с гидравлическим, железнодорожным и водным транспортом ВУТ.

Первый топливно-энергетический комплекс с магистральным гидротранспортом был сооружен в России. От терминала приготовления (г. Белово) на базе гидрошахты «Инская» и Моховского разреза ВУТ в количестве 3 млн. т в год (по сухому углю) транспортировалось на расстояние 262 км до ТЭЦ-5 в г. Новосибирск, где сжигалось в котле мощностью 670 т/ч. С учетом опыта освоения этого комплекса итальянская фирма «Снампроджетти» на острове Сардиния построила демонстрационный комплекс «Порто-Торрес» мощностью по ВУТ 500 тыс. т. в год. ВУТ массовой концентрацией 63% по двум -2-километровым трубопроводам поступает на электростанцию, где сжигается в котле паропроизводительностью 300 т/ч, и на береговой терминал для погрузки в танкеры.

Повышение роли угля как главного энергоносителя и соответствующее увеличение объемов его использования в развивающейся экономике сопряжено с ухудшением экологической ситуации в промышленно развитых регионах (выброс твердых частиц и оксидов азота при термической сушке, загрязнение воздушного пространства и водоемов от многочисленных шламонакопителей). Это обстоятельство стимулировало интенсификацию утилизации отходов обогащения в теплоэнергетике, превращая их из источника экологической опасности в дополнительный источник дешевых энергоносителей, т.е. доход (табл. 9.19).

Таблица 9.19

Влияние вида топлива на экологические показатели

Продукты	Снижение	Снижение	Облегчение транспортирования	Увеличение расхода топлива	Снижение стоимости топлива
Обезвоженный шлам из шламонакопителей	Нет	Нет	Нет	Нет	Да
Обезвоженный и обогащенный шлам	Да	Нет	Нет	Нет	Может быть
Водоугольное топливо	Нет	Да	Да	Да	Да
ВУТ (обогащенный шлам)	Да	Да	Да	Да	Может быть
Гранулы (обогащенный шлам + связующие)	Да	Может быть	Да	Нет	Может быть

Наиболее приемлемой с технической и экономической точек зрения технологией использования мелкого угля из шламонакопителей является приготовление на их основе ВУТ. Это подтверждается данными, приведенными в таблице, по материалам исследования в США. С разработкой технологии гидротермообработки весьма перспективным становится использование в теплоэнергетике ВУТ, приготовленного на основе бурого угля.

Рассматривая экономическую целесообразность внедрения водоугольного топлива в Украине, необходимо отметить следующее. Значительная стоимость ВУТ с повышенным энергетическим потенциалом при соответствующих реологических и се-

диментационных характеристиках, обусловленная сложностью технологии приготовления (включая операцию обогащения и дорогостоящие химические добавки), существенно ограничивает его конкурентоспособность по отношению к рядовому энергетическому углю и возможность использования в качестве штатного топлива для мощных энергоблоков крупных тепловых электростанций. Поэтому в большой теплоэнергетике целесообразно водоугольным топливом заменять природный газ или мазут в ситуациях, которые исключают экономически оправданные альтернативные решения. Осложняющее обстоятельство – необходимость оборудования систем золошлакоудаления.

Перспективен вариант использования в пылеугольных котлах большой теплоэнергетики ВУТ, приготовленного на основе угольных шламов в качестве дожигового топлива и для управления выбросами оксидов азота. Экономический эффект усиливается экологическим выигрышем. В малой теплоэнергетике водоугольное топливо достаточно эффективно в качестве штатного топлива в котлах малой и средней мощности, особенно в топках слоевого сжигания. Эколого-экономический эффект в том случае может быть весьма значительным. Так, перевод на водоугольное топливо трех городских котельных укомплектованных котлами ДКВР 10-13 и КЕ 25-14, работающими на концентрате углей марок Г и Д, может обеспечить снижение:

- расхода топлива на производство тепловой энергии в 1,3-1,7 раза;
- стоимости 1 Гкал теплоты на 5,35-5,97 у.е.;
- годовой стоимости топлива более чем на 600 тыс. у.е.;
- годового экологического ущерба более чем на 180 тыс. у.е.

Как дожиговое топливо ВУТ, приготовленное из угольных шламов, можно использовать для котлов промышленного и бытового назначения всех типов, включая топки кипящего слоя. Исследования показали, что такой технологический вариант обеспечивает повышение полноты выгорания органической массы на 15% и снижение выбросов оксидов на 25-40%.

Стремление в качестве энергоносителей внедрять угольные шламы без повторного обогащения способствовало разработке технологий совместного их сжигания с топливом более высокого энергетического потенциала и реактивности. Пример такой технологии – совместно сжигание ВУТ, приготовленного из отходов обогащения, с коксовым газом коксохимических заводов, который также является отходом производства. Из анализа технико-экономических показателей установки для утилизации коксового газа и угольного шлама коксохимического завода в виде ВУТ в соотношении 80:20 следует, что в зависимости от зольности шлама по расчету годовая прибыль составит 4,53-4,58 млн. у.е.

Значительный экономический эффект можно получить, если заменить водоугольным топливом 25% природного газа (по подводимой теплоте) в обжиговых печах цементных заводов. Так, для четырех обжиговых печей общей производительностью по клинкеру 117 т/ч стоимость заменяемого газа составит 3,85 млн. у.е. в год при цене ВУТ из антрацитового шлама (зольность 37%) 1,36 млн. у.е.

В настоящее время ОАО «Сибирский НТЦ» (ОАО «Группа Е4») продолжает работы по переходу от прямого сжигания угля к водоугольному топливу [232]. На разрезе «Черниговец» после монтажа и наладки опробован в работе узел приготовления кавитационного водоугольного топлива. Специалистами ОАО «Сибирский НТЦ» и ЗАО «СибКОТЭКС» совместно с производителями разреза «Черниговец» и шахты «Заречная» разрабатываются схемы сжигания кавитационного водоугольного топлива, рекомендации и требования к промышленности на изготовление котлов, ос-

нащенных специальными топками, выполняются пуско-наладочные работы и внедрение нового технологического комплекса.

ОАО «Шахта-Заречная» - одно из крупнейших горно-добывающих предприятий Кузбасса с объемом добычи угля до 5 млн. т в год. Предприятие оснащено высокопроизводительной горнодобывающей техникой импортного и отечественного производства, имеет собственную обогатительную фабрику позволяющую выпускать угольный концентрат с высокими технологическими качествами.

Руководители и специалисты ОАО «Шахта «Заречная» подходят к вопросу практично и по-деловому: «Широкое внедрение разработанного в России нового вида жидкого топлива из угля – водоугольного топлива (ВУТ) – может служить основой эффективной замены дорогостоящих дефицитных экологически чистых природных энергоносителей (природного газа и нефти) на многих ТЭЦ и ГРЭС с минимальными капитальными затратами и с сохранением на требуемом уровне вредных выбросов в атмосферу».

При обогащении угля на обогатительной фабрике ОАО «Шахта «Заречная» наряду с высокозольными отходами в процессе переработки образуются шламы, которые сгущаются в радиальных сгустителях и обезвоживаются на ленточных фильтр-прессах фирмы «Феникс» (США). Средняя характеристика шламов (кека фильтр-пресса) представлена в табл. 9.20.

Таблица 9.20

Характеристика шламов – кека фильтр-пресса ОФ «Спутник»

Параметры	Значения
Крупность частиц, мкм	0-200
Влага общая, W_t^r , %	35-36
Зольность A^d , %	24-34
Выход летучих V^{daf} , %	42,9
Низшая теплота сгорания Q^r , МДж/кг (ккал/кг)	14,1 (3400)

Указанный материал при низкой зольности присаживается в концентрат, а при высокой зольности вывозится в отвал.

С целью более полного использования продуктов обогащения ЗАО НПП «Сибэкотехника» по техническому заданию ОАО «Шахта «Заречная» был разработан технологический регламент и рабочий проект установки приготовления суспензионного водоугольного топлива (ВУТ) на основе кека фильтр-пресса, в соответствии с которым был выполнен комплекс монтажных и пуско-наладочных работ совместно со специалистами шахты [233]. Технология приготовления топлива характеризуется простотой и малой энергоемкостью. Исходный кек автопогрузчиком загружается в приемный бункер и конвейером направляется в двухшнековый смеситель специальной конструкции. Одновременно в смеситель дозировано подается техническая вода с реагентом. После перемешивания в течение 24-30 мин полученная суспензия разгружается в приемный зумпф. В процессе разгрузки на виброгрохоте из суспензии выде-

ляются посторонние предметы и крупные частицы угля и породы (>3 мм). Из приемного зумпфа готовое суспензионное топливо специальным насосом-активатором перекачивается в аккумулирующую емкость.

В табл. 9.21 представлена усредненная характеристика получаемого топлива.

Таблица 9.21

Характеристика шламов – кека фильтр-пресса ОФ «Спутник»

Параметры	Значения
Крупность частиц, мкм	0-200
Влага общая, W_t^r , %	35-36
Зольность A^d , %	24-34
Выход летучих V^{daf} , %	42,9
Низшая теплота сгорания Q^r , МДж/кг (ккал/кг)	14,1 (3400)

Сжигание ВУТ осуществляется в котле Е-1-9, установленном в котельной шахты, эксплуатируемой в летний период. Для этого рядом с котлом была сооружена топка специальной конструкции. Подача топлива осуществляется перистальтическим диафрагментным насосом. Регулирование подачи топлива осуществляется изменением частоты вращения оборотов электродвигателя насоса. Для распыления ВУТ используется форсунка пневмомеханического типа. Характеристика работы котла на суспензионном угольном топливе представлена в табл. 9.22.

Таблица 9.22

Характеристика специального котла, работающего на ВУТ

Параметры	Значения	
	Минимально	Максимально
Теплопроизводительность, Гкал/ч	0,4	0,7
Температура воды на входе, °С	60	69
Температура воды на выходе, °С	75	96
Расход воды через котел, м ³ /ч	26,5	26,5
Расход топлива, л/ч	125	195
Температура отходящих газов, °С	120	135

В процессе комплексного опробования была разработана режимная карта работы котла ВУТ, обеспечивающая регулирование теплопроизводительности котла в пределах от 0,4 до 0,7 Гкал/ч. Установлен КПД работы котла, равный 87% при паспортном значении 83%.

В процессе работы котла с использованием газоанализатора Testo300XXL изменялись концентрации вредных веществ в отходящих газах. Данные значения составили для окиси углерода 164 мг/м³ (ПДК – 374 мг/м³), для оксидов азота – 303 мг/м³ (ПДК = 750 мг/м³).

Таблица 9.23

Значения показателей технологии и пилотного автоматизированного энергогенерирующего комплекса

Показатель	Значение
Шламовое топливо	
Массовая доля твердой фазы, %	до 70
Зольность, %	40
Низшая теплота сгорания, ккал/кг	2500
Гранулометрический состав	
+0,250 мм, %	до 5
- 0,071 мм, %	60-80
Реологические показатели:	
эффективная вязкость при скорости сдвига 81 с ⁻¹ при t = 20°C, МПа·с	не более 1000
индекс потока	0,93-1,04
коэффициент консистенции, Па·с ⁿ	0,43-1,11
статическая стабильность, сут.	не менее 30
Энергоемкость приготовления топлива, кВт·ч/т	10
Энергогенерирующий комплекс	
Выработка электроэнергии, МВт·ч/год	10512
Выработка тепловой энергии, Гкал/год	40000
Потребность в суспензионном топливе (общая), т/год	31000
КПД котлоагрегата, %	85
Эффективность сжигания, %	98
Удельный расход топлива, т/МВт·ч	1,04
Удельный расход топлива, т/Гкал	0,47
Потребность в исходных материалах:	
отходы углеобогащения, т/год	30000
реагент-пластификатор, т/год	210
техническая вода, м ³ /год	710
Себестоимость приготовления шламового топлива (ШТ), руб./т	90
Себестоимость электроэнергии, руб./кВтч	0,50
Себестоимость тепловой энергии, руб./Гкал	242

В ходе промышленных испытаний установлено, что эффективным экологически чистым способом утилизации угольных шламов (кека пресс-фильтров) является его сжигание в виде суспензионного топлива с получением тепловой и (или) электрической энергии. По результатам работы, для дальнейшего развития апробированной технологии, подготовлено предложение по созданию мини ТЭЦ на основе сжигания кека фильтр-прессового отделения обогатительной фабрики. Рассматривая вопрос использования получаемых отходов от сжигания ВУТ в стройиндустрии энергогенерирующий комплекс будет состоять из следующих блоков [233]:

- отделение приготовления топлива на основе отходов углеобогащения;
- котельное отделение;
- турбинное отделение.

Для пилотного проекта мощность автоматизированного энергогенерирующего комплекса определена 1,2 МВт. Для обеспечения данной мощности предполагается выбрать серийно выпускаемый блочный турбогенератор ТГ 1,2/0,4 Р24/1,2 производительностью 1,2 МВт, расход пара на который составляет 12,5 т/ч.

С целью обеспечения турбины требуемым количеством пара будет создано котельное отделение, в котором планируется установить специально разработанные паровые котлы, работающие на суспензионном угольном топливе. Количество установленных котлов – 3 шт., один из которых резервный. Производительность каждого котла – 6,5 т пара/ч.

Пар, вырабатываемый котлами, будет поступать в турбогенераторы для выработки электроэнергии. Кроме того, будет производиться выработка тепловой энергии в специально поставляемом бойлере. В устанавливаемых котлах применяется вихревой способ сжигания топлива, приготовленного на основе отходов углеобогащения, который за счет механизма внутренней стабилизации горения обеспечивает глубокое выжигание летучих, коксового остатка и уноса, подавляет эмиссию вредных веществ и стабилизирует топочный процесс.

Шламовое топливо, приготовленное на основе отходов углеобогащения, с содержанием твердой фазы до 70%, подается в вихревую камеру через пневмомеханические форсунки, разработанные для данной технологии.

Характеристика проектных показателей разрабатываемой технологии и АЭГК представлена в табл. 9.23.

Реализация данного проекта позволит решить проблему утилизации фильтр-кека на углеобогажительных фабриках.

9.3.2. Извлечение горючей массы из породных отвалов

Использование противоточных крутонаклонных сепараторов для извлечения углей из отвальной породы шахт

На ш. «Долинская» ПО «Карагандауголь» эксплуатируется обогатительная установка, оснащенная сепаратором КНС-108 для переработки горной массы зольностью 60-65%, направляемой ранее в отвал. Содержание угольных фракций в ней составляет от 15 до 30% [33].

Технологическая схема обогатительной установки аналогична схемам, применяемым для обогащения разубоженных углей. Исходная горная масса поступает на колосниковый грохот для удаления кусков крупностью >100 мм, представленных в основном породными фракциями и направляемых в отвал. Материал крупностью

0-100 мм направляется в крутонаклонный сепаратор, где выделяются отвальная порода и уголь. Уголь поступает на сито предварительного сброса воды, а затем на обезвоживающий грохот. Конвейером обезвоженный уголь направляется на склад. Отходы выгружаются обезвоживающим элеватором в бункер, из которого они автотранспортом вывозятся в отвал. Шламовые воды из-под сита предварительного сброса и грохота направляются в емкость, а оттуда насосами подаются в гидроциклоны, слив которых поступает в бак оборотной воды, а сгущенный продукт присаживается к концентрату. Периодически шлам, осевший в баке оборотной воды, перекачивается насосом в наружный шламовый отстойник, осветленная вода которого возвращается в технологический процесс.

В табл. 9.24 и 9.25 приведены результаты опробования работы обогатительной установки.

Таблица 9.24

Гранулометрический состав исходного материала и продуктов обогащения на установке ш. «Долинская» ПО «Карагандауголь»

Класс, мм	Исходный		Концентрат		Отходы	
	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %
>13	37,9	72,7	56,3	20,1	54,4	78,0
6-13	20,8	65,0	19,3	28,2	23,2	79,8
3-6	21,35	54,6	13,6	30,9	16,4	77,2
1-3	9,6	48,4	7,1	32,7	3,7	74,9
0-1	10,4	46,9	3,7	35,7	2,3	61,8
Итого	100,0	62,3	100,0	24,7	100,0	77,8

Таблица 9.25

Фракционный состав исходного материала и продуктов обогащения в сепараторе КНС-108 на установке ш. «Долинская» ПО «Карагандауголь»

Плотность фракций, кг/м ³	Исходный		Концентрат		Отходы	
	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %
<1300	12,7	7,1	37,6	6,9	2,4	8,1
1300-1400	7,6	15,1	22,21	15,0	1,4	15,3
1400-1500	4,4	22,7	12,4	22,8	2,9	22,5
1500-1600	4,2	33,4	6,4	32,3	3,0	34,3
1600-1700	2,8	41,4	3,8	40,6	2,4	41,9
1700-1800	1,7	48,7	1,8	48,2	2,9	48,9
1800-1900	1,9	56,5	0,8	60,3	2,3	55,9
1900-2000	3,0	71,2	0,6	71,2	2,7	71,2
>2000	52,8	87,2	7,3	86,5	71,6	87,2
Шлам	8,3	63,3	7,1	43,6	8,4	70,1
Исходная фракция	100,0	62,9	100,0	25,5	100,0	77,5

Проектная мощность установки:	
годовая, тыс. т	300
часовая, т	150
Крупность обогащаемого материала, мм	0-150
Марка угля	КЖ
Характеристика обогащаемой горной массы, %:	
зольность	65
влажность	7-8
Выпуск товарной продукции, тыс. т/год	90
Зольность товарной продукции, %:	
фактическая	30
нормативная	38
Отходы, тыс. т/год	210
Зольность отходов, %	78-80

Использование противоточных крутонаклонных сепараторов для обогащения крупнозернистых шламов

Крутонаклонные сепараторы КНС-54 и КНС-104 предназначены для обогащения угольной мелочи [33, 234].

В настоящее время в промышленности работают несколько противоточных гравитационных сепараторов КНС, в которых обогащаются крупнозернистые шламы и мокрые отсеvy. Опыт эксплуатации сепараторов подтверждает перспективность их использования в водно-шламовых схемах обогатительных фабрик (табл. 9.26).

Крупность поступающего на обогащение материала на разрезе «Коркинский» 0-3 мм при зольности 40-45%, производительность сепаратора не более 70 т/ч. Сепаратор обеспечивает получение концентрата с устойчивой зольностью 21-25% (табл. 9.27).

Таблица 9.26

Показатели переработки крупнозернистых шламов и отсеvов в сепараторе КНС

ПО, предприятие	Типоразмер сепаратора	Производительность сепаратора, т/ч	Концентрат		Отходы		Исходный
			выход, %	зольность, %	выход, %	зольность, %	зольность, %
«Челябинск-уголь», разрез «Коркинский»	КНС-104	50-70	59,8	20,9	40,2	69,9	40,6
«Востсибуголь», ГОФ разреза «Сафроновский»	КНС-54	30-40	82,2	25,8	17,8	74,1	34,4
«Востсибуголь», ГОФ «Храмцовская»	КНС-54	30-40	60,0	17,9	40,0	68,2	38,0
«Челябинск-уголь», ЦОФ «Объединенная»	КНС-104	25-30	70,0	25,0	30,0	74,0	39,7

**Результаты работы сепаратора КНС-104 на установке разреза
«Коркинский» ПО «Челябинскуголь»**

Концентрат		Отходы		Исходный
Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	Зольность, %
43,8	13,1	56,2	63,5	45,8
53,2	22,8	46,8	69,7	38,3
71,0	26,7	29,0	76,7	41,2
66,3	21,1	33,7	68,4	36,4
50,5	18,0	49,5	67,1	42,9
70,2	23,7	29,8	73,9	38,9

На ГОФ разреза «Сафроновский» сепаратор КНС-54 установлен для обогащения мокрых отсевов крупностью <13 мм, зольностью 30-38%, с высоким содержанием глинистых частиц, затрудняющих работу обезвоживающего оборудования.

В результате обогащения мокрого отсева в крутонаклонном сепараторе в отходы вместе с породой удалялась размокающая глина, что улучшило работу центрифуги. Влажность осадка в центрифуге, присаживаемого к сухому отсеvu, снизилась на 2,8%. Зольность концентрата составила 25-26%.

На ГОФ «Храмцовская», обогащающей угли марки Д очень трудной обогатимости (содержание промпродукта, отнесенное к беспородной горной массе, составляет 18-23%), смонтирована технологическая схема, включающая: сепаратор КНС-54 для обогащения крупнозернистого шлама, поступающего из пирамидальных отстойников фабрики; приемную воронку; бункер отходов; систему обезвоживания продуктов.

Сгущенный шлам зольностью 40-50% из пирамидальных отстойников по желобу подается в приемную воронку сепаратора КНС-54. Нижняя часть сепаратора соединена с бункером приема отходов вместимостью 1,2 м³. Отходы выпускаются из бункера через калиброванную насадку с отверстием диаметром 45 мм в сборный бак и затем шламовым насосом перекачиваются в шламовую систему фабрики.

Концентрат зольностью 21-22% самотеком поступает на дуговое сито и далее на обезвоживающий грохот. Обезвоженный концентрат крупностью >0,5 мм присаживается к товарному отсеvu.

При производительности сепаратора КНС-54 30-40 т/ч погрешность разделения E_{pm} составляет 160-180 кг/м³. В результате внедрения крутонаклонного сепаратора на фабрике появилась возможность дополнительно извлекать 60-70 тыс. т угля в год.

При производительности сепаратора около 30 т/ч зольность концентрата колеблется в пределах 17-25%, а отходов 70,8-82,0%.

Использование технологии тяжелосреднего обогащения углесодержащей породы

Углесодержащая порода отвала № 13 получена при обогащении антрацита [33].

Предлагаемая технологическая схема установки приведена на рис. 9.3.

Углесодержащая порода крупностью 0-150 мм и зольностью 80,1% поступает на предварительное грохочение на колосниковое неподвижное сито с расстоянием между колосниками в свету 80 мм. Класс +80 мм направляется в бункер отходов. Класс -80 мм направляется на мокрое подготовительное грохочение, где происходит выделение трех продуктов.

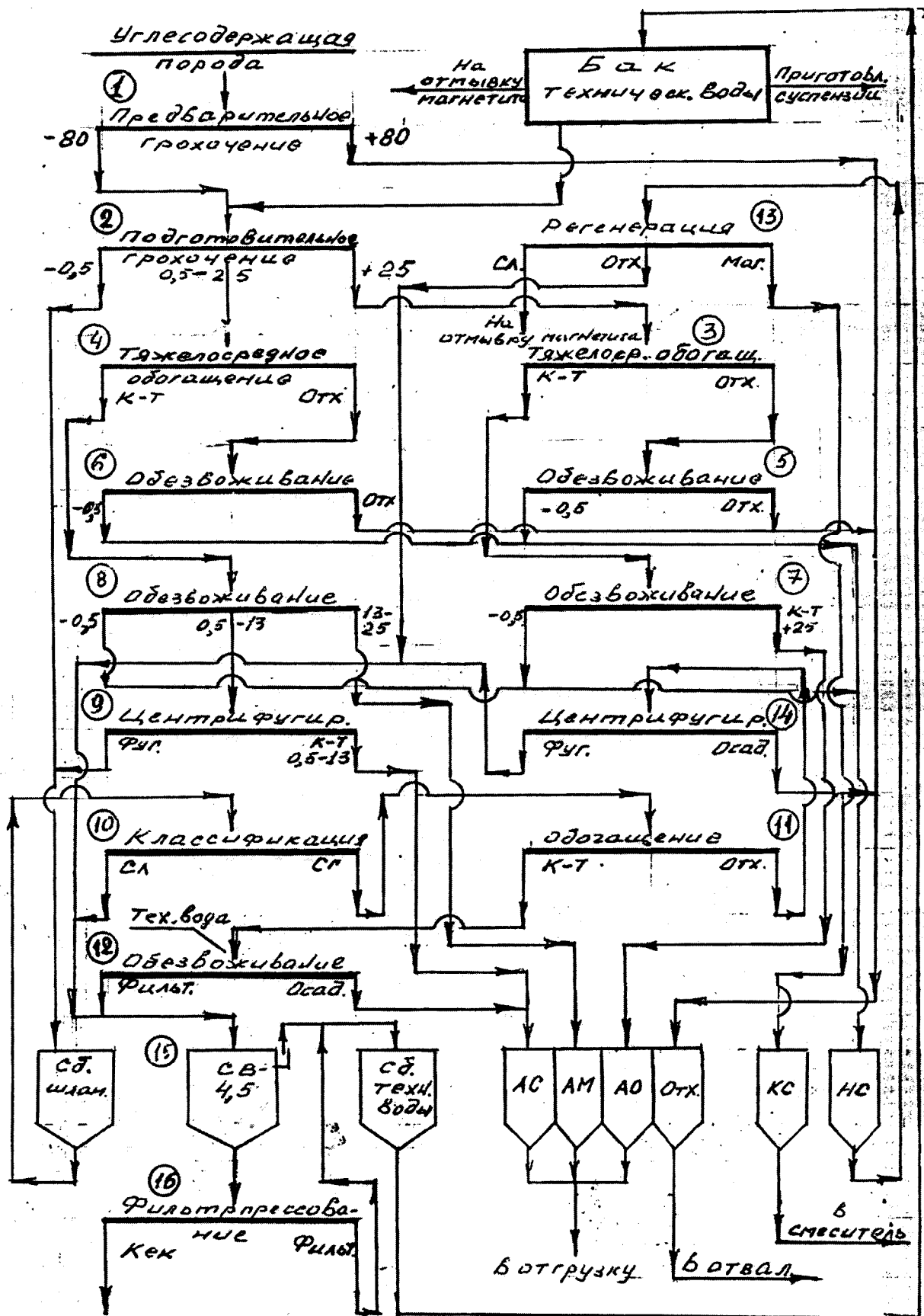


Рис. 9.3. Схема обогащательной установки

Надситный продукт крупностью 25-80 мм поступает на обогащение в тяжелосредний сепаратор, межситный продукт крупностью 0,5-25 мм направляется на обогащение в тяжелосредние гидроциклоны, подситный продукт крупностью -0,5 мм поступает в сборник шлама.

Тяжелосреднее обогащение в сепараторе осуществляется с получением двух продуктов: концентрата и отходов, которые поступают на отмывку магнетита и обезвоживание, соответственно, на последовательную установку неподвижного сита с инерционным грохотом и на инерционный грохот. При обезвоживании крупного концентрата получают: кондиционную суспензию, идущую в сборник кондиционной суспензии; некондиционную суспензию, идущую в сборник некондиционной суспензии; концентрат 13-25 мм, поступающий в бункер сорта АМ; концентрат +25 мм, поступающий в бункер сорта АО.

При обезвоживании крупной породы получают некондиционную суспензию, идущую в сборник некондиционной суспензии, и крупные отходы, поступающие в бункер отходов.

Межситный продукт крупностью 0,5-25 мм поступает на обогащение в тяжелосредние гидроциклоны, где происходит его разделение на два продукта: мелкий концентрат и мелкие отходы.

Мелкий концентрат направляется на отмывку магнетита и обезвоживание на последовательную установку неподвижного дугового сита с инерционным грохотом, где получают кондиционную и некондиционную суспензии (отводящиеся, соответственно, в сборники кондиционной и некондиционной суспензии). Мелкий концентрат крупностью 0,5-13 мм, поступающий на окончательное обезвоживание на фильтрующую центрифугу, и мелкий концентрат крупностью 13-25 мм, транспортирующийся в бункер сорта АМ.

Осадок фильтрующей центрифуги крупностью 0,5-13 мм поступает в бункер сорта АШ+АС, а фугат направляется в сборник шламов.

Мелкая порода поступает на отмывку магнетита и обезвоживание на последовательную установку дугового сита и инерционного грохота, надситный продукт которого транспортируется в бункер отходов, а подситный поступает в сборник некондиционной суспензии.

Подситный продукт дугового сита представляет собой кондиционную суспензию, которая возвращается в сборник кондиционной суспензии.

Регенерация магнетитовой суспензии осуществляется на электромагнитных сепараторах с получением магнетита (возвращающегося в сборник кондиционной суспензии), слива (идущего на ополаскивание продуктов тяжелосреднего обогащения) и хвостов (направляемых в сгуститель).

На отмывку магнетита от продуктов тяжелосреднего обогащения подается слив электромагнитных сепараторов и техническая вода.

Все шламы (подситный продукт узла мокрого подготовительного грохочения, фугат концентратных центрифуг) аккумулируются в сборнике шламов, откуда насосами подаются на классификацию по граничному зерну 0,35 мм в гидроциклоны. Сгущенный продукт гидроциклонов с плотностью 350 г/л поступает на обогащение на винтовые сепараторы, где происходит, в основном, выделение отходов с зольностью 80-85%.

Обезвоживание отходов МВС происходит в осадительной центрифуге. Обезвоживание концентрата МВС осуществляется на ленточном классификаторе.

Осадок классификатора присаживается к мелкому концентрату и поступает в бункер концентрата АС+АШ, осадок осадительной центрифуги - в бункер отходов, фугат осадительной центрифуги вместе со сливом гидроциклонов, фильтратом лен-

точного классификатора и хвостов электромагнитных сепараторов поступают на сгущение в сгуститель. Для эффективного сгущения и получения чистой технической воды в сгуститель подается флокулянт. Слив сгустителя поступает в сборник технической воды, откуда насосами подается в бак технической соды, а сгущенный продукт сгустителя направляется в осадительную центрифугу, где происходит его обезвоживание совместно с отходами МВС.

Все переливы и аварийные сбросы поступают в шламовый отстойник, откуда слив перекачивается в сборник шламов, а осадок удаляется грейферным краном на площадку для обезвоживания и просушки и далее, в зависимости от его зольности, направляется в отвал или присаживается к концентрату.

Рассчитанный практический баланс продуктов рассмотренной технологии приведен в табл. 9.28, из которого следует, что выход концентрата составляет 13,16% с зольностью 19,74%, выход отходов 86,84% с зольностью 89,24%.

Таблица 9.28

Баланс продуктов обогащения углесодержащей породы отвала № 13

Продукты	Нагрузка Q, т/ч	Выход γ_u , %	Зольность A^d , %	Влажность W^f , %
Концентрат +80 мм	-	-	-	-
Концентрат 25-80 мм	4,17	1,66	15,8	6,0
Концентрат 13-25 мм	11,18	4,47	19,94	7,0
Концентрат 1-13 мм	15,82	6,35	20,77	6,0
Концентрат 0-1 мм	1,71	0,68	18,43	30,0
Итого концентрат	32,88	13,16	19,74	7,6
Отходы +80 мм	11,59	4,64	90,82	11,9
Отходы 25-80 мм	81,45	32,59	91,19	10,0
Отходы 1-25 мм	101,23	40,5	89,41	10,0
Отходы 0,5-1 мм	2,26	0,9	82,06	28,0
Отходы 0-0,5 мм	20,56	8,21	80,58	30,0
Итого отходы	217,09	86,84	89,24	11,9
Всего	249,97	100,0	80,1	

Аналогичная технология применяется для обогащения высокозольного рядового угля на ЦОФ «Снежнянская» [235].

Использование тяжелосреднего обогащения для переработки высокозольного антрацита на ЦОФ «Снежнянская»

На ЦОФ «Снежнянская» для обогащения рядового антрацита использовалась технология тяжелосреднего обогащения. Крупный машинный класс (>13 мм) обогащался в тяжелосредних сепараторах СКВ-20, мелкий машинный класс (6-13 мм) - в тяжелосредних гидроциклонах ГТ-710.

Результаты работы тяжелосреднего оборудования приведены в табл. 9.29-9.32

Анализ работы сепаратора показывает (табл. 9.29-9.30), что мелкие классы (6-13 мм и 1-6 мм) обогащаются неудовлетворительно. Основной причиной является их сверхнормативное наличие в питании сепаратора.

Таблица 9.29

Результаты работы сепаратора СКВ-20

Класс, мм	Исходный				Концентрат			Отходы		
	фактический		восстанов- ленный		выход, %		зольность, %	выход, %		зольность, %
	вы- ход, %	золь- ность, %	вы- ход, %	золь- ность, %	от про- дукта	от ис- ходно- го		от про- дукта	от ис- ходно- го	
>25	59,32	66,3	60,02	67,0	42,67	15,49	6,9	69,90	44,53	87,9
13-25	23,93	46,3	24,21	45,4	33,71	12,23	7,7	18,80	11,98	83,9
6-13	12,69	44,9	12,84	44,7	18,53	6,72	10,9	9,61	6,12	81,9
1-6	2,26	35,3	2,29	56,2	4,55	1,65	22,5	1,00	0,64	71,5
<1	1,80	53,3	9,64	54,7	0,54	0,20	37,2	0,69	0,44	62,7
Итого	100,0	57,5	100,0	58,1	100,0	36,29	8,8	100,0	63,71	86,2

Таблица 9.30

Эффективность работы сепаратора СКВ-20

Класс, мм	Плотность разделения, кг/м ³	Показатель эффективности разделения, $E_{рт}$, кг/м ³
>25	1940	45
>13	1960	55
13-25	1970	75
6-13	2040	105
1-6	2200	310

Таблица 9.31

Результаты работы гидроциклона ГТ-710

Класс, мм	Исходный				Концентрат			Отходы		
	фактический		восстанов- ленный		выход, %		зольность, %	выход, %		зольность, %
	вы- ход, %	золь- ность, %	вы- ход, %	золь- ность, %	от про- дукта	от ис- ходно- го		от про- дукта	от ис- ходно- го	
>13	1,34	53,6	1,59	50,8	1,39	0,75	12,00	1,83	0,84	85,5
6-13	54,37	43,1	51,81	40,0	55,86	30,28	9,97	47,01	21,53	82,2
3-6	27,67	43,0	24,47	36,5	27,56	14,94	11,15	20,82	9,53	76,3
1-3	13,19	36,7	13,33	45,0	13,61	7,38	20,70	12,99	5,95	75,2
0,5-1	3,43	46,7	8,80	69,3	1,58	0,85	32,30	17,35	7,95	72,7
Итого	100,0	42,5	100,0	42,5	100,0	54,20	12,1	100,0	45,80	78,5

Эффективность работы гидроциклона ГТ-710

Класс, мм	Плотность разделения, кг/м ³	Показатель эффективности разделения, $E_{рт}$, кг/м ³
>13	1970	15
6-13	1990	35
3-6	2040	55
1-3	2180	125

Учитывая, что схема регенерации суспензии работает эффективно и содержание шлама в суспензии находится в допустимых пределах, основной причиной ухудшения показателей обогащения является недопустимо большое (17,5%) содержание мелкого класса (<13 мм) в питании сепаратора при допустимом содержании не более 9%.

Данная проблема может быть решена либо путем улучшения классификации по зерну 13 мм, либо увеличением ячеек классификационного грохота.

На циклонную установку подается антрацит средней и трудной категории обогатимости. Содержание класса 6-13 мм в питании циклона в зависимости от влажности исходного антрацита и нагрузки на классификационный грохот колеблется от 31 до 80%. Зольность исходного материала также изменяется в широких пределах – от 32 до 55%, в связи с чем бывают значительные колебания выхода концентрата.

Ситовый состав исходного материала, поступающего на обогащение в гидроциклон, и продуктов обогащения приведен в табл. 9.31.

В табл. 9.32 приведены плотности разделения и эффективность обогащения антрацита класса 6-13 мм в тяжелосреднем гидроциклоне ГТ-710 при плотности рабочей суспензии 1950 кг/м³.

Независимо от значительных колебаний качества исходного сырья, подаваемого в циклон, качество продуктов обогащения оставалось удовлетворительным. Зольность концентрата класса 6-13 мм не превышала 12%, класса 1-6 мм – 15% при зольности отходов не менее 77%.

Производительность гидроциклона ГТ-710 по твердому достигает 100-110 т/ч, в настоящее время нагрузки на циклон практически не превышают 80 т/ч. Имеющийся резерв позволит повысить глубину обогащения отсевов, перейдя на обогащение машинного класса 1-13 мм, для чего необходимо будет увеличить производительность элеватора и перестроить систему подготовки антрацита к обогащению.

Использование пневмовибрационного способа обогащения угля

Методы сухого обогащения известны с первой половины прошлого века и были применены в нескольких отечественных разработках. Установки с применением метода получили широкое распространение в 1950-1960 г.г. Дальнейшего развития сухое обогащение не получило по нескольким причинам. Это и невысокая эффективность таких установок вследствие несовершенных на тот момент технологий, и неправильная, как показало время, расстановка акцентов в цепочке добыча – обогащение – транспортировка-сжигание угля. Плановая экономика диктовала другой подход к выстраиванию технологии переработки энергетического угля, нежели этого требуют условия рынка. Низкая стоимость грузовых железнодорожных перевозок и упор

на постоянное увеличение количества добываемого угля (зачастую в ущерб качеству) сформировали систему, при которой далеко не весь отправляемый на электростанции уголь обогащался, а сами электростанции строились с расчетом на высокозольный, небогатенный уголь.

На сегодняшний день рост железнодорожных тарифов кардинальным образом меняет ситуацию. Отсутствие обогатительных мощностей в непосредственной близости от добычи определяет необходимость перевозки на большие расстояния небогатенного угля и фактически, заставляет платить за перевозку породы. Применение установок сухого обогащения на угледобывающих предприятиях могло бы решить эту проблему, и положительный экономический эффект здесь формируется простым снижением затрат на перевозку пустой породы.

С другой стороны, современные условия определяют и совершенно иные нормы и требования к технологиям. Специалистам очевидны основные недостатки методов обогащения угля в водной среде. Это, прежде всего, необходимость организовывать большое водно-шламовое хозяйство. Внутри этой проблемы – очищение оборотной воды, содержание водоотстойников. Большое количество воды порождает необходимость содержать шламонакопители, размеры которых со временем превосходят размеры самого предприятия. Отдельно следует сказать и об ущербе для окружающей среды, ведь сообщение шламонакопителей с подземными водами приводит к серьезному ухудшению экологической ситуации. Установки сухого обогащения лишены всех этих недостатков. Воздух, как разделяющая среда, снимает все вышеперечисленные трудности. К тому же применение новых технологий очистки и пылеулавливания позволяет минимизировать или почти полностью исключить выбросы в окружающую среду.

При всех понятных плюсах сухого обогащения возникает закономерный вопрос о качестве продукта, получаемого на таких установках, а также о том, насколько продвинулись технологии за полвека их существования.

Как уже было сказано выше, методы сухого обогащения угля довольно широко применялись в 1950-1960-х г.г. Однако целый ряд причин обусловил почти полное на советском пространстве вытеснение сухого метода обогащения «мокрым». Тем не менее, технологии, оставленные на неопределенные сроки отечественной наукой, были с энтузиазмом приняты в Китае. В этой стране известные с прошлого века методы получили новое развитие и подверглись существенной доработке силами китайских ученых и углеобогатителей.

Китайские разработчики, в частности специалисты компании Шэн Чжоу, усовершенствовали процесс сухого обогащения и добились результатов, которые позволяют получать обогащенный продукт необходимого качества с гораздо меньшими затратами, чем, например, при обогащении в водной среде. [236].

Компанией Шэн Чжоу производятся десять типоразмеров установок FGX с рабочей площадью деки от 1 до 48 м², нашедших свое применение, как на внутреннем, так и на внешнем рынках. Техническая характеристика этих сепараторов приведена в табл. 9.33.

За последние 15 лет в Китае на шахтах, обогатительных фабриках, коксохимических заводах, углепогрузочных станциях установлено свыше 700 таких комплексов. В 2008 г. запущена в эксплуатацию самая крупная в мире фабрика с сухим методом обогащения угля, оснащенная тремя комплексами FGX-48A, общей производительностью – 7,2 млн. т угля в год.

Общая среднегодовая производительность всех установленных сепараторов FGX – около 200 млн. т. Сепараторы FGX успешно экспортируются в Индонезию, Корею, Монголию, Вьетнам, Филиппины, США, ЮАР.

Таблица 9.33

Техническая характеристика серийных машин FGX

Показатели	FGX-1	FGX-2	FGX-3	FGX-6	FGX-9	FGX-12	FGX-18A	FGX-24A	FGX-24	FGX-48A
Крупность обогащаемого угля, мм	0-60	0-60	0-80	0-80	0-80	0-80	0-80	0-80	0-80	0-80
Внешняя влажность, %	<9	<9	<9	<9	<9	<9	<9	<9	<9	<9
Производительность, т/ч	8-10	18-20	25030	50-60	75-90	90-120	150-180	180-240	180-240	350-480
КПД обогащения, %	>90	>90	>90	>90	>90	>90	>90	>90	>90	>90
Общая мощность, кВт	24	60	74	147	274	328	500	656	646	1300

Схема цепи аппаратов установки FGX приведена на рис. 9.4.

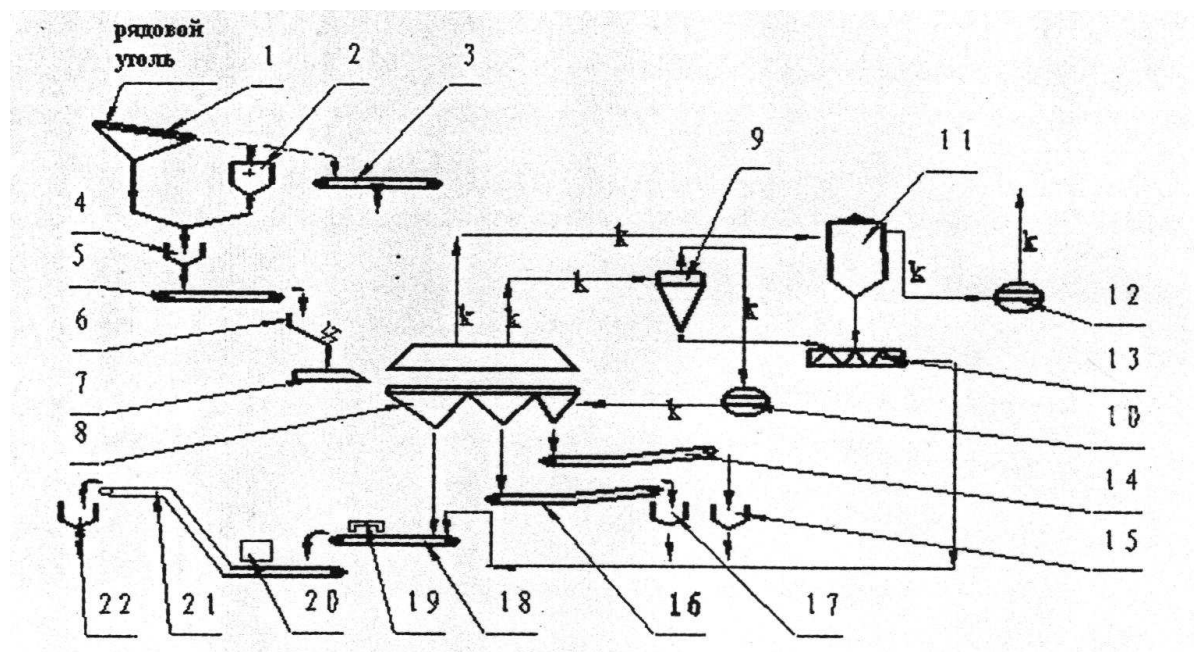


Рис. 9.4. Схема цепи аппаратов установки FGX:

- 1 – грохот; 2 – дробилка; 3 – конвейер для обогащаемого угля; 4 – промежуточный бункер; 5 – питатель; 6 – машина FGX; 7 – технологический вентилятор; 8 – центробежный пылеуловитель; 9 – пылеуловитель; 10 – всасывающий вентилятор; 11 – шнек; 12 – конвейер для концентрата; 13 – конвейер для промпродукта; 14 – конвейер для пород

Установка FGX фактически является одной компактной обогатительной фабрикой и состоит из пяти узлов: углеподготовка, углеобогащение, пылеулавливание, транспортировка продуктов и пульт управления.

Преимущества установок FGX

1. Отсутствие потребности в воде и необходимости сушки продуктов обогащения.
2. Низкие капиталовложения. За счет простоты технологии обогащения и отсутствия необходимости строить здания, по сравнению с мокрым методом обогащения, капиталовложения в установки FGX составляют 1/5-1/10 при одинаковой мощности.
3. Низкая себестоимость производства. По сравнению с методами «мокрого» обогащения себестоимость переработки на установках FGX составляет 1/3-1/4.
4. Высокая производительность труда. За счет небольшого штата обслуживающего персонала производительность труда составляет 80-250 т/ч. Причем, чем больше производительность выбранной установки, тем выше производительность труда.
5. Возможность получения на одной установке нескольких продуктов с различной зольностью.
6. Возможность использования установки под открытым небом.
7. Небольшая территория под промплощадку. Необходимая промплощадка для установки FGX-12 при производительности 600 тыс. т в год, приблизительно 300 м².
8. Небольшие сроки строительства и запуска в эксплуатацию. Срок монтажа установки FGX - не более 30 рабочих дней.
9. Эффективное пылеудаление, соответствующее требованиям защиты окружающей среды.

Область применения установок серии FGX

1. Основной областью применения установки FGX является переработка энергетических углей с целью повышения качества товарного угля за счет удаления породы.
2. Предварительное удаление породы перед обогащением коксующихся углей в тяжелой среде с целью облегчения процесса самого обогащения и снижения себестоимости производства.
3. Извлечение углей из разубоженной горной массы и отвальной породы шахт.
4. Обогащение углей с сильной способностью к шламообразованию и с наличием размокающих включений, например, обогащения бурого угля.
5. Переработка углей с высоким содержанием пирита.

Ниже приведены результаты обогащения на сепараторах серии FGX разных марок углей, добытых несколькими шахтами Китая (табл. 9.34).

Согласно статистике ряда предприятий, где применяются установки FGX, минимальный срок их окупаемости – 3 месяца, максимальный – 1 год.

Данные табл. 9.34 показывают, что снижение зольности исходного материала лежит в диапазоне 7,03-17,0% при выделении трех продуктов и 6,89-16,91% при выделении двух продуктов, что является не эффективным с технологической точки зрения.

На Украине имеется собственный опыт применения как зарубежных, так и отечественных пневматических сепараторов [237, 238].

Таблица 9.34

**Результаты обогащения на сепараторах серии FGX разных марок углей,
добытых несколькими шахтами Китая**

Шахта	Марка угля	Крупность, мм	Исходный		Концентрат		Промпродукт		Порода		$\Delta A^d, \%$
			$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	$A^d, \%$	$\gamma, \%$	
«Дидао»	ГЖ	0-80	48,00	62,00	31,00	16,00	40,00	22,00	73,48	17,00	
«Цяньтунь»	Б	0-80	34,37	88,81	23,74	4,42	42,49	6,77	69,22	10,63	
«Яньжуань № 5»	А	0-13	30,86	85,64	21,44	7,36	51,93	7,00	76,31	9,42	
«Хэнань № 9»	Т	6-50	31,56	71,87	17,83	5,50	31,20	22,63	75,24	13,73	
«Дуншань»	ОС	13-50	38,62	73,58	26,36	-	-	26,42	71,79	12,26	
«Сылун»	Д	0-50	33,39	73,31	23,35	15,03	47,50	11,66	78,30	7,03	
«Дахэвян»	Г	0-50	34,25	88,57	27,36	-	-	11,43	87,54	6,89	
«Тайси оф»	Отвал	0-150	70,85	44,20	58,29	-	-	55,80	80,25	12,56	
«Лунку»	Г	50-80	42,68	65,64	25,77	-	-	34,60	75,00	16,91	
«Пинкоу»	К	20-80	35,32	62,61	23,32	14,5	33,43	22,74	69,58	12,00	

Сепаратор СІСП-1.4х1-МПт (ПВМ) производительностью по исходному до 50 т/ч имеет площадь разделения 7,25 м². Предназначен для обогащения углей и других сыпучих материалов насыпной плотностью до 2,8 т/м³, крупностью до 50 мм и поверхностной влажностью до 8%. Габаритные размеры не превышают 10х4х10 м, масса 12 т. Для пневмовибрационного обогащения с использованием нового сепаратора разработана принципиальная схема установки сухого обогащения (рис. 9.5), а также выполнены расчеты и подобрано необходимое оборудование. Схема предусматривает устройство для непрерывной равномерной загрузки в сепаратор исходного материала (например, бункер и питатель), компрессорную установку (дымосос ДН) и систему очистки запыленного воздуха, состоящую как минимум из двух циклонов ЦН с вентиляторами (для более глубокой очистки в комплекс входят рукавные фильтры).

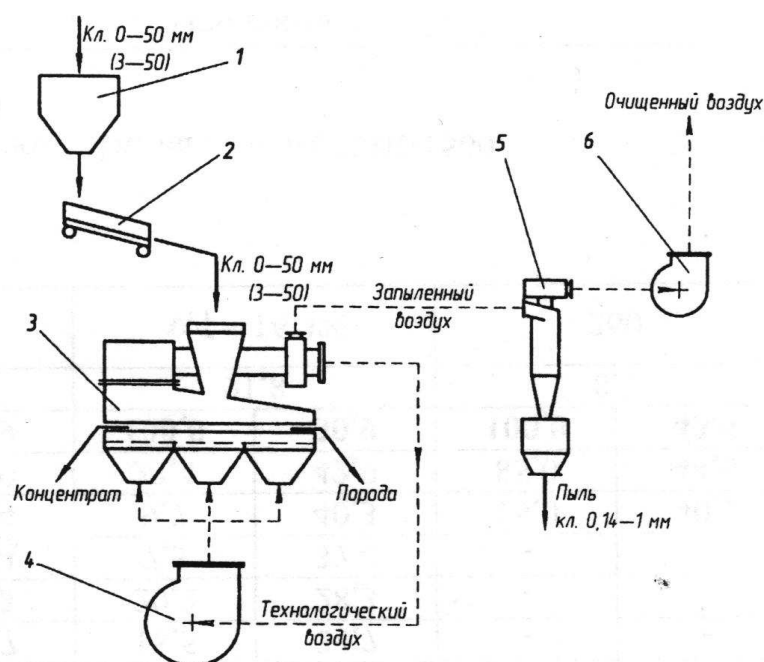


Рис. 9.5. Принципиальная схема установки сухого обогащения на базе сепаратора ПВМ: 1 – бункер; 2 – питатель вибрационный; 3 – сепаратор; 4 – дымосос; 5 – циклон; 6 – вентилятор

Сепаратор изготовлен в 2002 г. Гипромашуглеобогащением по договору с ООО «Украинский Промышленный Альянс», который в соответствии с техническим заданием института в сентябре 2002 г. изготовил и ввел в эксплуатацию обогатительную установку. При переработке сепаратором за 1 ч около 50 т рядовых углей марки Ж крупностью 0-50 мм, поверхностной влажностью около 6% и зольностью 43-50% получены тяжелая (породная) фракция (зольность 70-86%) и легкая концентрат (21-34%). Содержание в исходном классе 0-6 мм около 35%.

Работа сепаратора в составе установки на участке № 1 шахты «Щегловская-Глубокая» (г. Макеевка, Донецкая обл.) при обогащении угля марки Ж, а затем на площадке породного отвала № 3 шахты им. Космонавтов ГП «Ровенькиантрацит» при обогащении антрацитов подтвердила достаточную надежность конструкции, простоту технического обслуживания и удовлетворительные технологические показатели разделения исходных материалов на фракции. По сравнению с поперечно-поточными сепараторами СП новый сепаратор имеет большие возможности оперативного регулирования режимов, простую (без рифлей) рабочую поверхность, надежную виброи-

золяцию колеблющейся массы, меньшие металло- и трудоемкость изготовления, а расходы на техническое обслуживание и ремонт не превышают затрат на техническое обслуживание и ремонт самобалансных грохотов ГИСЛ. С июля 2002 г. по апрель 2005 г. институтом по техническим заданиям заказчиков изготовлено шесть противоточных сепараторов типа ПВМ.

В январе-марте 2010 года проведены независимые технологические эксперименты на установках вибропневматического обогащения на базе сепараторов СВП-5,5x1 и FGX-6 [238]. Достоверность результатов достигалась применением операций подготовки сырья, включающих классификацию исходного материала по крупности 50 мм и получение сухого отсева 0-8 мм. В ходе эксперимента контролировалась влага питания и производительность сепаратора по исходному, а также показатели продуктов обогащения.

Сравнение показателей работы обогатительных аппаратов при выделении этих продуктов (концентрат и отходы) определялась по извлечению по горючей массы в концентрат и минеральной массы в отходы по известным зависимостям по эффективности обогащения E (формула Ханкока-Луйкена) и по селективности разделения S_G (формула Годэна). В связи с тем, что эффективность и селективность разделения являются взаимно противоположными показателями, их использование дает наиболее объективную оценку результатов разделения.

Сравнительные результаты обогащения рядового угля на сепараторах типа FGX-6 и СВП-5,5x1 представлены в табл. 9.35.

Таблица 9.35

Сравнительные результаты обогащения рядового угля на сепараторах типа FGX-6 и СВП-5,5x1

Фракции	Рядовой уголь, %			Продукты обогащения, %			
	выход	зольность	влажность	концентрат		отходы	
				выход	зольность	выход	зольность
Сепаратор FGX-6, эксперимент и опробование 20.01.2010 г.							
Концентратная	30,3	30,2		42,56	30,2	57,44	73,9
Породная	40,9	73,9					
Питание сепаратора	71,2	55,3					
Отсев	28,8	31,6					
Всего	100,0	48,48	6,5				
Извлечение горючей масса, %				66,46			
Извлечение минеральной массы, %						76,76	
Эффективность обогащения, %			43,22	Селективность разделения			6,54
Сепаратор СВП-5,5x1, эксперимент и опробование 11.03.2010 г.							
Концентратная	15,9	19,8		30,17	19,8	69,83	73,11
Породная	36,8	73,11					
Питание сепаратора	52,7	57,03					
Отсев	47,3	35,8					
Всего	100,0	46,99	8,9				
Извлечение горючей масса, %				56,31			
Извлечение минеральной массы, %						89,52	
Эффективность обогащения, %			45,83	Селективность разделения			11,01

Анализ данных испытаний свидетельствует о том, что сепаратор СВП-5.5х1 (Украина) обеспечивает более высокие технологические показатели по сравнению с сепаратором FGX-6 (Китай) в более трудных условиях: при более влажном питании получена эффективность обогащения на 2,6% выше, почти вдвое большая селективность разделения угольных и породных фракций (в 1,7 раза). При соответствующей настройке режима работы сепаратора СВП-5,5х1 (Украина) выход концентратных фракций может быть увеличен при одновременном повышении его зольности до допустимых пределов.

Технология сухого обогащения ГП «Укрниуглеобогащение» «Технология ТОП-200»

Технология сухого обогащения ГП «Укрниуглеобогащение» основана на применении пневматических сепараторов СісП-1,4-МПт производства ГП «Гипромашуглеобогащение» [239].

Исходными данными для разработки технологии подготовки и сухого обогащения угля с использованием пневматических сепараторов ГП «Укрниуглеобогащение» «Технология ТОП-200» являются физико-механические свойства рядового угля, его гранулометрический и фракционный составы, производительность по рядовому углю, ожидаемые показатели работы основных и вспомогательных операций технологии, качественно-количественные показатели конечных продуктов обогащения.

Теория и практика переработки твердых полезных ископаемых свидетельствует, что наилучшие качественно-количественные показатели продуктов обогащения достигаются при эффективной специально направленной подготовке исходного материала непосредственно к обогащению [240-246].

Из анализа данных научно-технической литературы следует, что подготовка исходного материала непосредственно к обогащению происходит по следующим направлениям:

- определение количества машинных классов [247, 248];
- определение диапазонов крупности машинных классов [249, 250];
- минимизация засорения машинных классов посторонними фракциями некондиционной крупности [251];
- стабилизация удельной нагрузки на обогатительные аппараты [252, 253];
- стабилизация гранулометрического и фракционного состава машинных классов [254, 255].

Таким образом, подготовка исходного материала непосредственно к обогащению может включать следующие технологические операции:

- усреднение качества исходного материала;
- предварительное грохочение для исключения негабаритного и крупнокускового материала;
- породо- или углевыборку для снижения зольности исходного материала или извлечения товарного концентрата;
- измельчение крупнокускового материала до крупности, определяемой машинным классом;
- подготовительное грохочение для выделения машинных классов определенной крупности;
- обеспыливание исходного материала.

Эффективность непосредственно процессов обогащения определяется оптимизацией их режимных параметров [256, 257]. Чем больше параметров, которые регулируются, тем более высокий оптимальный уровень оборудования, тем меньше взаимозасорение продуктов обогащения [258, 259].

Эти выводы действуют и относительно технологии сухого обогащения угля с использованием пневматических сепараторов.

Исходя из анализа современного состояния разработки схем обогащения полезных ископаемых [260, 261], технология сухого обогащения рядового угля с использованием пневматических сепараторов должна осуществляться несколькими машинными классами. На основании сравнения скорости равнопадаемости угольных и породных частиц в воздухе и, исходя из возможности получения сортового угля, количество машинных классов должно равняться трем, а их диапазон зольности находится в границах +13 мм, 6-13 мм и 0-6 мм. Верхняя граница крупности машинного класса должна быть на уровне 50 мм [262, 263].

Для обогащения трех машинных классов необходимо 3 сепаратора. В Украине применяются пневматические сепараторы с производительностью 50 т/ч, поэтому нагрузка на установку должна составлять $3 \times 50 = 150$ т/ч, а с учетом коэффициента неравномерности – $150 \times 1,25 = 187,5$ т/ч.

Принимаем нагрузку по исходному рядовому углю 200 т/ч, что удовлетворяет условию применения четырех сепараторов.

В случае работы установки 5400 ч/год переработка исходного продукта равняется $5400 \times 200 = 1080000$ т.

Крупность исходного рядового угля ограничивается техническими параметрами грохотов и составляет 300 мм.

Технология пневматической сепарации угля должна обеспечить выпуск товарной угольной продукции с заданной зольностью (не более 30%).

Зольность исходного сырья должна быть в пределах 30-60%, где 30% - это максимальная зольность энергетического концентрата, 60% - это зольность исходного продукта, который не подлежит обогащению с точки зрения себестоимости 1 т товарной продукции.

Общее снижение зольности исходного продукта должно быть не менее 15-25% в зависимости от его исходной зольности, если его влага меньше 10%.

Технология пылеулавливания должна обеспечить содержание твердого в воздухе, который возвращается в атмосферу, не более 50 мг/м^3 . Технология должна базироваться на многостадийности, где каждая стадия пылеулавливания основана на разных физических принципах. Технология пылеулавливания должна применять сухие методы.

Технология подготовки рядового угля к обогащению включает четыре технологические операции.

Технологическая операция № 1 «Предварительное грохочение рядового угля» предназначена для ограничения верхней границы исходного материала крупностью 50 мм, извлечения (посторонних) негабаритных предметов. Производительность операции должна составлять 200 т/ч, эффективность грохочения не меньше 95%, содержание класса -50 мм в надситном продукте не более 2,0%.

Технологическая операция № 2 «Породовыборка породы крупностью +50 мм» предназначена для извлечения крупно-кусковой породы с целью уменьшения зольности исходного продукта. Эффективность породовыборки из класса +50 мм должна составлять не меньше 80% при скорости ленточного конвейера не более 0,8 м/с. Ширина ленты конвейера не менее 1000 мм.

Технологическая операция № 3 «Измельчение класса +50 мм» предназначена для уменьшения крупности исходного продукта до -50 мм. Производительность операции измельчения составляет не менее 20 т/ч и, в зависимости от физических свойств материала, могут применяться молотковые или валковые дробилки. Крупность измельченного материала должна быть 0-25 мм, а засорение его классом +25 мм не более 5-7%.

Технологическая операция № 4 «Подготовительное грохочение» предназначена для извлечения из рядового угля трех машинных классов крупностью 13-50 мм, 6-13 мм и 0-6 мм. Производительность оборудования не менее 150-200 т/ч при влаге исходного угля 8-10%. Эффективность грохочения должна составлять для верхнего сита 80-85%, для нижнего – 70-75%.

Технология обогащения рядового угля включает три технологические операции.

Технологическая операция № 5 «Обогащение машинного класса 13-50 мм пневмовиброгравитационным способом» предназначена для разделения исходного материала по плотности на два продукта: концентрат и отходы. Производительность операции не более 50 т/ч, плотность разделения для каменного угля 1800-1900 кг/м³, антрацита – 1900-2000 кг/м³. Засорение отходов концентратными частицами должно составлять для категорий обогатимости легкой, средней, трудной и очень трудной, соответственно, не более 9,9; 11,8; 15,1 и 18,2%. Снижение зольности исходного продукта не менее 25%.

Технологическая операция № 6 «Обогащение машинного класса 6-13 мм пневмовиброгравитационным способом» предназначена для разделения исходного материала по плотности на два продукта: концентрат и отходы. Производительность операции не более 50 т/ч, плотность разделения для каменного угля 1800-1900 кг/м³, для антрацита – 1900-2000 кг/м³. Засорение отходов концентратными частицами должно составлять для категорий обогатимости легкой, средней, трудной и очень трудной, соответственно, не более 12,2; 14,5; 17,1 и 21,0%. Снижение зольности исходного продукта не менее 20%.

Технологическая операция № 7 «Обогащение машинного класса 0-6 мм пневмовиброгравитационным способом» предназначена для разделения исходного материала на два продукта: концентрат и отходы. Производительность операции не более 100 т/ч, плотность разделения для каменного угля 1800-1900 кг/м³, для антрацита – 1900-2000 кг/м³. Засорение отходов концентратными частицами должно составлять для категории обогатимости легкой, средней, трудной и очень трудной, соответственно, не более 14,5; 17,3; 19,2 и 25,0%. Снижение зольности исходного продукта не менее 15%.

Технология пылеулавливания включает три технологические операции.

Технологическая операция № 8 «Выделение технологического воздуха с помощью спирального устройства» (I стадия пылеулавливания) предназначена для выделения технологического воздуха из рабочего воздуха. Объем технологического воздуха должен составлять не меньше 83%. Расход воздуха на данной технологической операции составляет 55-100 тыс. м³/ч.

Технологическая операция № 9 «Выделение крупнозернистой пыли с помощью центробежных сил» (II стадия пылеулавливания) предназначена для выделения из воздуха, что следует в атмосферу, крупнозернистой пыли. Эффективность извлечения пыли не меньше 70-75%. Расход воздуха технологической операции составляет 5-14 тыс. м³/ч.

Технологическая операция № 10 «Выделение тонкозернистой пыли с помощью фильтрования рабочего воздуха» (III стадия пылеулавливания) предназначена для выделения из воздуха, направляемого в атмосферу, тонкозернистой пыли. Эффективность пылеулавливания не меньше 95%, содержание твердого в воздухе, направляемого в атмосферу, не более 50 мг/м³. Расход воздуха операции составляет

5-14 тыс. м³/ч. На этой технологической операции в зависимости от влаги пыли нужно применять рукавные или зернистые фильтры.

Исходные данные к технологии сухого обогащения рядового угля с использованием пневматических сепараторов приведены в табл. 9.36.

Таблица 9.36

Исходные данные к технологии сухого обогащения угля с использованием пневматических сепараторов

Название технологических операций и показателей	Единицы измерения	Допустимые величины	Среднее значение
Исходная нагрузка по рядовому углю	тыс. т/год	1080,0	1080,0
Часовая нагрузка по рядовому углю, не больше	т/ч	200	150
Крупность исходного угля, в границах	мм	0-300	0-250
Зольность исходного угля, в границах	%	30-60	45
Влага исходного угля, не больше	%	10	8
<u>Технологическая операция № 1</u>			
«Предварительное грохочение рядового угля»:			
- производительность, не больше	т/ч	200	150
- размер отверстий сита	мм	50	50
- эффективность грохочения, не менее	%	95	95
- содержание класса -50 мм в надситном продукте, не более	%	2,0	2,0
<u>Технологическая операция № 2</u>			
«Породовыборка породы крупностью +5- мм»:			
- скорость движения ленты, не больше	м/с	0,8	0,6
- эффективность породовыборки из класса +50 мм, не менее	%	70	80
- ширина ленты конвейера, не менее	м	1,2	1,0
<u>Технологическая операция № 3</u>			
«Измельчение класса +50 мм»:			
- производительность, не менее	т/ч	20	20
- крупность измельченного материала, не больше	мм	0-30	0-25
- засорение измельченного материала классом +25 мм, не более	%	7	5
<u>Технологическая операция № 4</u>			
«Подготовительное грохочение»:			
- размер отверстий верхнего сита	мм	13	13
- размер отверстий нижнего сита	мм	6	6
- эффективность грохочения верхнего сита, не менее	%	80	85
- эффективность грохочения нижнего сита, не менее	%	70	75
- производительность, не меньше	т/ч	200	150

Название технологических операций и показателей	Единицы измерения	Допустимые величины	Среднее значение
<u>Технологическая операция № 5</u>			
«Обогащение машинного класса 13-50 мм пневмовиброгравитационным способом»:			
- производительность, не более	т/ч	50	50
- плотность разделения для каменного угля	кг/м ³	1900	1800
антрацита	кг/м ³	2000	1900
- засорение отходов угольными частицами, не более, для категорий обогатимости:			
легкой	%	9,9	9,9
средней	%	11,8	11,8
трудной	%	15,1	15,1
очень трудной	%	18,2	18,2
- снижение зольности исходного продукта, не менее	%	25	25
<u>Технологическая операция № 6</u>			
«Обогащение машинного класса 6-13 мм пневмовибрационным способом»:			
- производительность, не более	т/ч	50	50
- плотность разделения для каменного угля	кг/м ³	1900	1800
антрацита	кг/м ³	2000	1900
- засорение отходов угольными частицами, не более, для категорий обогатимости:			
легкой	%	12,2	12,2
средней	%	14,5	14,5
трудной	%	17,1	17,1
очень трудной	%	21,0	21,0
- снижение зольности исходного продукта, не менее	%	20	20
<u>Технологическая операция № 7</u>			
«Обогащение машинного класса 0-6 мм пневмовибрационным способом»:			
- производительность, не более	т/ч	100	100
- плотность разделения для каменного угля	кг/м ³	1900	1800
антрацита	кг/м ³	2000	1900
- засорение отходов угольными частицами, не более, для категорий обогатимости:			
легкой	%	14,5	14,5
средней	%	17,3	17,3
трудной	%	19,2	19,2
очень трудной	%	25,0	25,0

Название технологических операций и показателей	Единицы измерения	Допустимые величины	Среднее значение
- снижение зольности исходного продукта, не менее	%	15	15
<u>Технологическая операция № 8</u>			
«Выделение технологического воздуха с помощью спирального устройства» (I стадия пылеулавливания):			
- извлечение технологического воздуха, не менее	%	85	83
- расход воздуха в границах	тыс. м ³ /ч	55-100	75
<u>Технологическая операция № 9</u>			
«Выделение крупнозернистой пыли с помощью центробежных сил» (II стадия пылеулавливания):			
- извлечение пыли, не менее	%	70	75
- расход воздуха в границах	тыс. м ³ /ч	5-14	9,5
<u>Технологическая операция № 10</u>			
«Выделение тонкозернистой пыли с помощью фильтрования рабочего воздуха» (III стадия пылеулавливания):			
- эффективность пылеулавливания, не меньше	5	95	98
- содержание твердого в воздухе возвращается в атмосферу, не более	мг/м ³	50	50
- расход воздуха в границах	тыс. м ³ /ч	5-14	5,5

На основании полученных исходных данных ГП «Укрнииуглеобогащение» разработано ТЗ на технологию сухого обогащения углей с применением пневматических сепараторов «Технология ТОП-200», расчетная качественно-количественная схема которой приведена на рис. 9.6, а баланс продуктов обогащения в табл. 9.37.

Из данных табл. 9.37 следует, что зольность концентрата составляла 27,5% (меньше 30%), зольность отходов 76,9%. Снижение зольности исходного угля -21% (более 20%).

Из рис. 9.6 следует, что зольность исходных продуктов сепараторов уменьшается со снижением крупности машинных классов с 51,3% до 45,5%, зольность концентрата растет с 21,4% до 30,5%, а зольность отходов составляет 82,5%, 78,9% и 71,3%, соответственно, для классов 13-50, 6-13 и 0-6 мм.

Таблица 9.37

Баланс продуктов технологии обогащения угля с использованием пневматических сепараторов

Продукты	Показатели		
	Количество, т/год.	Выход, %	Зольность, %
Концентрат	115,1	57,5	27,5
Отходы	84,9	42,5	76,9
Всего	200,0	100,0	48,5

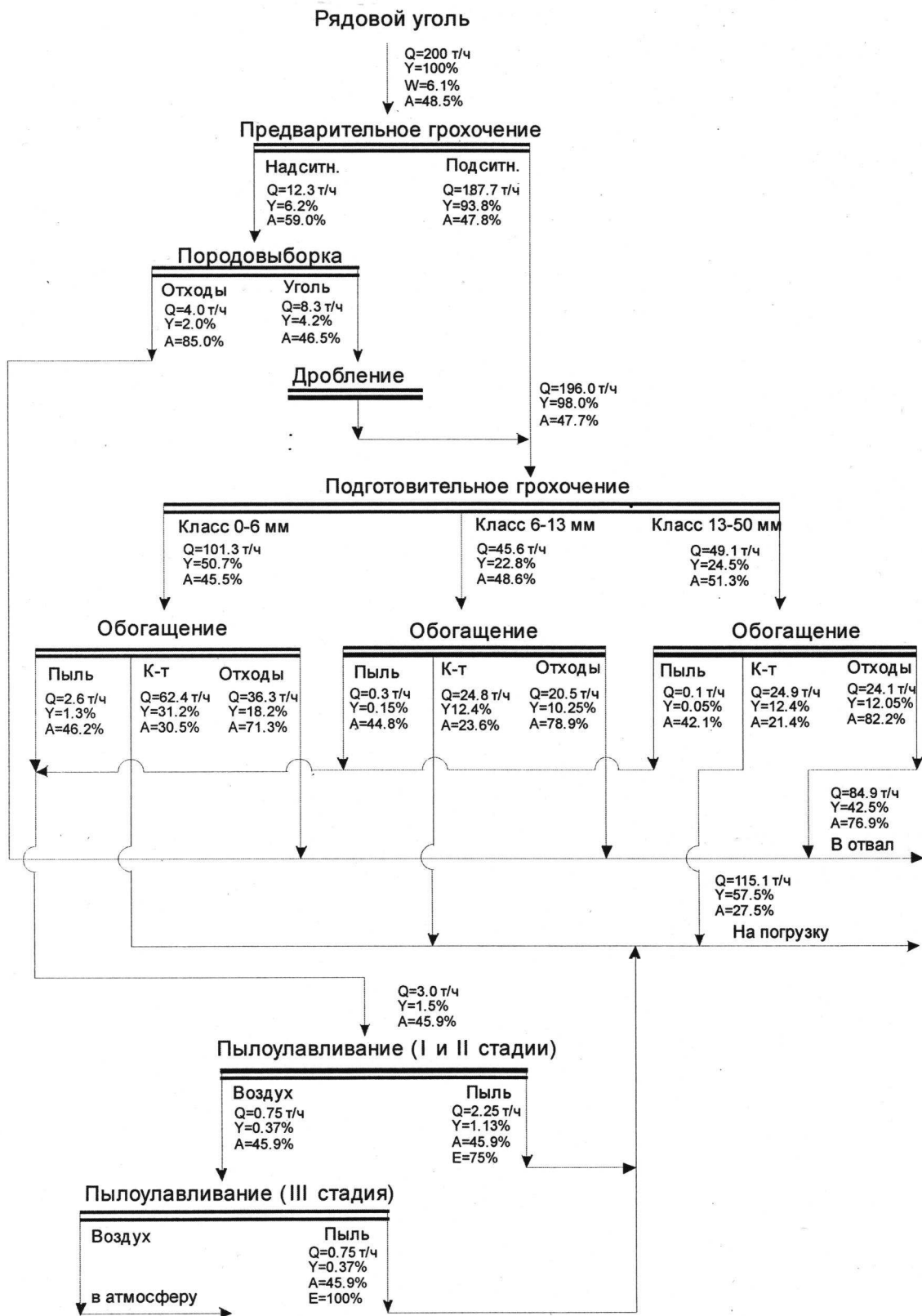


Рис. 9.6. Качественно-количественная схема технологии сухого обогащения угля с использованием пневматических сепараторов типа СісП-1,4-МПт

Пилотная обогатительная установка ПЗУ-200 ГП «Укрниуглеобогащение»

ГП «Укрниуглеобогащение» разработана пилотная обогатительная установка ПЗУ-200 для снижения зольности рядового угля производительностью 200 т/ч. Установка может применяться также и для переработки углесодержащих материалов породных отвалов [264, 265].

Технологическая схема ПЗУ-200 для обогащения углей легкой и средней категории обогатимости углей с содержанием породы до 30%, построенная на базе отсачной машины, приведена на рис. 9.7.

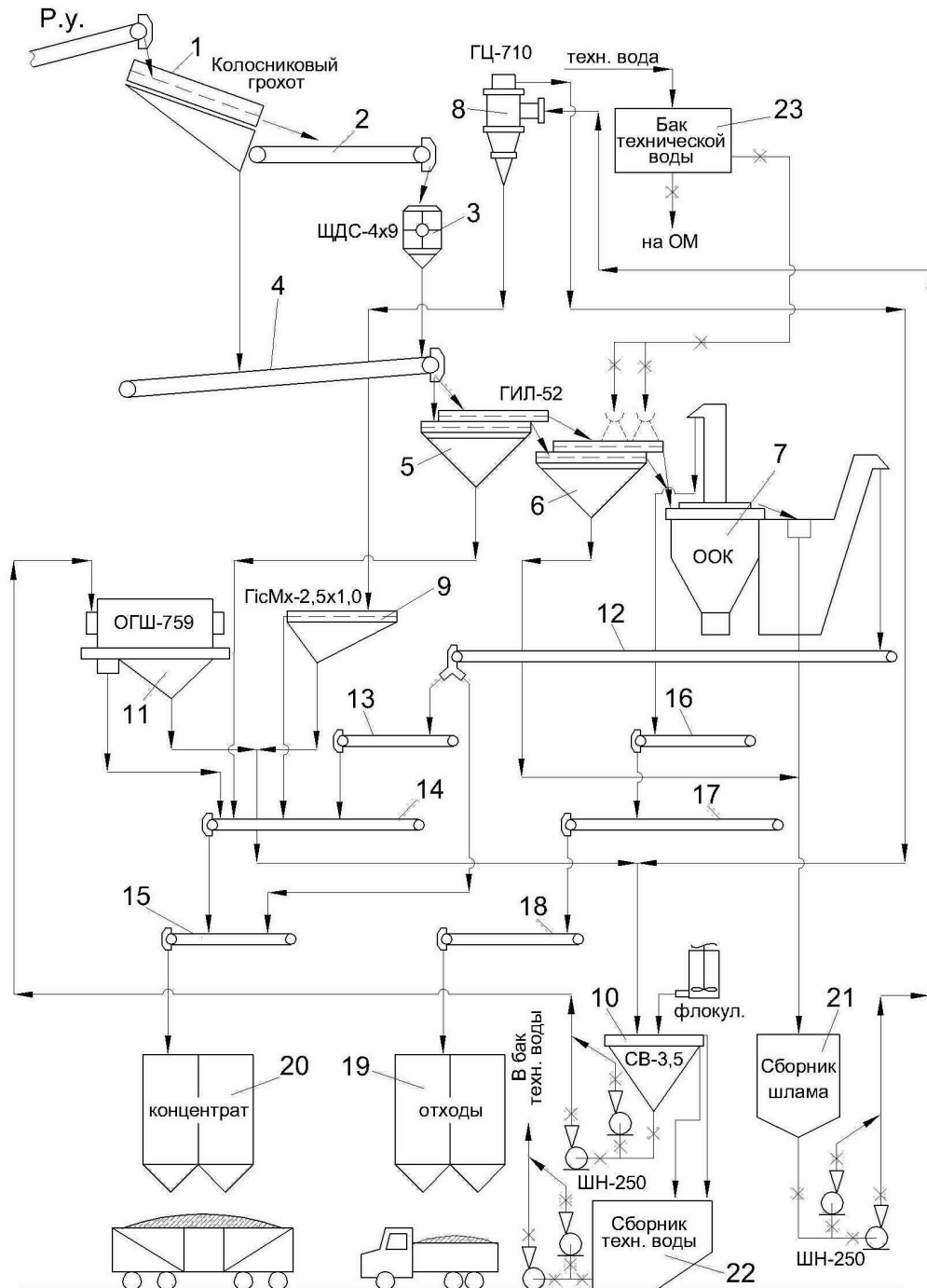


Рис. 9.7. Технологическая схема обогатительного комплекса ПЗУ-200 для углей легкой и средней категории обогатимости

Согласно рис. 9.7 уголь марки Г (Д, ДГ и Т) подаётся на предварительную классификацию по крупности 75 (100) мм на колосниковый грохот 1. Надситный продукт колосникового грохота 1 подается на плоский ленточный конвейер 2, где при помощи шиберного устройства осуществляется удаление негабаритной породы и посторонних предметов.

С конвейера 2 материал подается на щековую двухвалковую дробилку 3, где происходит его дробление до крупности 75 (100) мм. Дробленый материал объединяется с подрешетным продуктом колосникового грохота 1 на ленточном конвейере 4 и направляется на сухую подготовительную классификацию по крупности 13 (25) мм на инерционном грохоте 5, надрешетный продукт которого обесшламливается на неподвижном шпальтовом сите или на инерционном грохоте 6, а подситный продукт есть готовая продукция.

Надситный продукт с грохота 6 – крупный машинный класс подается на обогачительно-обезвоживающий комплекс ООК 7, который состоит из одного отделения отсадочной машины с багер-зумпфом и багер-элеватором, где осуществляется его разделение на крупный концентрат, крупные отходы и шлам плотностью 1800 кг/м^3 .

Крупный концентрат с комплекса ООК может быть направлен в присадку к мелкому машинному классу с помощью системы ленточных конвейеров 12, 13, 14, 15. Крупные отходы системой ленточных конвейеров 16, 17, 18 подаются в бункера отходов 19.

Шлам из комплекса ООК вместе с подситным продуктом инерционного грохота 6 направляется в сборник шлама 21.

В гидроциклоне 8 осуществляется сгущение шламовой воды. Сгущенный продукт с содержанием твердого не менее 300 г/л подается на высокочастотный грохот 9, где обезвоживается и далее подается в присадку к машинному классу. Слив гидроциклона 8 и подситный продукт грохота 9 направляется на осветление в сгуститель 10 вместе с фугатом осадительной центрифуги 11. Подача в сгуститель 10 флокулянтов обеспечивает получение оборотной воды с содержанием твердого 0-25 г/л.

Сгущенный продукт сгустителя 10 обезвоживается в осадительной центрифуге 11, осадок которой идет в присадку к мелкому машинному классу и далее в бункер концентрата или непосредственно на отгрузку в вагоны.

Подача шламовой воды со сборника шлама 21 в гидроциклон 8 и технической воды со сборника технической воды 22 в бак технической воды 23 осуществляется насосами.

Технологическая схема ПЗУ-200 для обогащения углей тяжелой и очень тяжелой категории обогатимости с содержанием породы более 30% приведены на рис. 9.8.

Согласно рис. 9.8 уголь марки Г (Д, ДГ и Т) подается на предварительную классификацию по крупности 75 (100) мм на колосниковый грохот 1 и далее продукты разделения подвергаются аналогичным действиям предыдущей схемы рис. 9.8 до операции подачи надситного продукта грохота 6.

Надситный продукт грохота 6 – крупный машинный класс подается на обогащение в двухпродуктовый тяжелосредний сепаратор 7, где происходит его разделение по плотности 1800 кг/м^3 на легкую (концентратную) и тяжелую (породную) фракции.

Продукты разделения крупного машинного класса отдельно один от другого подаются на отмывку магнетита и обезвоживание на инерционные грохота 8 и 9. Грохоты оборудованы шпальтовыми ситами с отверстиями 1,0 мм, на которые сверху подаётся вода для отмывки магнетита. Надситные продукты грохотов 8 и 9 есть готовая продукция, а подситные продукты грохотов, соответственно кондиционная и некондиционная суспензии, разделяются и направляются в специальные сборники соответственно 10 и 11.

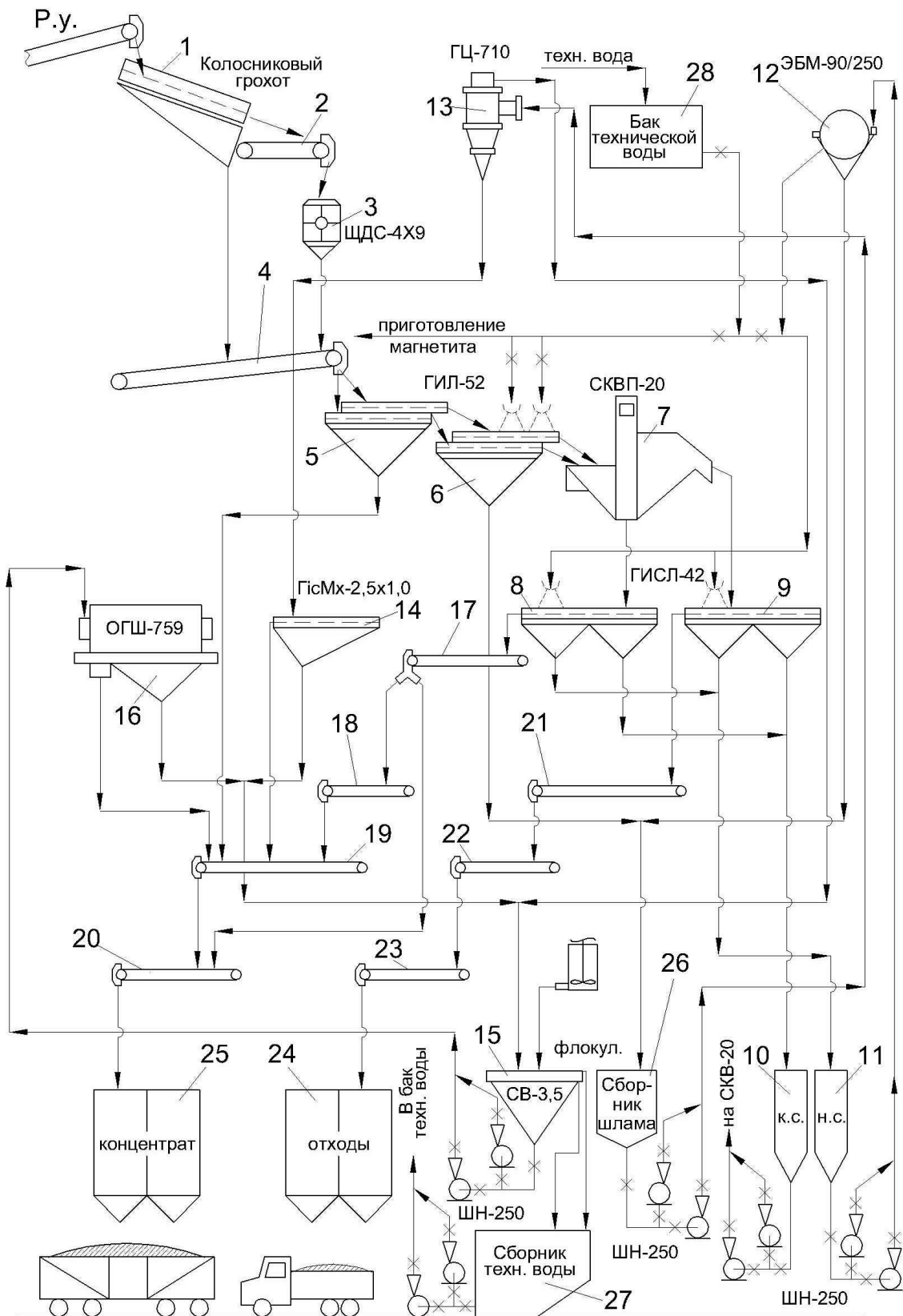


Рис. 9.8. Технологическая схема обогатительного комплекса ПЗУ-200 для углей тяжелой и очень тяжелой категории обогатимости

Крупный концентрат грохота 8 может быть направлен в присадку к мелкому машинному классу при помощи системы ленточных конвейеров 17, 18, 19, 20. Крупные отходы системой ленточных конвейеров 21, 22, 23 подаются в бункера отходов.

Кондиционная суспензия подается в сепаратор 7, а некондиционная – на электромагнитный сепаратор 12 для регенерации. Из электромагнитных сепараторов 12 магнетит возвращается в сборник кондиционной суспензии, слив – на отмывку магнетита на грохоты 8 и 9, а шламовая вода на сгущение в гидроциклоны 13.

В гидроциклонах 13 осуществляется сгущение шламовой воды. Сгущенный продукт с содержанием твердого не менее 300 г/л подается на высокочастотный грохот 14 для обезвоживания и далее в присадку к мелкому машинному классу. Слив гидроциклона 13 и подситный продукт грохота 14 направляется на осветление в сгуститель 15, куда также направляется фугат осадительной центрифуги 16. Подача в сгуститель флокулянтов обеспечивает получение оборотной воды с содержанием твердого 0-25 г/л.

Сгущенный продукт сгустителя 15 обезвоживается в осадительной центрифуге 16, осадок которой идет в присадку к дробленому машинному классу и дальше в бункер концентрата 25 или непосредственно в вагоны.

Накопление шламовой суспензии и технической воды происходит соответственно в сборнике шлама 26, сборнике технической воды 27 и в баке технической воды 28.

Подача кондиционной суспензии из сборника кондиционной суспензии 10 в сепаратор 7, некондиционной суспензии из сборника некондиционной суспензии 11 на электромагнитные сепараторы 12 и технической воды из сборника технической воды 27 в бак 28 осуществляется насосами.

Технология трибогравитационной сепарации крупнокускового углесодержащего материала

В последнее время на шахтах ГП «Павлоградуголь» внедрены установки обогащения по трению, в которых разделение материала осуществляется на основе методов «разгон-полет» и «разгон-торможение». Научные основы этой технологии разработаны в Национальном горном университете [266-268].

Процесс разделения, основанный на данном методе обогащения, определяется разницей в траекториях движения минеральных частиц, при этом их движение должно быть индивидуальным. Следовательно, этот способ обогащения применим для крупнокускового материала, разделенного на узкие классы крупности.

Схема обогащения угля, основанная на методе «разгон-торможение» приведены на рис. 9.9. В технологии использован трибогравитационный сепаратор ТГС.

В соответствии с предлагаемой технологичной схемой возможно получение из исходного угля зольностью 35,62%, концентрата и отходов с зольностью 6,95% и 79,16%. Результаты лабораторных испытаний исходной смеси угля, представленной узкими классами крупности (табл. 9.38), подтвердили возможность эффективного использования технологии трибогравитационной сепарации для обогащения каменного угля.

Внедрение данной технологии осуществлено на шахте им. М.И. Сташкова позволило получить годовой экономический эффект в 130,8 тыс. грн. в ценах 2002 года.

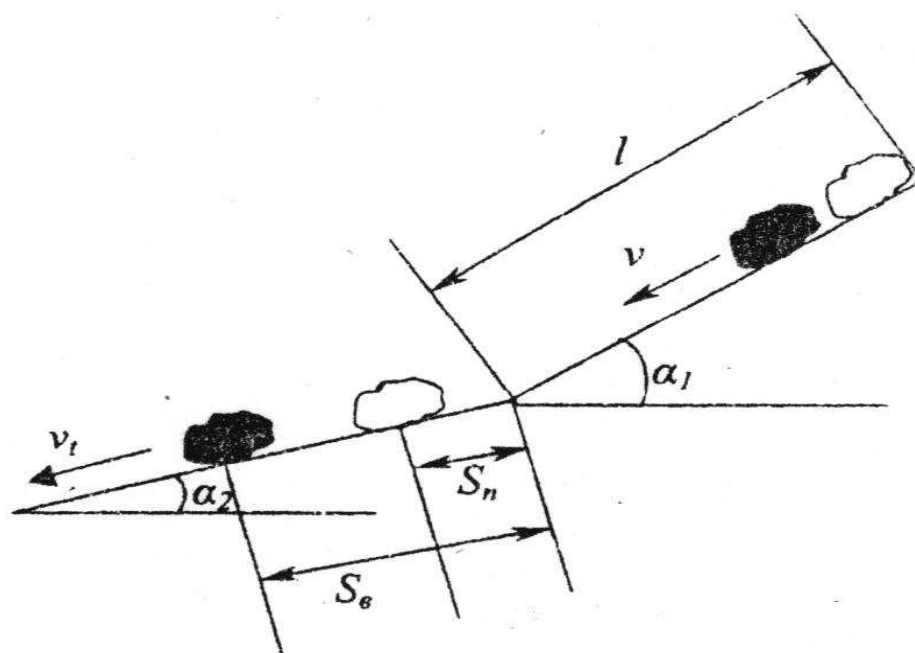


Рис. 9.9. Схема трибогравитационной сепарации каменного угля

Таблица 9.38

Результаты сухой сепарации узких классов крупности угля

Класс крупности, мм	Исходный продукт		Концентрат		Отходы		Степень извлечения угольных фракций к классу, %	Эффективность сепарации, %
	Выход γ , %	Зольность A^d , %	Выход γ , %	Зольность A^d , %	Выход γ , %	Зольность A^d , %		
+100	57,13	30,52	37,65	4,83	19,48	80,15	100,0	100,0
40-100	25,52	33,84	16,35	7,94	9,17	80,01	97,85	94,02
20-40	11,78	54,39	5,92	33,00	5,86	76,00	87,83	61,01
0-20	5,57	56,85	2,81	48,61	2,76	65,25	65,43	23,28
Итого	100,0	35,62	62,72	10,26	37,28	78,34	96,08	89,61

Применение технологии трибогравитационной сепарации отвальной породы на шахте «Возрождение»

На поверхностном комплексе шахты предусмотрена возможность обогащения крупнокусковой горной массы отвальной шахтной породы с помощью сухой трибосепарации с выделением отвальной породы [269]. С этой целью с ленточного конвейера 1Л-100 поз. 177 возможен сброс углесодержащего материала на инерционный грохот ГИТ-51 поз. 173, надситный продукт которого крупностью +50 мм попадает на установ-

ленный под специальным углом наклона ленточный конвейер 1Л-80 поз. 179, а подситный продукт на породную технологическую цепочку.

Исходя из формы угольных и породных частиц и их коэффициентов трения, надситный продукт грохота ГИТ-51 поз. 173 разделяется на ленточном конвейере 1Л-80 поз. 181 на два продукта. Угольные частицы крупностью +50 мм скатываются с ленточного конвейера 1Л-80 поз. 179 на ленточный конвейер 1Л-80 поз. 181, а породные частицы транспортируются на ленточный конвейер 1Л-80 поз. 180 и далее на породную технологическую цепочку.

Установка работает при влажности горной массы до 8%. При сухой трибосепарации класса +50 мм зольность отгружаемого угля продукции снижается на 2,5-3,5%.

Разработка технологии трибовиброгравитационной сепарации крупнокускового угля

ГП «Укрнииуглеобогащение» и Национальным горным университетом разработана конструкция трибовиброгравитационного сепаратора ТСЛ-6 и технология трибовиброгравитационной сепарации крупно-кусковых материалов [270, 271].

Трибовиброгравитационный сепаратор работает следующим образом. Исходный материал самотеком в виде свободно падающего слоя подается на середину наклонно установленной рабочей поверхности сепаратора на ее вибруучасток, где распределяется по ширине наклонной эластичной рабочей поверхности. Попадая в момент контакта на поверхность под влияние разницы в коэффициентах трения и формы, частицы породы и угля разделяются по плотности. Угольные частицы, которые имеют больший коэффициент, формы и меньший коэффициент трения, под действием гравитационной силы скатываются вниз, где разгружаются в устройство для сбора легкого продукта. Породные частицы, которые наоборот имеют меньший коэффициент формы и больший коэффициент трения, поднимаются при помощи движущейся поверхности трибовибросепаратора вверх, где разгружаются в устройство для сбора тяжелого продукта.

Более мелкий исходный материала попадает в простор между рифлями, которые предназначены для удержания породных частиц в то время, когда при помощи вибратора на верхнюю ленту трибосепаратора подаются вибрационные колебания, которые имеют направление, перпендикулярное движению рабочей поверхности.

При помощи колебаний частицы находятся в «псевдовзвешенном» слое, который позволяет легким частицам подняться над рифлями и скатиться вниз. Амплитуда колебаний должна быть больше половины высоты рифлей. Поднятию во «псевдовзвешенный» слой более легких частиц способствует то, что их форма более круглая, а коэффициент трения меньше и для их скатывания по наклонной поверхности необходимо меньше усилий, чем для тяжелых с большим коэффициентом трения и более плоской формой частиц. Для улучшения скатывания легких и более округлых частиц угол наклона трибосепаратора регулируется таким образом, чтобы коэффициент трения легких частиц был равен тангенсу угла наклона трибовибросепаратора. Подбор угла наклона сепаратора осуществляется при помощи специального устройства. Регулирование высоты «псевдовзвешенного» слоя осуществляется за счет изменения частоты и амплитуды колебаний в вибраторе.

Наличие рифлей позволяет удерживать тяжелые частицы на эластичной поверхности, а выполнение их в виде срезанных прямоугольных пластин позволяет создать благоприятные условия для скатывания легких частиц.

Использование особенностей форм частиц исходного материала на наклонной плоскости, тангенс угла наклона которой равняется коэффициенту трения покоя легких частиц, и использование инерционных сил для создания «псевдовзвешенного» слоя в площади контакта свободнопадающих частиц с эластичной поверхностью позволяет поднимать легкие частицы с межрифлевого пространства и, тем самым, разделять исходный материал на легкие и тяжелые продукты, что дает возможность увеличить эффективность обогащения материала.

Высокая эффективность разделения исходного материала обеспечивается возможностью регулирования угла наклона и скорости ленты, амплитуды и частоты вибраций вибратора.

Исходя из закономерностей трибовиброгравитационной сепарации [271], разработана технология обогащения крупнокускового угля шахты «Бужанская» ГП «Волиньюголь» [272].

Сущность предлагаемой технологии снижения зольности энергетического угля, который отгружается шахтой "Бужанская" ГП "Волиньюголь", состоит в выделении и раздельном обогащении трех машинных классов крупностью 13-25 мм, 25-50 мм и 50-100 мм сухим способом, присоединении полученных концентратов с отсевом рядового угля крупностью 0-13 мм [272]. Энергетический уголь, который состоит из смеси четырех перечисленных выше продуктов, отгружается потребителям.

Предлагаемая технологическая схема (рис. 9.10) обогатительной установки включает такие операции:

- предварительная классификация рядового угля по крупности 100 мм;
- удаление посторонних предметов и породы;
- дробление крупно-кускового угля до 100 мм;
- подготовительная классификация рядового угля по граничной крупности 13, 25 и 50 мм;
- обогащение машинного класса крупности 50-100 мм сухим способом на трибосепараторе с выделением двух конечных продуктов: концентрата и отходов;
- обогащение машинного класса крупностью 25-50 мм сухим способом на трибосепараторе с выделением двух конечных продуктов: концентрата и отходов;
- обогащение машинного класса крупностью 13-25 мм сухим способом с выделением двух конечных продуктов: концентрата и отходов.

Исходя из гранулометрического и фракционного составов, приведенного в табл. 9.39, выполнен расчет качественно-количественной схемы обогатительной установки на основе трибовиброгравитационной сепарации на шахте «Бужанская», помещенной на рис. 9.11.

Из расчета качественно-количественной схемы следует, что зольность отгружаемого рядового угля снижается на 5,3% с 38,8% до 33,5%, что позволяет получить годовой экономический эффект от применения трибовиброгравитационной сепарации в размере 416,5 тыс. грн. [272].

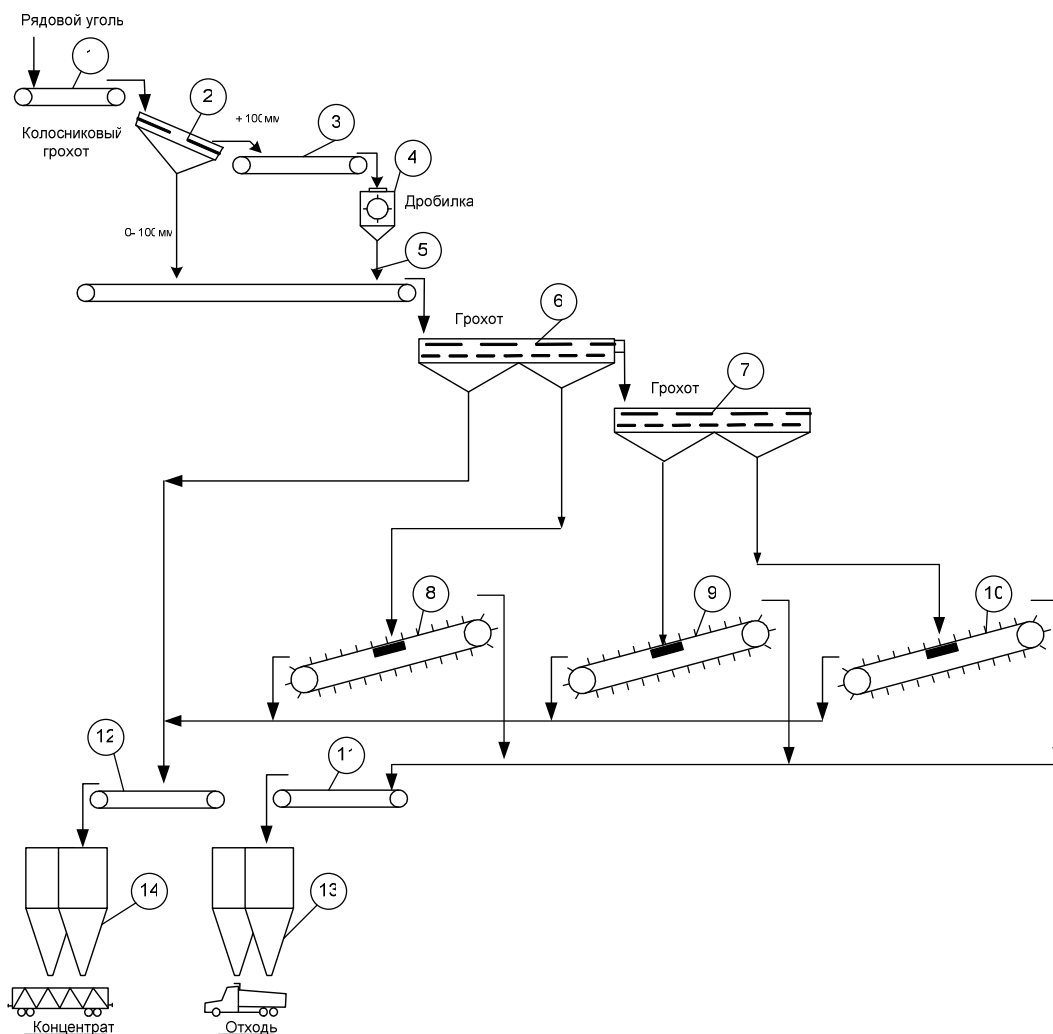


Рис. 9.10. Технологическая схема обогатительной установки на основе трибовиброгравитационного сепаратора

1, 3, 5, 11, 12 - ленточные конвейеры; 2 - колосниковый грохот; 4 - дробилка; 6 и 7 - инерционные грохоты; 8, 9, 10 - трибовиброгравитационные сепараторы; 13 - бункеры породы; 14 - бункеры концентрата.

Таблица 9.39
Гранулометрический и фракционный состав рядового угля шахты "Бужанская"

Класс, мм	Плотность фракций, кг/м ³							
	-1500		1500-1800		+1800		Итого	
	$\gamma_u, \%$	$A^d, \%$	$\gamma_u, \%$	$A^d, \%$	$\gamma_u, \%$	$A^d, \%$	$\gamma_u, \%$	$A^d, \%$
50-100	0,9	11,2	0,7	37,6	2,1	86,3	3,7	58,8
25-50	2,7	8,9	0,8	37,8	4,2	78,8	7,7	50,0
13-25	6,3	8,2	0,8	36,7	5,9	80,4	13,0	42,8
0-13	45,5	7,9	4,4	37,1	25,7	85,6	75,6	36,0
Итого	55,4	8,0	6,7	37,2	37,9	84,1	100,0	38,8

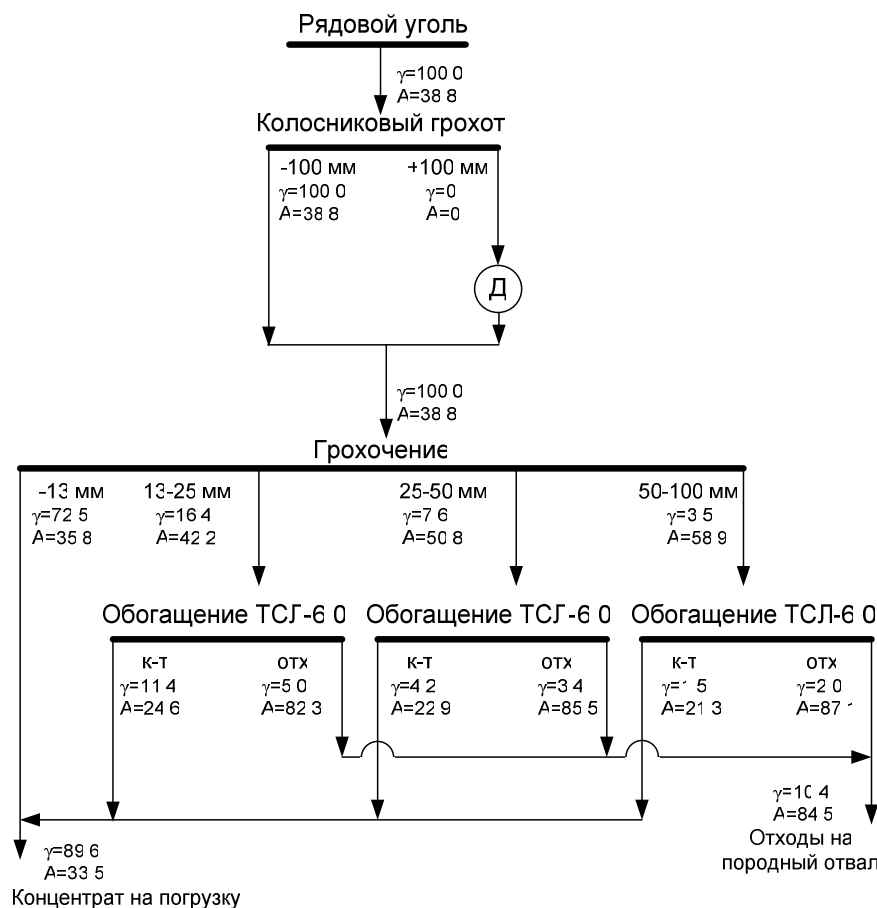


Рис. 9.11. Результаты расчета качественно-количественной схемы трибовиброгравитационной сепарации крупно-кускового рядового угля шахты «Бужанская»

9.3.3. Извлечение горючей массы из осадков илонакопителей

Деятельность фабрик с мокрым процессом обогащения сопровождается выводом из технологического цикла и размещением на местности шламовых вод, содержащих от 80 до 150 г/л твердых угольных и породных частиц. На фабриках с неполным технологическим циклом (глубина обогащения 6 или 13 мм) выводимые шламы имеют зольность ниже 35-45% и входят в баланс товарных продуктов. Их обработка, как правило, предусматривает: осаждение в наружных отстойниках, выемку, воздушную просушку на дренажных площадках и отгрузку теплоэлектростанциям сезонно, исключая зимний период.

На фабриках, где обогащаются угли всех классов крупности (включая шламы), за пределы выводятся только высокозольные илистые шламы или отходы флотации. Из-за большой зольности (45-50%) их нельзя использовать в теплоэнергетических целях без дополнительной обработки. Поэтому на протяжении расчетного срока службы (10 лет и более) они накапливаются в прудах-илонакопителях, которые до недавнего времени рассматривались как объекты, не подлежащие очистке и повторному применению. Следовательно, отводы земельных угодий относились к безвозвратным потерям, а содержащийся в них продукт списывался как забалансовый шлам.

Запасы балансовых и забалансовых шламов в Украине составляют соответственно 2,1 и 113,7 млн. т (табл. 9.40). Под шламовые отстойники занято 501 га земель в

Украине, под илонакопители 1805 га. В условиях сложившегося дефицита топливно-энергетических ресурсов забалансовые шламовые продукты все больше привлекают к себе внимание как бесплатное легкодоступное сырье для получения энергетического топлива в промышленно значимых количествах.

Таблица 9.40

Запасы балансовых и забалансовых угольных шламов в Украине

Наименование	В отстойниках	В илонакопителях	Всего
Общие запасы шлама, млн. т	2,1	113,7	115,8
Зольность, %	35-45	45-75	35-75
Количество объектов	161	35	196
Общая вместимость, тыс. м ³	20056	128858	148914
Площадь (всего), га	501	1805	2306
Степень заполнения емкостей, %	7,7	63,0	55,5
Шламы из общего объема, млн. т:			
готовые к выемке	0,35	14,7	15,1
в отстое	0,9	23,3	24,2
в стадии заполнения	0,9	75,7	76,6

Так, из 1 млн.т забалансового шлама зольностью менее 60% путем механического обогащения (а иногда и только классификации) можно извлечь для ТЭС до 400 тыс. т топлива зольностью до 25% и теплотой сгорания до 5500 ккал/кг. Из шлама зольностью более 60% выход аналогичного топлива менее значителен (до 250 тыс. т на 1 млн. и исходного) и требуемые затраты на обогащение более высоки. Но они окупаются, если минеральный остаток (отходы обогащения) употребить, например, для производства строительных материалов. При этих условиях потенциальные ресурсы вторичного угольного топлива, готовые к выемке, оцениваются в целом по Украине в 6,3 млн. т. Остальные запасы техногенного топлива будут приобретать практическое значение по мере отстаивания и уплотнения твердого вещества в илонакопителях [273].

В табл. 9.41 и 9.42 приведены данные гранулометрического и фракционного составов осадков некоторых илонакопителей, из которых следует вывод о возможности получения из них энергетического топлива путем переработки или переобогащения.

Подъем сырья из техногенных месторождений и подготовка гидропульпы

Опыт утилизации мелкозернистых отходов из илонакопителей показал, что в большинстве случаев выемка осуществляется экскаваторами (или драглайнами) с последующей погрузкой в автотранспорт. В случае переобогащения отходов углеобогащения, которое осуществляется мокрым способом и предопределяет перевод исходного продукта в пульпообразное состояние, выемка может осуществляться земснарядом с предварительным размывом сложившегося массива гидродинамическими струями.

Таблица 9.41

Гранулометрический состав отходов илонакопителей

Илонакопитель фабрики	Класс, мм														Итого	
	+1,0		0,5-1,0		0,25-0,5		0,1-0,25		0,063-0,1		0,045-0,063		0-0,045		Выход γ, %	Зольность A ^d , %
	Выход γ, %	Зольность A ^d , %	Выход γ, %	Зольность A ^d , %	Выход γ, %	Зольность A ^d , %	Выход γ, %	Зольность A ^d , %	Выход γ, %	Зольность A ^d , %	Выход γ, %	Зольность A ^d , %				
Луганская	1,16	11,1	2,32	14,3	6,42	21,3	12,32	32,8	11,23	42,4	5,32	49,7	61,23	66,7	100,0	54,1
Михайловская	3,00	34,8	13,48	39,2	20,38	44,4	26,67	59,4	8,34	66,0	5,52	64,6	22,61	67,3	100,0	55,5
Суходольская	-	-	1,0	7,8	3,7	14,2	8,7	27,9	3,3	36,9	1,3	43,3	82,0	70,4	100,0	62,5
Белореченская	1,27	23,4	8,14	27,5	11,31	33,6	7,45	41,9	5,32	48,5	6,74	57,3	59,77	69,9	100,0	57,7
Объединенный	5,17	35,5	11,01	21,5	21,56	49,6	32,24	68,6	12,13	65,4	2,15	61,4	15,74	58,8	100,0	55,5
Нагольчанская	-	-	0,34	46,8	0,67	46,0	2,16	45,4	0,95	26,1	9,55	44,2	86,33	44,1	100,0	44,0
Свердловская	1,48	33,2	2,10	12,6	5,38	13,4	10,0	16,2	12,74	22,0	22,77	32,7	45,53	68,3	100,0	44,4
Селидовская	4,01	7,9	9,21	8,6	8,01	24,2	8,02	38,0	9,42	52,9	0,8	58,9	60,53	69,5	100,0	53,6
Держинская	1,1	19,7	4,2	24,0	7,1	34,9	11,4	37,4	9,6	45,4	5,1	56,1	61,5	68,7	100,0	57,4
Пионер	0,8	31,5	3,3	24,4	6,1	26,2	7,9	34,5	10,3	39,8	12,2	46,7	59,4	85,0	100,0	65,7
Павлоградская	5,03	34,2	7,46	46,9	10,04	52,4	12,02	57,5	3,41	65,4	1,00	73,1	61,04	80,6	100,0	69,6
Червоноградская	-	-	1,4	12,4	2,3	15,6	6,0	18,4	9,6	34,9	12,8	38,5	67,9	77,3	100,0	62,4
Среднее	1,9	28,5	5,3	26,7	8,6	36,9	12,1	47,0	8,0	45,9	7,1	45,0	57,0	68,8	100,0	56,9

Таблица 9.42

Фракционный состав отходов илонакопителя

Илонакопитель фабрики	Класс, мм													
	-1400		1400-1500		1500-1600		1600-1800		1800-2000		+2000		Итого	
	Выход $\gamma, \%$	Золь- ность $A^d, \%$	Вы- ход $\gamma, \%$	Золь- ность $A^d, \%$	Вы- ход $\gamma, \%$	Золь- ность $A^d, \%$	Вы- ход $\gamma, \%$	Золь- ность $A^d, \%$	Вы- ход $\gamma, \%$	Золь- ность $A^d, \%$	Вы- ход $\gamma, \%$	Золь- ность $A^d, \%$	Вы- ход $\gamma, \%$	Золь- ность $A^d, \%$
Луганская	-	-	8,85	7,8	7,55	18,9	9,15	22,7	12,95	43,5	61,5	73,6	100,0	55,1
Михайловская	9,12	7,6	11,86	9,7	7,24	17,9	7,22	29,7	64,56	78,5	-	-	100,0	56,0
Суходольская	-	-	8,2	10,3	3,0	28,2	4,0	28,2	84,8	69,5	-	-	100,0	61,8
Белореченская	17,31	6,3	3,56	19,2	3,21	27,6	4,53	42,9	6,17	56,4	65,22	75,8	100,0	57,5
Объединенный	12,35	8,4	6,26	18,2	4,37	21,1	11,09	36,2	65,93	71,4	-	-	100,0	54,2
Нагольчанская	-	-	-	-	-	-	8,4	5,8	37,6	32,0	54,0	58,4	100,0	44,1
Свердловская	-	-	-	-	-	-	8,41	6,1	33,8	39,7	57,79	57,2	100,0	47,0
Селидовская	7,34	7,2	4,26	8,1	2,59	19,9	17,7	39,4	44,01	62,9	24,10	68,2	100,0	52,5
Держинская	10,4	7,8	5,8	12,4	5,1	25,7	10,4	33,2	20,8	63,2	47,5	79,8	100,0	57,3
Пионер	8,5	10,7	4,3	21,3	3,2	27,5	3,4	39,4	3,1	53,5	77,5	76,7	100,0	65,1
Павлоградская	5,14	10,4	3,67	16,6	3,07	22,9	3,68	35,5	3,68	50,2	80,76	80,2	100,0	69,8
Червоноградская	2,27	6,5	1,20	12,2	3,0	15,9	3,27	32,2	15,74	46,0	74,52	68,8	100,0	60,3
Среднее	5,3	7,6	4,8	12,6	3,5	22,1	7,6	29,0	32,8	61,7	46,0	70,6	100,0	56,7

При отработке вышедших из эксплуатации илонакопителей с целью получения вторичного топлива в виде угольных концентратов с зольностью до 15% (для коксования) и до 30% (для энергетики) подготовка гидропульпы должна включать в себя следующие операции:

- разрушение массива шлама гидродинамическими струями;
- диспергацию шламов в водной среде;
- подачу гидропульпы на обогатительную установку.

Способ подъема материала из илонакопителя (экскаватор или земснаряд) должен определяться в первую очередь из оценки запасов вторичного сырья. Очевидно, что при запасах до 500 тыс. т (время отработки илонакопителя 2-3 года при подъеме шлама 50 т/ч) нет целесообразности в строительстве капитальных сооружений. Поэтому выемку можно осуществлять механическим способом.

При запасах 500-1000 тыс. т (время отработки 5-6 лет) и отсутствии необходимости строительства промежуточных пульпонасосных станций, подъем шлама можно осуществлять гидромеханическим способом. Если же есть необходимость в строительстве 1 и более промежуточных пульпонасосных станций, то более целесообразно подъем материала осуществлять механическим способом.

При запасах более 1 млн. т подъем шлама целесообразно осуществлять гидромеханическим способом с помощью земснаряда.

В условиях ЗАО «Яновское» илонакопитель, в котором планируется осуществлять подъем лежащего там продукта, расположен в 0,5 км от фабрики, а запасы находящегося в нем шлама определены в количестве 1696 тыс.т.

Исходя из вышеизложенного, наиболее целесообразно выемку шлама осуществлять механическим способом.

Одной из важнейших вспомогательных операций при переработке мелкозернистых техногенных отходов является диспергация шлама. Для условий ЗАО «Яновское» перевод исходного продукта в пульпообразное состояние включает в себя размыв массива, доставленного автотранспортом в шламовый отстойник, с помощью гидродинамических струй, диспергацию шлама барбатажем с помощью насосной установки и подачу образовавшейся гидропульпы в технологическую схему.

Анализ работы установок по гидроподготовке пульпы, показывает, что удельный расход воды на эту операцию находится в диапазоне 8-10 м³/т, напор гидродинамической струй должен быть не менее 0,1 МПа, производительность насосов для барбатажа должна быть равна не менее половины часовой производительности установки по гидропульпе, содержание твердого в ней на уровне 150 кг/м³ [274, 275].

Для переработки и обогащения мелкозернистых угольных и углесодержащих материалов в настоящее время используют различные способы разделения, в том числе гравитационное, флотационное и флото-гравитационное обогащение, а также ситовую и гидравлическую классификацию.

Для реализации вышеуказанных способов в промышленности применяются шламовые отсадочные машины, водные и тяжелосредные гидроциклоны, концентрационные столы, винтовые и конусные сепараторы, флотационные машины, машины пенной сепарации, различные виды гидравлических классификаторов, инерционные и высокочастотные грохоты, а также грохоты с неподвижной рабочей поверхностью (плоские и дуговые сита, грохоты ГК и ОСО) [33, 276-278].

Для достижения высокой производительности и эффективности зачастую необходимо сочетание нескольких видов из вышеупомянутого оборудования, однако

для упрощения и экономичности технологического процесса на практике применяют сочетание каких-либо двух видов оборудования.

Анализируя показатели работы вышеуказанного оборудования и результаты выполненных исследований на Украине и за рубежом можно сделать следующие выводы.

Существуют основные четыре технологические схемы переработки сырья техногенных месторождений:

- ситовая классификация;
- сгущение и ситовая классификация;
- двухстадиальное сгущение с получением двух машинных классов и обогащением одного из них методом МВС;
- двухстадиальное сгущение с получением двух машинных классов и обогащением одного из них методом МВС, другого – флотацией.

Обогащительные установки переработки шламовых отходов объединенного илонакопителя ГОФ «Самсоновская», ЦОФ «Дуванская», ЦОФ «Суходольская»[279]

Шламы илонакопителя перерабатываются частными предприятиями на девяти установках.

Установка № 1 находится в 300 м от сброса ГОФ «Самсоновская», принадлежит фирме «Промагроресурс». Шлам илонакопителя подается на установку земснарядом производительностью 400 м³/час. Установка имеет 8 грохотов ГРКВ-1500. На поверхности, которая просеивает, установлена фильтрующая ткань с ячейкой 0,25 мм.

Установка № 2 находится на расстоянии 700 м от сброса ГОФ «Самсоновская», принадлежит фирме «Энерго-альянс». Шлам илонакопителя подается на установку земснарядом производительностью 900 м³/час. Установка имеет 16 грохотов ГРКВ-1500 с фильтровальной тканью.

Установка № 3 находится на расстоянии 1400 м от сброса ГОФ «Самсоновская», принадлежит фирме «Энерго-альянс». Шлам илонакопителя подается на установку земснарядом производительностью 900 м³/час. Установка имеет 14 грохотов ГРКВ-1500 с фильтровальной тканью.

Установка № 4 находится неподалеку от насосной ГОФ «Самсоновская» и от сброса фабрики, принадлежит ООО «Андис». Шлам илонакопителя подается на установку земснарядом производительностью 900 м³/час.

Установка имеет 4 гидроциклона ГЦ-500, 4 гидроциклона ГЦ-350, 2 грохота с фильтровальной тканью и центрифугу.

Установка № 5 находится на расстоянии 800 м от сброса ЦОФ «Дуванская», принадлежит фирме «Укринвест». Шлам илонакопителя подается на установку земснарядом производительностью 900 м³/час. Установка имеет 14 грохотов ГРКВ-1500 с фильтровальной тканью.

Установка № 6 находится на расстоянии 900 м от сброса ЦОФ «Дуванская», принадлежит фирме «Славутич». Шлам илонакопителя подается на установку земснарядом производительность 900 м³/час. Установка имеет 6 грохотов ГРКВ-1500 с фильтровальной тканью и находится в капитально оборудованном доме. Кроме того, этой фирме принадлежит еще одна установка № 7, в которой работают 8 грохотов.

Установка № 8 находится на расстоянии 1400 м от сброса ЦОФ «Дуванская», принадлежит фирме «Промагроресурс». Шлам илонакопителя подается на установку земсна-

рядом производительностью 900 м³/час. Установка имеет 8 грохотов ГРКВ-1500 с фильтровальной тканью.

Установка № 9 находится на расстоянии 400 м от сброса ЦОФ «Дуванская» на противоположной стороне, принадлежит фирме «Укринвест». Шлам илонакопителя подается на установку земснарядом производительностью 900 м³/час. Установка имеет 8 грохотов ГРКВ-1500 с фильтровальной тканью. Грохоты установлены под открытым небом, нет даже крыши.

На установках № 1-3 и № 5-9 переработка шламовых отходов происходит методом классификации и обезвоживания на ситовых поверхностях грохотов, на установке № 4 - методом сгущения в гидроциклонах и обезвоживания сгущенных продуктов на грохотах и центрифугах.

На рис. 9.12 и 9.13 приведены технологические схемы, соответственно, установок № 1-3 и № 5-9, и установки № 4.

Из анализа рис. 9.12 следует, что такие технологические схемы имеют следующие технологические процессы:

- подготовка водоугольной суспензии;
- классификация исходного сырья;
- обезвоживание надситного продукта.

Нагрузка на установку составляет 400 или 900 м³/час.

Согласно рисунку 9.13, технологическая схема установки состоит из следующих технологических процессов:

- подготовка водоугольной суспензии;
- двухстадийное сгущение исходного сырья в гидроциклонах разного диаметра;
- обезвоживание сгущенных продуктов гидроциклонов в три стадии;
- классификация слива гидроциклонов на ситовой поверхности;
- обезвоживание надситного продукта.

Нагрузка на установку составляет 900 м³/час.

Результаты обследования работы установок по извлечению полезного компонента на грохотах ГРКВ-1500 указывают, что выход товарного продукта на разных установках колеблется от 13,% до 59,9%, зольность колеблется в пределах 12,2-37,0%. На установке ООО «Андис» товарный продукт имеет зольность 8,8%, с выходом 19,2%.

Ниже приведены показатели увеличения зольности отходов на установках:

№ установки	зольность питания, %	зольность отходов, %	Δ, %
1	44,7	53,2	8,5
2	31,2	49,9	18,7
3	50,1	57,3	7,2
4	52,6	63,0	10,4
5	52,2	58,8	6,6
9	32,7	42,5	9,8
Среднее	43,9	54,1	10,2

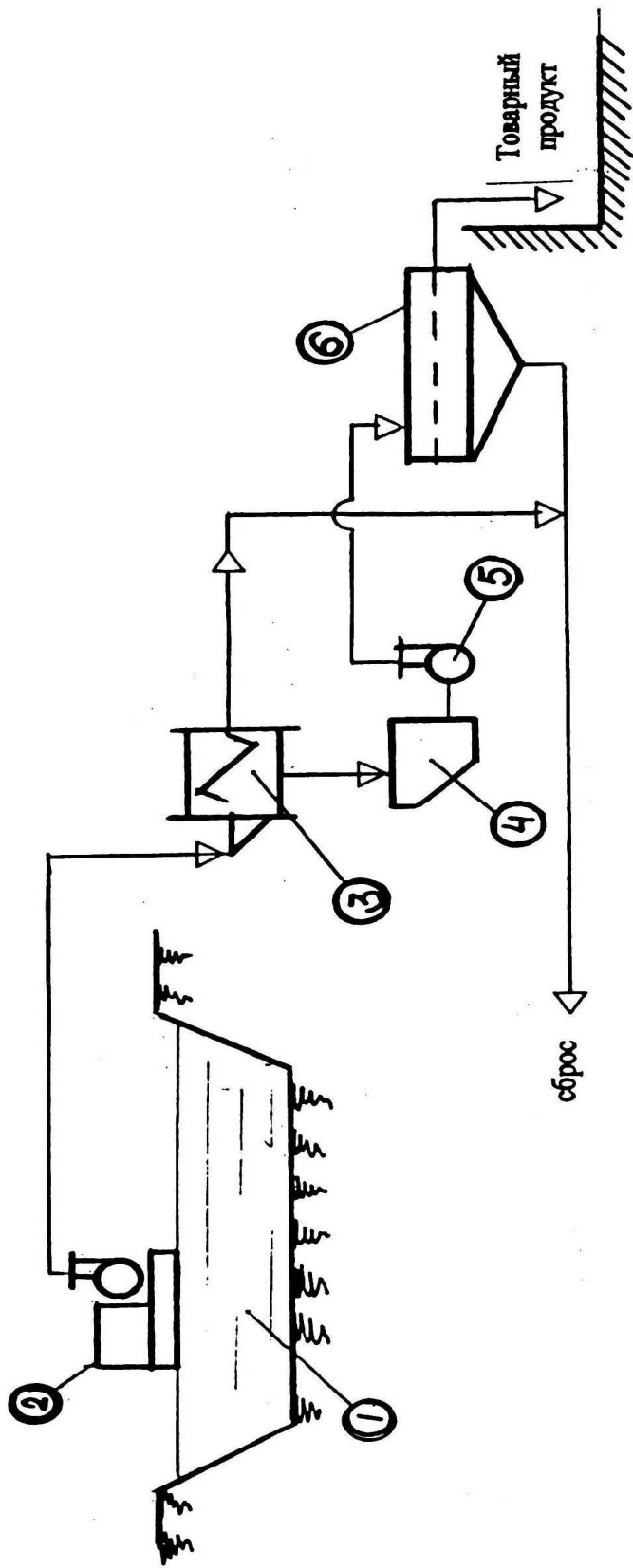


Рисунок 9.12. Упрощенная технологическая схема установок извлечения товарных шламов с объединенного илонакопителя ГОФ «Самсоновская», ЦОФ «Дуванская», ЦОФ «Суходольская»:

1 - илонакопитель; 2 - земснаряд; 3 - скруббер-бутара; 4 - зумпф; 5 - шламмовый насос; 6 - грохот

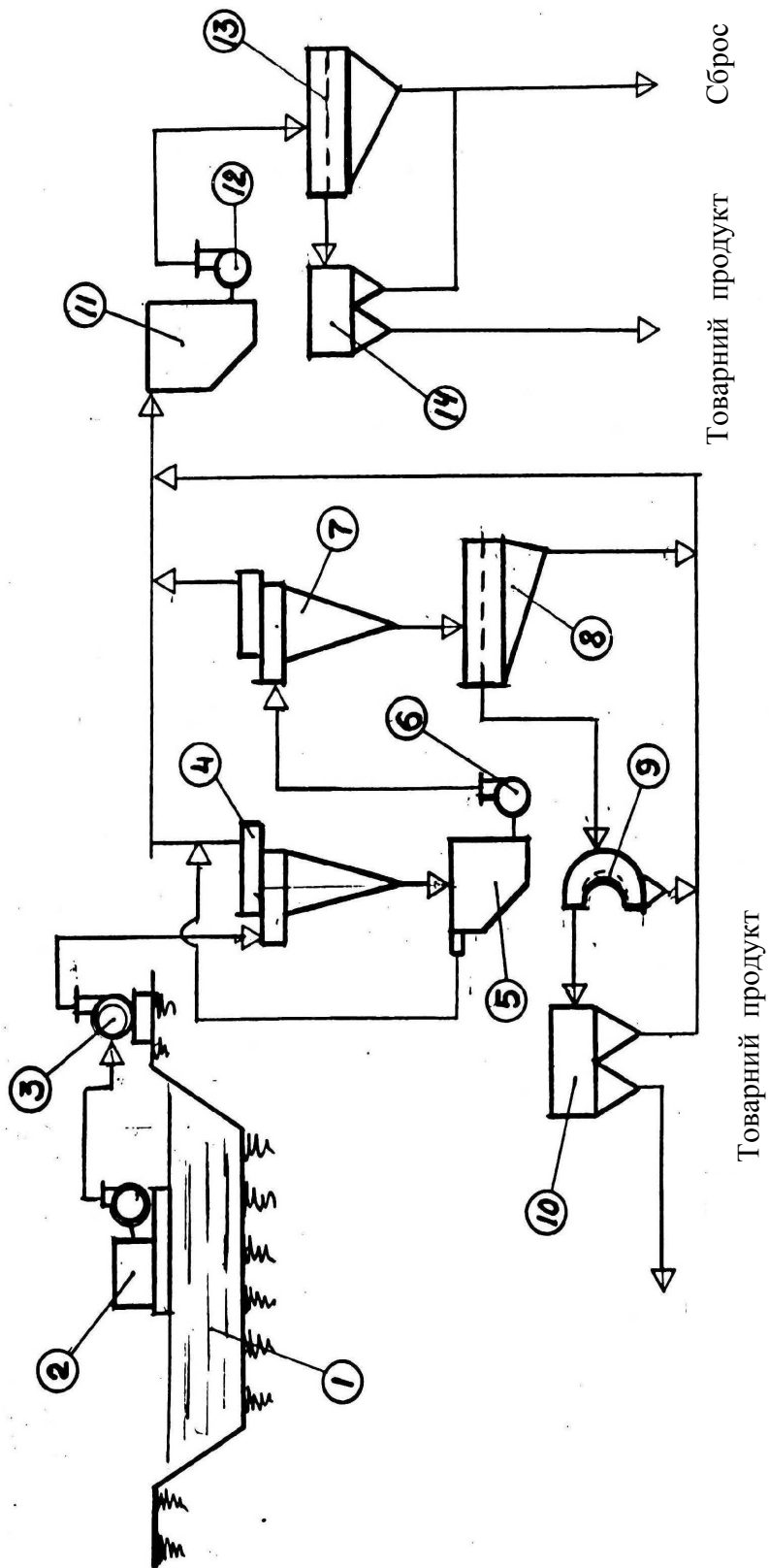


Рисунок 9.13. Технологический комплекс извлечения товарных шламов с объединенного илонакопителя

ГОФ «Самсоновская»; ЦОФ «Дуванская»; ЦОФ «Суходольская»:

1 - илонакопитель; 2 - земснаряд; 3, 6, 12 - шламовый насос; 4, 7 - гидроциклон; 5, 11 - зумпф; 8, 13 - грохот;

9 - вибросито; 10, 14 - центрифуга

Из этих данных выходит, что увеличение зольности отходов в среднем составляет 10,2%. Это слишком мало при зольности питания 43,9%. Современный уровень технологий обогащения позволяет иметь отходы с зольностью не менее 70%.

Действующая технология возвращает в илонакопитель от 39,1 до 86,2% исходного продукта, что является неудовлетворительным не только с точки зрения низкого выхода товарной продукции, но и с точки зрения прекращения работы илонакопителя и возвращения его площади в сельское хозяйство.

Таким образом, анализ работы установок на илонакопителе позволяет следующие выводы:

1. Нагрузка на установку составляет 900 м³/час.
2. Выход товарного продукта колеблется от 13,8 до 59,9% с зольностью 12,2-37,0%.
3. Сброс твердого в илонакопитель из установки составляет от 39,1 до 86,2% от исходного материала.
4. Увеличение зольности отходов в среднем составляет 10,2%.
5. Внедренная технология является неудовлетворительной не только с точки зрения низкого выхода товарной продукции, но и с точки зрения прекращения работы илонакопителя и возвращения его площади в сельское хозяйство.

Обогатительная установка переработки шламовых отходов илонакопителя ЦОФ «Нагольчанская»[279]

В 2001 г. Техническим комитетом Украины по стандартизации ТК-92 разработано ТЭО создания технологического комплекса по переработке отходов углеобогащения на ЦОФ «Нагольчанская».

Согласно этого документу предлагается технологическая схема обогатительной установки, которая приведена на рис. 9.14.

Шламовые отходы из илонакопителя № 1 изымаются экскаватором, транспортируются автотранспортом на фабрику, где следуют в приемную воронку 3, из которой направляются в скруббер-бутару 4, перед которой они насыщаются водой, и из бутары выходят в виде пульпы, которую подают в радиальный сгуститель 5.

Шламовые отходы из илонакопителя № 2 поднимаются земснарядом и в виде пульпы транспортируются с помощью шламового насоса на фабрику непосредственно в радиальный сгуститель 5.

Слив радиального сгустителя 5 используется в качестве оборотной воды фабрики. Сгущенный продукт радиального сгустителя 5 следует на обесшламливание по крупности 0,045 мм на дуговое сито ДО-1 6-1, надситный продукт которого переходит на высокочастотный грохот Г-1200 7, а подситный продукт в сгуститель С-10-1 16.

На высокочастотном грохоте 7, происходит отделение материала +3 мм, который является отходами.

Подситный продукт высокочастотного грохота 7 следует в зумпф 8-1, откуда шламовым насосом 9-1 подается в гидроциклоны 10, сгущенный продукт которых следует на обогащение на три винтовых сепаратора I стадии 11, а слив - идет в скруббер-бутару 4. На I стадии обогащения получают два продукта: концентрат и промпродукт.

Промпродукт винтовых сепараторов I стадии следует на обогащение на два винтовых сепаратора II стадии 12, где получают два продукта: концентрат и отходы.

Концентрат винтовых сепараторов 11 и 12 следует в зумпф 8-3, откуда насосом 9-3 подается на сгущение в гидроциклон 13.

Отходы винтовых сепараторов 12 следуют на сброс воды на дуговое сито 6-2, надситный продукт которого является отходами, а подситный продукт попадает в зумпф 8-2, а затем насосом 9-2 перекачивается в сгуститель 16.

Сгущенный продукт гидроциклона 13 обезвоживается на ленточном вакуум-фильтре 14, осадок которого идет на трубу-сушилку 15 и дальше на отгрузку.

Слив гидроциклона 13 возвращается в скруббер-бутару 4. Фильтрат ленточного вакуум-фильтру следует в сгуститель 16.

Сгущенный продукт сгустителя следует на ленточный фильтр-пресс 17 и дальше в породный отвал фабрики, а слив - является оборотной водой.

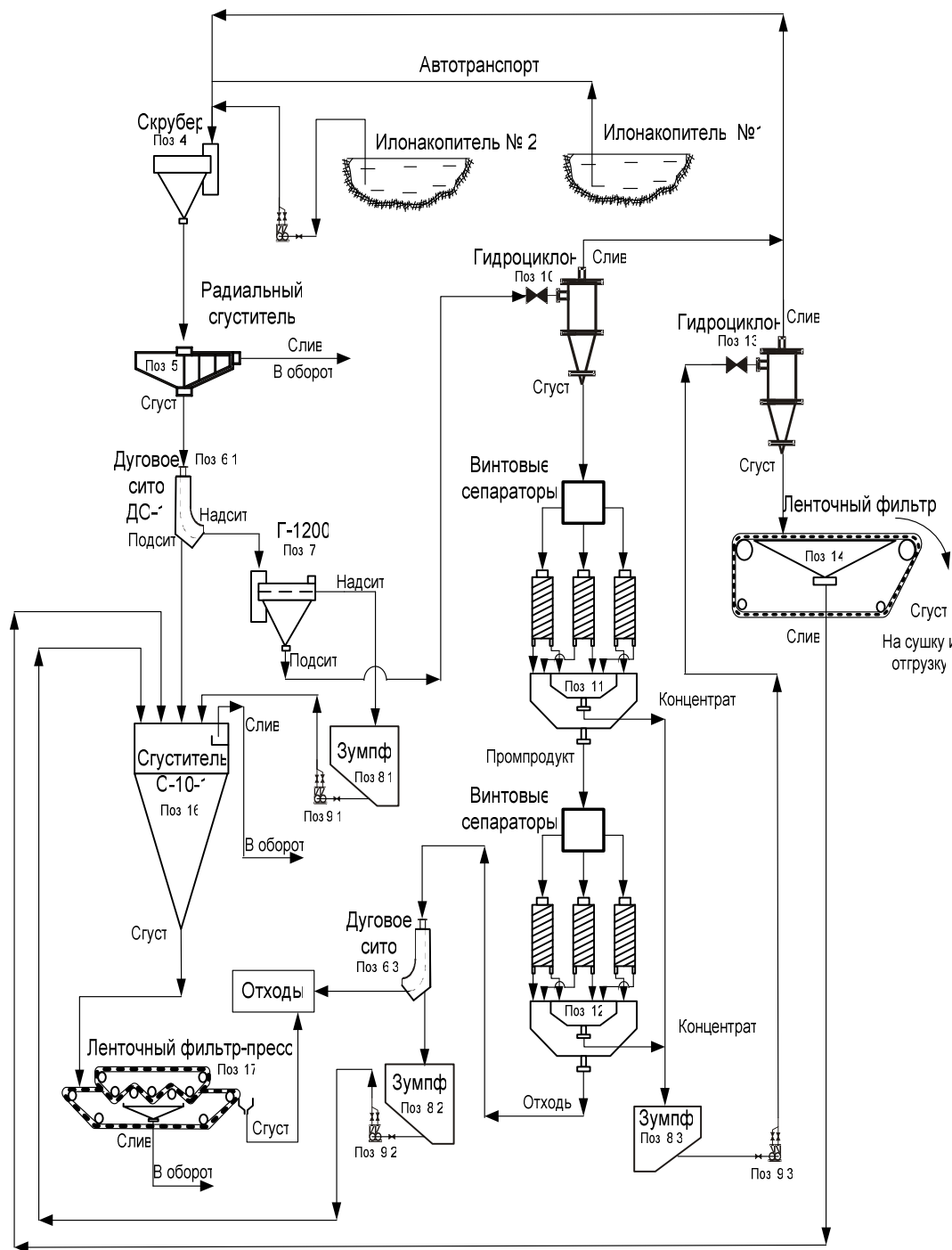


Рис. 9.14. Принципиальная схема комплекса ЦОФ «Нагольчанская»

Из анализа рис. 9.14 следует, что технологическая схема установки состоит из следующих технологических операций:

- подготовка водоугольной суспензии;
- обесшламливание водоугольной суспензии;
- отделение негабаритного материала;
- подготовка машинного класса;
- обогащение машинного класса на винтовых сепараторах в 2 стадии;
- сброс воды из отходов винтовых сепараторов;
- обезвоживание концентрата винтовых сепараторов;
- получение оборотной воды;
- обезвоживание отходов обогащения на ленточном фильтр-прессе с получением осадка, который может быть направлен на складирование в породный отвал фабрики.

Баланс продуктов обогащения обогатительной установки при переработке шламовых отходов илонакопителей № 1 и № 2 приведен, соответственно, в табл. 9.43 и 9.44.

Таблица 9.43

Расчетный баланс продуктов обогащения (I вариант - зольность исходного 37,8%)

Продукт	Выход			Зольность, %
	% от исходно- го	т/ч	тыс. тонн в год	
Исходный шлам	100	50	180	37,8
Отходы +0,5 мм	3,3	1,65	5,94	72,1
Илы -0,045 мм	20,0	10,0	36,0	50,9
Концентрат	53,1	26,55	95,58	25,2
Отходы обогащения	6,8	3,4	12,24	73,3
Сброс в илонакопитель	16,8	8,4	30,24	55,1
Оборотная вода	20,0	10,0	36,0	38,9
Отходы общие	10,1	5,05	18,18	72,9

Из табл. 9.43 следует, что при обогащении шламовых отходов илонакопителя № 1 возможно получить концентрат зольностью 25,2% и отходы зольностью 72,9%.

Сброс в отходы ила зольностью 55,1% обусловлено его физической характеристикой, которая не позволяет обогащения класса 0-0,045 мм механическим способом.

При обогащении шламовых отходов из илонакопителя № 2 (табл. 9.44) возможно получение концентрата зольностью 26,4% и отходов зольностью 70,3%. Зольность ила, который следует в отходы, - 60,4%.

Производительность установки - 50 т/час

Расчетный баланс продуктов обогащения (II вариант - зольность исходного 51,0%)

Продукт	Выход			Зольность, %
	% от исходного	т/ч	тыс. тонн в год	
Исходный шлам	100	50	180	51,0
Отходы +0,5 мм	4,4	2,2	7,92	72,0
Илы -0,045 мм	20,0	10,0	36,0	55,0
Концентрат	29,3	14,65	52,74	26,4
Отходы обогащения	33,8	16,9	60,84	70,1
Сброс в илонакопитель	17,4	18,7	31,32	60,4
Оборотная вода	19,5	19,75	35,10	46,5
Отходы общие	38,2	19,1	68,76	70,3

Таким образом, возможно, сделать следующие выводы:

1. Производительность установки 50 т/час.
2. Технологическая схема не включает процесс обогащения классов флотационной крупности, потому зольность ила, который следует в отходы, меньше 70%.
3. Зольность концентрата превышает 25%, что может привести к трудностям с его реализацией.
4. Целесообразным является применение технологической операции, которая позволяет не сбрасывать отходы в илонакопитель, а направлять их в породный отвал.
5. Увеличение зольности отходов составляет для I варианту - 35,1%, по II варианту - 19,3%, что подтверждает целесообразность внедренной технологии.

Обогащительная установка переработки шламовых отходов илонакопителя ЦОФ «Свердловская»[279]

Шламы илонакопителя обогащаются методом винтовой сепарации и флотации на установке ДП «Экотех» (рис. 9.15).

Согласно рис. 9.15 технологическая схема установки состоит из следующих технологических процессов:

- подготовка водоугольной суспензии;
 - сгущение водоугольной суспензии;
 - обогащение зернистого шлама на винтовых сепараторах в две стадии с получением трех продуктов: концентрата, промпродукта и отходов;
 - сгущение концентрата винтовых сепараторов;
 - обезвоживание концентрата винтовых сепараторов;
 - сгущение промпродукта винтовых сепараторов;
 - обезвоживание промпродукта винтовых сепараторов;
 - подготовка питания флотации;
 - флотационное обогащение тонкозернистого шлама;
- /" " =

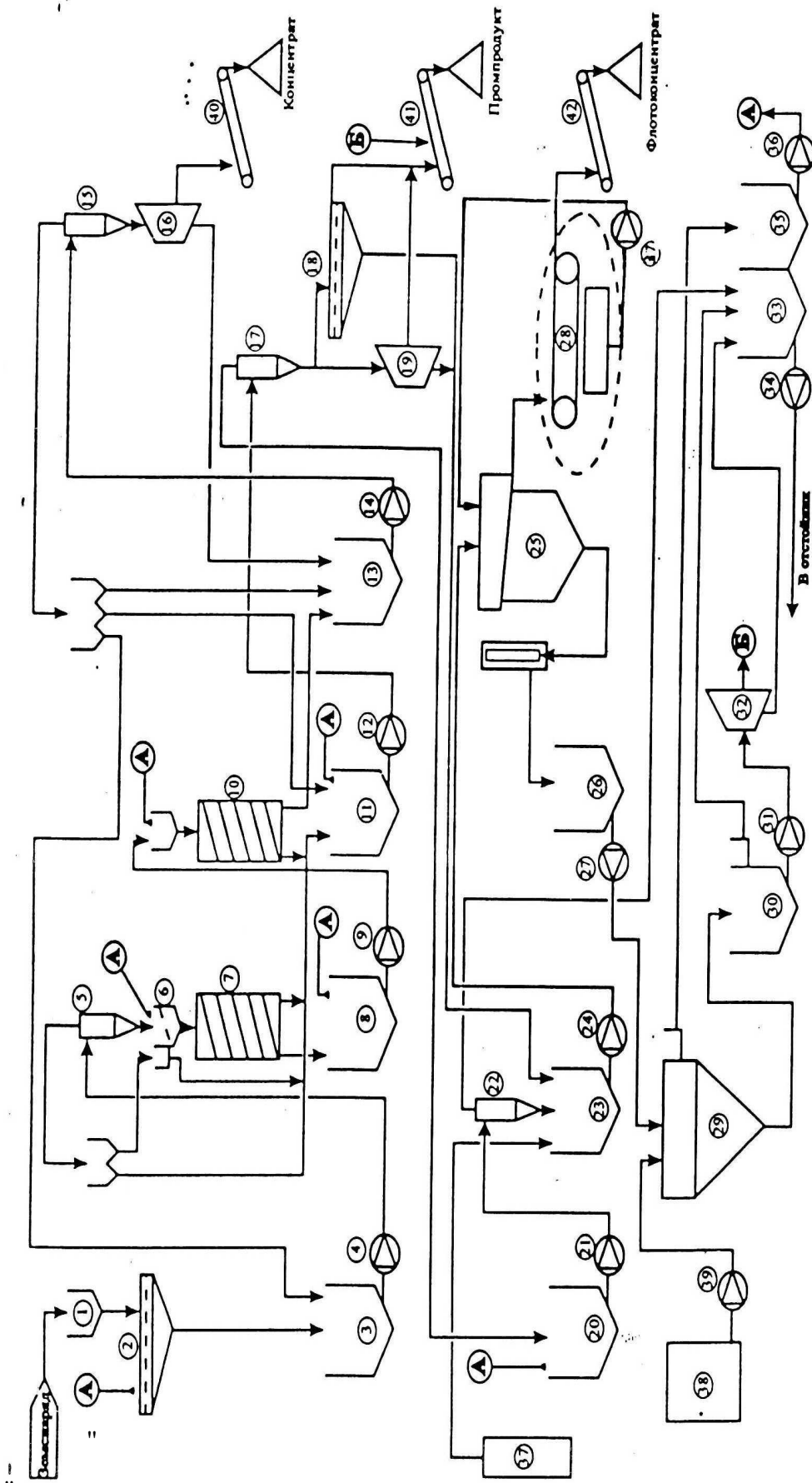


Рисунок 9.15. Технологическая схема обогатительной установки шламовых продуктов, которые находятся в

иллонакопителе ЦОФ «Свердловская»:

- 1 – приемный бак; аппарат для удаления посторонних предметов; 3, 8, 11, 13, 20, 23, 26, 30, 33, 35 – зумпф; 4, 9, 12, 14, 21, 24, 27, 31, 34, 36, 37 – шламовый насос; 5 – гидроциклон ГЦ-400; 6 – дуговое сито; 7, 10 – батарея винтовых сепараторов; 15 – ступенчатый гидроциклон ГЦ-400;

- 16, 19 – центрифуга ЦФШНГ-1,00ВМ; 17 – батарея гидроциклонов ГЦ-250; 18 – обезвоживающий грохот; 22 – багара гидротранспортов ГТТ-150.

- сгущение жидких отходов;
- обезвоживание жидких отходов.

Работа обогатительной установки осуществляется следующим образом.

Подготовка водоугольной суспензии осуществляется земснарядом, насос которого перекачивает ее в бак (поз. 1). Из бака пульпа поступает на грохот с размером отверстий 3 мм (поз. 2) для отделения посторонних предметов. Подситный продукт крупностью 0-3 мм следует в зумпф № 1 (поз. 3).

Обогащение шлама происходит в две стадии:

- отделение промпродукта в I стадии;
- получение концентрата в II стадии.

Шламовым насосом № 1 (поз. 4) пульпа направляется на два классификационных гидроциклона ГЦ-400 (поз. 5), сгущенный продукт которых следует на дуговое сито с размером отверстий 3 мм (поз. 6) для контроля крупности твердого материала по 3 мм. Подситный продукт дугового сита поступает на I стадию обогащения батареи винтовых сепараторов (поз. 7), которая состоит из двух сепараторов диаметром 1000 мм

На сепараторах пульпа распределяется на две фракции: промпродукт и концентрат. Промпродукт следует в зумпф № 3 (поз. 11), куда также поступает слив классификационных гидроциклонов (поз. 5) и слив сгустительного гидроциклона ГЦ-400 (поз. 15).

Концентрат сепараторов I стадии следует в зумпф № 2 (поз. 8), а затем шламовым насосом (поз. 2) подается на II стадию обогащения - батарею винтовых сепараторов (поз. 10), которая состоит из четырех сепараторов. Тяжелая фракция из II стадии обогащения (представляющая собой промпродукт) следует в зумпф (поз. 11), откуда шламовым насосом № 3 (поз. 2) подается на восемь сгущающих гидроциклонов ГЦ-250 (поз. 17).

Сгущенный продукт этих циклонов подается на обезвоживание на центрифугу ЦфШнГ-1,00ВМ (поз. 19) и на грохот (поз. 18) с размером отверстий 0,2 мм

Осадок центрифуги и надситный продукт грохота соединяются и ленточным конвейером (поз. 41) подаются на загрузку.

Концентрат II стадии обогащения следует в зумпф № 4 (поз. 13), куда также поступает слив сгущающих гидроциклонов ГЦ-400 (поз. 15) и фугат шламовой центрифуги ЦфШнГ-1,00ВМ (поз. 16), и дальше в гидроциклоны ГЦ-400 (поз.15). Сгущенный продукт гидроциклонов ГЦ-400 (поз. 15) следует в центрифуги ЦфШнГ-1,00ВМ (поз. 16), осадок которой ленточным конвейером (поз. 40) транспортируется на погрузку, как товарный продукт.

Слив из батареи гидроциклонов ГЦ-250 (поз. 17) направляется в зумпф № 5 для сбора отходов обогащения (поз. 20), а затем насосом № 5 (поз. 21) подается на 14 сгущающих гидроциклонов ГЦ-150 (поз. 22).

Слив этих циклонов следует в зумпф № 7 (поз. 33) для сбора отходов обогащения, а сгущенный продукт и подситный продукт обезвоживающего грохота (поз. 78) с фугатом центрифуги (поз. 19) поступают в зумпф (поз. 23), откуда шламовым насосом (поз. 24) суспензия направляется в пневматическую флотомашину (поз. 25), в которую подается реагент монтанол.

Флотоконцентрат крупностью 0-0,2 мм обезвоживается на ленточном вакуум-фильтре (поз. 28) и по конвейеру (поз. 42) отправляется для смешивания перед отгрузкой с концентратом II стадии обогащения на винтовых сепараторах.

Отходы флотации следуют в зумпф (поз. 26) и шламовым насосом (поз. 27) подаются на сгущение в два сгустителя С-10 (поз. 29), куда также добавляется раствор флокулянтов из установки по приготовлению флокулянтов (поз. 38).

Слив сгустителей С-10 направляется в зумпф № 8 (поз. 35) для сбора осветленной воды, которая шламовым насосом № 8 (поз. 36) подается на грохот (поз. 2) для улучшения классификации исходных шламов из илонакопителя.

Сгущенный продукт С-10 следует в зумпф № 6 (поз. 30), а затем шламовым насосом (поз. 31) подается на обезвоживание в осадительную центрифугу ОГШ-461л-01 (поз. 32). Осадок центрифуги добавляется в флотоконцентрат, а фугат следует в зумпф № 7 (поз. 33) - для сбора отходов обогащения, которые шламовым насосом № 7 (поз. 34) возвращаются в илонакопитель.

Нагрузка на установку составляет 300 м³/ч или 120 т/ч.

Баланс продуктов установки приведен в табл. 9.45

Таблица 9.45

Баланс продуктов

Наименование продукта	Показатели качества		Выход, %	Выпуск, т/час
	Зольность, %	Содержание общей влаги рабочего состояния топлива, %		
Исходная пульпа	51,2		100,0	
Концентрат винтовых сепараторов	21,6	17,3	16,7	20
Флотоконцентрат	7,9	21,5	8,3	10
Итого концентрат	17,1	18,7	25,0	30
Отходы	62,6		75,0	

Из анализа табл. 9.45 следует, что выход концентрата после обогащения в винтовых сепараторах составляет 16,7% с зольностью 21,6% и влагой 17,3%. Выпуск этого концентрата равняется 20 т/час.

Выход флотоконцентрата 8,3% с зольностью 7,9% и влагой 21,5. Выпуск флотоконцентрата - 10 т/час.

Из табл. 9.45 видно, что выход общего концентрата составляет 25% с зольностью 17,1%, выход отходов 75,0% с зольностью 62,6%.

Повышение зольности отходов составляет 11,4%.

Таким образом, возможно сделать следующие выводы:

1. Нагрузка на установку составляет 300 м³/час по пульпе или 120 т/час по твердому.
2. Применение обогатительных процессов при переработке шламовых отходов позволяет получать концентрат менее 20%.
3. Выход концентрата равняется 25%, но 75% твердого возвращается в илонакопитель.
4. Увеличение зольности шламовых отходов составляет 11,4%.

5. Внедренная технология является неудовлетворительной с точки зрения прекращения работы илонакопителя и возвращения его площади в сельское хозяйство.

Обогащительная установка переработки шламовых отходов илонакопителя ЦОФ «Дзержинская» [275]

С 2003 года на илонакопителе № 2 работала обогащительная установка, технологическая схема которой приведена на рис. 9.16.

Осадок илонакопителя с помощью земснаряда фирмы DE GROOT NIJKERK поз. 00.0, переводится в пульпообразное состояние. Через всасывающий наконечник земснаряда водоугольная суспензия поступает в землесос С2 150-DOP 1815, с помощью которого по пульпопроводу транспортируется в приемную лейку скруббера поз.1.0, в котором происходит очистка водоугольной суспензии от органической массы и посторонних предметов. Скруббер оснащен бутарою поз.1.1 с отверстиями рабочей поверхности 3-8 мм, надситный продукт которой представляет собой органическую массу и посторонние предметы, а подситный - водоугольную суспензию с содержанием твердого 230- 250 г/л.

Органическая масса и посторонние предметы периодически вывозятся на складирование, подситный продукт бутары аккумулируется в сборнике пульпы поз.3.0, куда добавляется техническая вода для разбавления суспензия до содержания твердого 200-220 г/л. Из сборника пульпы суспензия крупностью 0-3 мм насосом Warman 8/6, E-ANE поз. 5.0 подается на гидроциклоны ГЦ-500 поз. 6.0 для классификации по крупности 0,15 мм.

Сгущенный продукт гидроциклона ГЦ-500 крупностью 0,15-3,0 мм поступает на дуговое шпальтовое сито поз. 6.2, оборудованное соплами для промывания надситного продукта. Надситный продукт дугового сита поступает в зумпф надситного продукта, откуда насосами Warman 6/4, D-ANE поз. 10.0 подается на 1 стадию обогащения на винтовые сепараторы модели 6GPX/2 позы. 11.0. Сливной продукт гидроциклонов ГЦ-500 и подситный продукт дуговых сит поступают в емкость поз. 17.0, откуда насосами Warman 8/6, E-ANE поз. 19.0 подаются в гидроциклоны ГЦ-80 поз. 20.0.

Концентрат 1 стадии МВС (мокрая винтовая сепарация) поступает в зумпф поз.36.1, откуда насосами Warman 6/4, D-ANE поз. 36.3 подается на сгущение в гидроциклон ГЦ-250 поз. 36.4. Сгущенный продукт ГЦ-250 после промывания и сброса воды на дуговых ситах поз. 36.8 поступает на обезвоживание в центрифугу ЦфШнГ-1.00ВМ поз. 36.6. Осадок центрифуги поступает на ленточный конвейер ЛК-600 поз. 37.0 и дальше на складирование.

Промпродукт 1 стадии МВС поступает в зумпф поз. 12.0, откуда насосом Warman 4/3, 3-ane поз. 15.0 подается на переобогащение на II стадию МВС на винтовые сепараторы GPX/2 модели 4GPX/2. Концентрат II стадии МВС поступает в бак концентрата поз. 33.0, откуда насосами Warman 4/3, 3-ane поз. 35.0 направляется на сгущение в гидроциклоны ГЦ-250 поз. 36.7. Сгущенный продукт ГЦ-250 поз. 36.7 после промывания и сброса воды на дуговых ситах поз. 36.9 поступает на обезвоживание на инерционный грохот UG 1,2-4,0/WSED поз. 36.5, надситный продукт которого с помощью ленточного конвейера ЛК-600 поз. 36.10 направляется на складирование на породный отвал ЦОФ «Дзержинская».

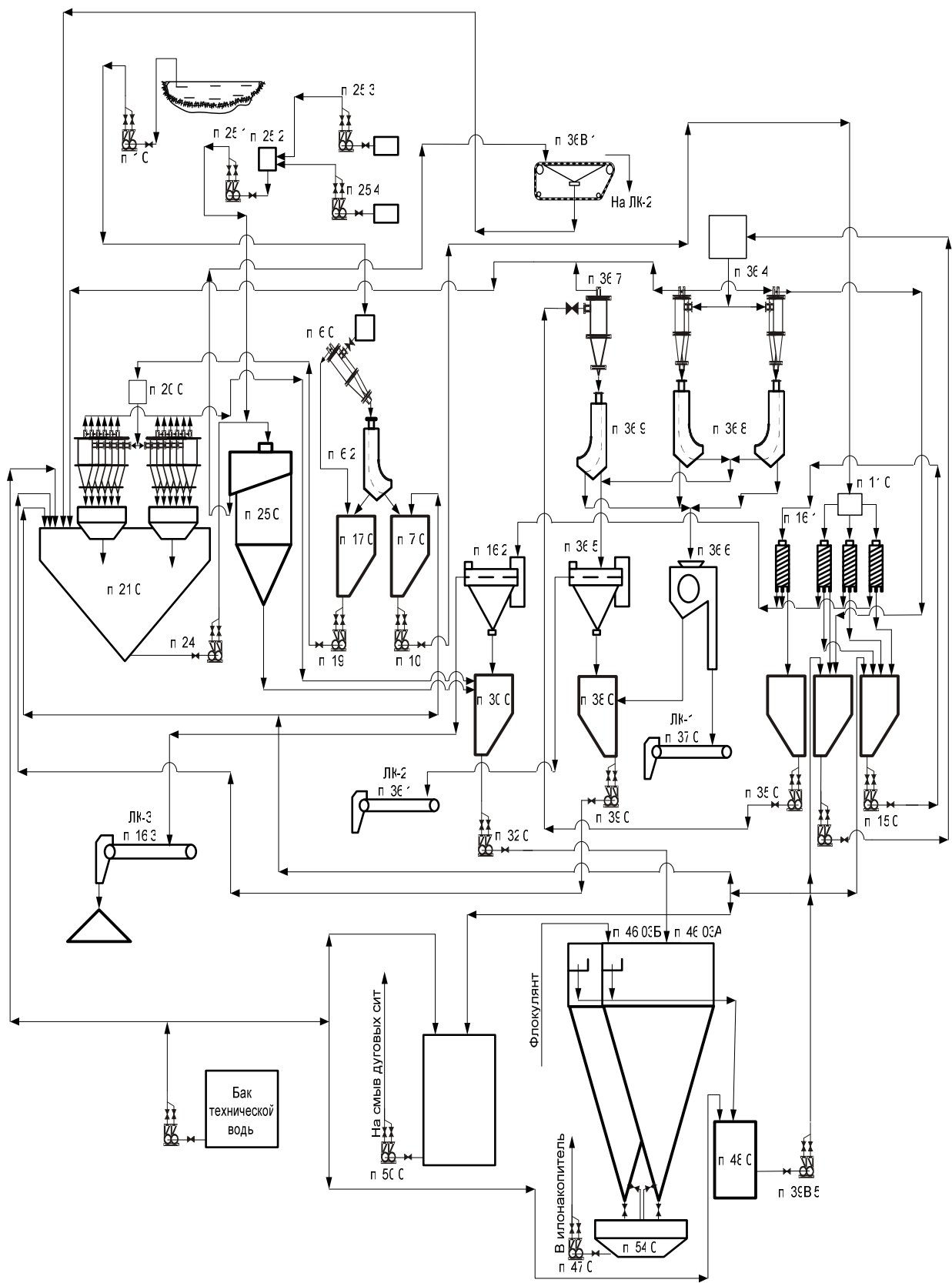


Рис. 9.16. Принципиальная схема обработки жидких отходов на ЦОФ «Дзержинская»

Отходы МВС I стадии, промпродукт и отходы МВС II стадии поступают на обезвоживание на инерционный грохот UG 1,2-4,0/WSED поз. 16.2, надситный продукт которого с помощью ленточного конвейера ЛК-600 поз. 16.3 поступает на складирование, с последующим вывозом автотранспортом.

Подситный продукт дуговых сит поз. 36.8 и 36.9 вместе с подситным продуктом концентратного грохота поз. 36.5 аккумулируется в зумпфе поз. 38.0, откуда насосами поз. 39.0 подается в зумпф поз. 21.0.

Слив гидроциклонов ГЦ-250 поз. 36.4 и 36.7 самотеком поступает в зумпф поз. 21.0.

В гидроциклонах ГЦ-80 поз. 20.0 происходит классификация суспензии по крупности 0,025 мм. Сливной продукт крупностью - 0,025 мм и подситный продукт породного грохота поз.16.2 поступают в зумпф отходов поз. 30.0, откуда насосами Warman 2/6, E-ane поз. 32.0А и 32.0У подаются в цилиндрикоконические сгустители ЦКС поз. 46.0А и 46.0У.

Сгущенный продукт гидроциклонов ГЦ-80 крупностью +0,025 мм поступает в зумпф поз. 21.0, где смешивается со сливными продуктами гидроциклонов ГЦ-250 поз.36.4 и поз. 36.7, фильтратом ленточного вакуум-фильтра и продуктом промывания фильтровальной ленты. Из зумпфа поз. 21.0 суспензия насосом Warman 8/6, E-ane поз. 24.0 подается в пневматическую флотомашину КН тип К-FV50NS поз. 25.0. Подача флотореагентов в флотомашину осуществляется дозатором реагентов поз. 25.1.

Флотоконцентрат самотеком поступает на обезвоживание на ленточный вакуум-фильтр Rannevis CDV 1,8x14.00 поз. 36.У1, а флотоотходы направляются в зумпф отходов поз. 30.0. Осадок ленточного вакуум-фильтра попадает на ленточный конвейер ЛК-600 поз. 36.10, фильтрат и продукт промывания фильтровальной ленты возвращается в зумпф поз. 21.0. Из зумпфа отходов поз.30.0 насосом Warman 8/6, E-ANE поз. 32.0А и поз. 32.0Б отходы двумя потоками подаются в цилиндрикоконические сгустители ЦКС поз. 46.0А и поз. 46.0В. Сгущение в ЦКС происходит с помощью флокулянтов. Сгущенный продукт ЦКС поступает в бак поз. 54.0, откуда насосами Warman 6/4, D-ANE поз. 47.0 перекачивается в илонакопитель. Слив ЦКС направляется в бак поз. 48.0, откуда меньшая часть слива насосом KSB поз. 39.У5 подается на промывание фильтровальной сетки, а большая часть - насосом Sterling поз. 49.0 в разные точки технологической схемы для разбавления обрабатываемых продуктов (в баки, поз. 12.0, поз. 36.1, насоса поз. 50.0, поз. 7.0, поз. 21.0).

Техническая вода из илонакопителя подается в зумпф поз. 21.0 в баки насосов поз. 50.0 и поз. 51.0 и в бак поз. 48.0 сливного продукта ЦКС. Вода из бака насоса поз. 50.0 подается на брызгала дуговых сит поз. 36.8. поз. 36.9 и поз. 6.2. Вода, поступающая в бак насоса поз. 51.0, направляется на вакуум-насос поз. 36.У3 и на ленточный вакуум-фильтр поз. 36.У1 для регенерации фильтровальной ленты.

Из анализа рис. 9.16 следует, что технологическая схема установки состоит из следующих операций:

- подготовка водоугольной суспензии;
- сгущение водоугольной суспензии;
- подготовка машинных классов;
- обогащение машинного класса +0,35 мм на винтовых сепараторах в две стадии;
- обезвоживание отходов винтовых сепараторов;
- сгущение концентрата винтовых сепараторов;
- обезвоживание концентрата винтовых сепараторов в две стадии;
- сгущение машинного класса -0,35 мм;

- обогащение класса -0,35 мм методом флотации;
- обезвоживание флотоконцентрата на ленточном вакуум-фильтре;
- сгущение жидких отходов в сгустителе;
- складирование тонких жидких отходов в илонакопителе.

Нагрузка на обогатительную установку определяется по производительности насоса, который подает водоугольную суспензию на гидроциклоны ГЦ-500.

Баланс продуктов обогащения приведен в табл. 9.46

Расчет выполнялся на основе данных комплексного испытания технологической схемы ОУ, в проведенном 04.11.2003 г. при нагрузке на установку 95,8 т/час (по сухому весу) или 420,2 м³/час (по суспензии) с содержанием твердого 228 г/л. Зольность исходного шлама составляла 63,8 %.

Таблица 9.46

Баланс продуктов обогащения обогатительной установки

Наименование продукта	Показатели			
	Нагрузка Q, т/час	Выход γ, %	Зольность A ^d , %	Влажность W, %
Концентрат после обработки I стадии МВС	12,4	12,9	35,2	12,3
Концентрат после обработки II стадии МВС	0,3	0,3	40,1	35,2
Флотоконцентрат	6,2	6,5	15,1	21,0
Итого концентрата	18,9	19,7	28,7	15,5
Отходы:				
обезвоженные	17,3	18,1	78,07	37,5
Осадок илонакопителя	59,6	62,2	70,75	40,0
Итого отходов	76,9	80,3	72,4	39,4
Всего	95,8	100,0	63,8	-

Из табл. 9.46 следует, что при зольности исходного илистого шлама 61,3 % выход энергетического концентрата составил 19,7 % с зольностью 28,7 % и влажностью 15,5 %.

Технологическая схема позволяет получать энергетический концентрат с зольностью менее 30%. Увеличение зольности отходов находится на уровне 8,6%, при этом зольность отходов увеличилась с 63,8 до 72,4%.

Обогатительная установка переработки шламовых отходов ОФ шахты «Пионер» [279]

С 2003 года на илонакопителе № 2 работала обогатительная установка, технологическая схема которой приведена на рис. 9.17

Органическая масса и посторонние предметы периодически вывозятся на складирование, подситный продукт бутары аккумулируется в сборнике пульпы поз.3.0, куда добавляется техническая вода для разбавления суспензии к содержанию твердому 200-220 г/л. Из сборника пульпы суспензия крупностью 0-3 мм насосом Warman 8/6, E-ANE поз.5.0 подается на гидроциклоны ГЦ-500 поз. 6.0 для классификации по крупности 0,15 мм

Сгущенный продукт гидроциклона ГЦ-500 крупностью 0,15-3,0 мм поступает на дуговое шпальтовое сито поз. 6.2, оборудованное соплами для промывания надситного продукта. Надситный продукт дугового сита поступает в зумпф 7.0 надситного продукта, откуда насосами Warman 6/4, D-ANE поз.10.0 подается на грохот UG 1,2-4,0/WSED поз. 36.5, надситный продукт которого с помощью ленточного конвейера ЛК-600 поз. 36.10 направляется на складирование. Сливной продукт гидроциклонов ГЦ-500 и подситный продукт дуговых сит поступают в емкость поз. 17.0, откуда насосами Warman 8/6, E-ANE поз. 19.0 подаются в гидроциклоны ГЦ-80 поз. 20.0.

В гидроциклонах ГЦ-80 поз.20.0 происходит классификация суспензии по крупности 0,025 мм Сливной продукт крупностью -0,025 мм поступает в зумпф поз. 12.0, откуда насосами Warman 2/6, E-ane поз. 15.0А и 15.0У подаются в цилиндрико-конические сгустители ЦКС поз.46.0А и 46.0У.

Сгущенный продукт гидроциклонов ГЦ-80 крупностью +0,025 мм обезвоживается на дуговом сите поз. 36.8 и центрифуге ЦфШнГ-1.00ВМ. Осадок центрифуги поступает на ленточный конвейер ЛК-600 поз. 37.0 и дальше на складирование. Подситный продукт дуговых сит поз.36.8 и фугат поступают в емкость поз. 17.0.

Сгущение в ЦКС происходит с помощью флокулянтов. Сгущенный продукт ЦКС поступает в бак поз.54.0, откуда насосами Warman 6/4, D-ANE поз.47.0 перекачивается в илонакопитель. Слив ЦКС направляется в бак поз.48.0, откуда насосами Sterling поз. 49.0 подается в разные точки технологической схемы для разбавления обрабатываемых продуктов (в баки поз. 12.0, поз. 36.1; к насосам поз. 50.0, поз. 7.0, поз. 21.0).

Техническая вода из илонакопителя подается в зумпф поз. 21.0 в баки насосов поз.50.0 и в бак поз.48.0 сливного продукта ЦКС. Вода из бака насоса поз.50.0 подается на брызгала дуговых сит поз. 36.8. поз. 36.9 и поз. 6.2.

Из анализа рис. 9.17 следует, что технологическая схема установки имеет следующие технологические процессы:

- подготовка водоугольной суспензии;
- классификация угольной суспензии с обезвоживанием надситного продукта крупностью +3 мм;
- сгущение класса -3 мм;
- обезвоживание сгущенного продукта в две стадии;
- классификация подситных продуктов по крупности 0,025 мм;
- обезвоживание продукта крупностью +0,025 мм в две стадии;
- сгущение продукта -0,025 мм;
- складирование продукта - 0,025 мм в илонакопителе.

Баланс продуктов обогащения установки приведен в табл. 9.47.

Баланс продуктов обогащения обогатительной установки

Наименование продукта	Показатели			
	Нагрузка Q , т/час	Выход γ , %	Зольность A^d , %	Влажность W , %
Концентрат с грохота	36,2	24,8	20,8	25
Концентрат с центрифуги	19,1	12,8	43,1	18
Итого концентрата	55,3	37,6	28,5	22,6
Отходы	94,7	62,4	73,7	
Всего	150,0	100,0	56,7	

Из анализа данных табл. 9.47 возможно сделать следующие выводы:

- при зольности исходного продукта 56,7% выход концентрата составляет 37,6% с зольностью 28,5%. Зольность концентрата более 23%, поэтому требуется его обогащение;

- увеличение зольности отходов составляет 17% с 56,7 до 73,7%, что является удовлетворительным;

- в илонакопитель возвращается 62,4% исходного сырья, крупность которого значительно уменьшилась.

Таким образом, применение только классификационного оборудования не позволяет получать энергетический концентрат нужного качества.

Обогатительная установка переработки шламовых отходов илонакопителя ЦОФ «Червоноградская» [279]

Технологическая схема содержит в себе 2 части: та, которая размывает и подает, и обогатительная часть (рис. 9.48).

Подготовка пульпы из твердой части илонакопителя осуществляется с помощью подвижной станции, вода для подготовки пульпы в необходимом количестве подается из действующего илонакопителя № 2 и частично из илонакопителя № 1. Подготовленная пульпа, с содержанием твердого не более 200 кг/м³, стационарными насосами по стальному трубопроводу длиной около 4 км подается в шламовые бассейны № 3 № 4, или радиальный сгуститель, поз. 13-51-II. В эти бассейны подается также часть сгущенного продукта радиальных сгустителей отходов № 3, № 4.

Слив шламовых бассейнов, практически без содержания твердого, подается в бак технической воды; а основной продукт (до 80%) в виде пульпы с содержанием твердого до 160 кг/м³ подается для контрольной классификации на грохоты ГСМх-8х1, поз. 15 (2 шт.), а часть основного продукта что осталась (около 20%) направляется на сгущение в батарею гидроциклонов ГЦР-500, в количестве 2 шт.

Контрольная классификация на грохотах ГСМх-8х1 осуществляется по граничной крупности 3 мм с целью выделения в надситный продукт низкозольной кондиционной части исходной суспензии, при этом выделенный надситный продукт направляется на термосушку, а подситный аккумулируется в накопительной емкости.

Сгущений продукт гидроциклонов ГЦ-250 аккумулируется в шламовых баках № I, № II, а остатки передаются в зумпф тонких отходов.

Слив гидроциклонов ГЦ-380 «KREBS» поступает в зумпф тонких отходов и дальше в илонакопитель № 1, а сгущений продукт гидроциклонов, разбавленный технической водой до содержания твердого не более 360 кг/м³, подается на обогащение в блок винтовых сепараторов типа «Duplex» фирмы «KREBS», поз. 4 (30 шт.).

Отходы винтовых сепараторов поступают в зумпф флотохвостов и дальше в илонакопитель, а концентрат делителем разделяется на три потока: первый поток (небольшая часть) аккумулируется в шламовых баках № I и № II; второй поток направляется на сгущение в АКП; третий поток подается на обезвоживание в центрифугу «BIRD», поз. 6.3 (1 шт.).

Вторая часть исходной шламовой суспензии поступает на сгущение в гидроциклоны ГЦР-500, сгущений продукт гидроциклонов поступает в АКП, а сливной пере дается в радиальные сгустители отходов № 3 и № 4.

Перелив АКП аккумулируется в шламовой емкости вместе с подситным продуктом грохотов ГСМх-8х1, а сгущений продукт АКП двумя потоками в соотношении 2/3 и 1/3 подается на обезвоживание, соответственно, на ленточный фильтр-пресс «Parnaby», поз. 645-I (1 шт.) и ленточные фильтр-прессы ЛМН-10-1,5-1М, поз. 6.1, 6.2 (2 шт.).

Осадок ленточных фильтр-прессов «Parnaby» и ЛМН-10-1,5-1М, вместе с осадком центрифуги «BIRD» и надситным продуктом грохота ГСМх-8х1 направляется на термосушку; фильтрат ленточных фильтр-прессов ЛМН-10-1,5-1М попадает в шламовые бассейны № 1 № 2; фильтрат ленточного фильтр-пресса «Parnaby» - в радиальные сгустители отходов № 3 № 4, а фильтрат и фугат центрифуги «BIRD» аккумулируется в шламовых баках № I и № II.

Перелив шламовых баков № I и № II поступает в шламовые бассейны № 1, № 2, а основной продукт насосами фирмы «Warman» подается на сгущение в батарею гидроциклонов ГЦ-250, фирмы «Warman» (6 шт.), сгущенный продукт гидроциклонов поступает в АКП, а сливной продукт гидроциклонов поступает в радиальные сгустители отходов, поз. 1396-I, II.

Сгущений продукт радиальных сгустителей отходов № 3, № 4 разделяется на два потока: один поток аккумулируется вместе с исходной шламовой суспензией в шламовых бассейнах № 3, № 4; а второй поток направляется в зумпф флотохвостов и дальше в илонакопители № 1 и № 2. Слив радиальных сгустителей отходов возвращается в оборот.

Твердая часть жидких отходов оседает и накапливается в илонакопителях, а осветленная вода возвращается в систему: часть в бак технической воды, а вторая часть на размыв продукта илонакопителя № 2 и подготовку исходной водно-шламовой суспензии, которая направляется на обработку по вышеуказанной технологии.

Нагрузки на обогатительную установку определяются по производительности насоса, который подает водоугольную суспензию на грохот ГСМх-8х1.

Из анализа рис. 9.18 следует, что технологическая схема установки состоит из следующих технологических операций:

- подготовка водоугольной суспензии;
- классификация угольной суспензии по крупности 3 мм на грохоте ГСМх-8х1 с обезвоживанием надситного продукта или в гидроциклонах ГЦР-500;

- классификация надситного продукта в гидроциклонах ГЦ-250 в две стадии, или в гидроциклонах ГЦ-380 «Кребс»;
 - обогащение сгущенного продукта гидроциклонов ГЦ-380 «Кребс» методом мокрой винтовой сепарации с получением двух продуктов: концентрата и отходов;
 - обезвоживание сгущенных продуктов гидроциклонов и концентрата винтовых сепараторов на ленточных фильтр-прессах;
 - сгущение отходов в радиальных сгустителях;
 - складирование жидких отходов в илонакопителе.
- Баланс продуктов обогатительной установки приведен в табл. 9.48.

Таблица 9.48

**Баланс продуктов переработки отходов обогащения илонакопителя № 2
ЦОФ «Червоноградска»**

№ п/п	Наименование продуктов	Показатели				
		Нагрузка Q , т/час	Выход к рядовому уголю γ , %	Зольность A^d , %	Содержание твердого, кг/м ³	Общая влага W_t^r , %
1	Исходный (разреженный осадок илоникопителя № 2)	100,0	100,0	52,4	143,0	30,0
2	Концентрат	28,3	28,3	28,8		
3	Отходы переработки:					
3.1	Отходы винтовых сепараторов	22,7	22,7	65,0	419,0	
3.2	Слив гидроциклонов ГЦ-315	48,3	48,3	60,1	85,0	
3.3	Фильтрат ленточных фильтр-прессов	0,7	0,7	60,9	15,0	
	Итого отходов	71,7	71,7	61,7	190,0	

Анализ данных табл. 9.48 дает возможность сделать следующие выводы:

- при зольности отходов 52,5% выход концентрата составляет 28,3% с зольностью 28,8%, что является неудовлетворительным;
- увеличение зольности отходов составляет 9,3% с 52,4 до 61,7%, что тоже является неудовлетворительным;
- в илоникопитель возвращается 71,7% отходов значительно меньшей крупности;
- работа установки без илоникопителя не возможна.

Обогатительные установки переработки шламовых отходов корпорации «Радон» [279]

На сегодняшний день в составе предприятий корпорации «Радон» четыре установки, три из которых обогащают шламы-отходы углеобогащения, а одна работает в цикле фабрики (ЦОФ «Калининская»), обогащающей мелкий рядовой уголь четырьмя машинными классами.

Установки по обогащению шламов работают:

- на ЦОФ «Калининская» (переработка материала илонакопителей ЦОФ «Калининская»);
- на территории прежней ЦОФ «Суходольская» (переработка материала действующего объединенного илоникопителя ГОФ «Самсоновская», ЦОФ «Суходольская», ЦОФ «Дуванская»);
- в составе ЗАО «Радонкокс», со статусом цеха обогащения шламов (переработка материала илонакопителей ОАО «Макеевский коксохимический завод»).

При проектировании обогатительных установок и цехов и при расчете экономической целесообразности переработки угольных шламов исходили из возможного использования двух технологических схем: полной и сокращенной.

1. Состав полной технологической схемы:

- поднятие материала из илонакопителя;
- классификация его на классы крупности (0,075-3,0 мм и менее 0,075 мм или 0,100-3,0 и менее 0,100 мм) с последующим обогащением машинных классов более 0,1(0,075) мм гравитационным способом, а класса крупности менее 0,075(0,100) мм – пенной флотацией;
- обезвоживание зернистых концентратов обогащения на высокочастотных грохотах и флотационного концентрата в шнековых осадительных центрифугах;
- обезвоживание отходов обогащения на ленточных фильтр-прессах.

При обогащении планировалось получать концентрат для коксования и продукт для энергетической промышленности (промпродукт или энергетический концентрат).

2. Сокращенная технологическая схема включает:

- поднятие материала из илоникопителя;
- классификацию его на классы крупности (0,075-3,0 мм и менее 0,075 мм или 0,100-3,0 и менее 0,100 мм) с последующим обогащением гравитационным способом;
- обезвоживание продуктов обогащения на высокочастотных грохотах;
- выделение в отходы продуктов крупностью менее 0,075 (0,100) мм вместе с отходами гравитационного обогащения;
- складирование отходов в илоникопителе с последующим их использованием как высокозольное топливо для электростанций.

Отдано предпочтение сокращенной схеме, как наиболее рентабельной. Использование флотации и оборудования для обезвоживания флотоконцентрата и отходов значительно увеличивает стоимость проекта, делает его убыточным.

Разработка илонакопителей производится как мокрым способом - с использованием земснаряда и транспортировкой материала пульпой по трубопроводам на расстоянии до 5 км (ЦОФ «Суходольская», «Калининская»), так и сухим - с выемкой материала экскаваторами и транспортировкой к отделению обогащения. Приготовление пульпы выполняется в скруббер-бутаре или гидроразмывом в специально спроектированных отделениях пульпоподготовки.

На всех обогатительных установках корпорации «Радон» используется технологическая схема, которая включает классификацию и гравитационное обогащение. Обогащение материала происходит в водной среде. Классификация материала выполняется на высокочастотных грохотах и в гидроциклонах (диаметр гидроциклонов - 350 и 165 мм) с последующим гравитационным обогащением угольных шламов на винтовых сепараторах, которые имеют 4-витковые угольные спирали диаметром 1 м. Все установки оборудуются насосным, классификационным и обогатительным обо-

рудованием производства компаний ЮАР (насосное - компании Warman Africa, гравитационное обогатительное и грохоты производства компании Multotek).

Поскольку все установки по обогащению шламов смонтированы при обогатительных фабриках (ЦОФ «Калининская», ЦОФ «Суходольская» и углефабриках ОАО «Макеевский КХЗ»), которые обогащают коксующийся уголь, были проведены исследования с целью определения качественных характеристик продуктов обогащения, полученных при переработке материала илонакопителей с последующим использованием их в составе шихты для коксования. Эти исследования выполнены специалистами корпорации «Радон» с привлечением донецких углеобогатителей и специалистов научно-исследовательских институтов (УХИН и Укрнииуглеобогащение).

Характеристики полученных концентратов дали возможность отнести их в соответствии с марками:

«ОС» - для обогатительной установки ЦОФ «Калининская»;

«Ж» - для обогатительной установки ЦОФ «Суходольская».

Концентрат цеха обогащения шламов ЗАО «Радонкокс» был отнесен к шихте угля марок Г, Ж, К, ОС с выходом летучих веществ 30,6% и толщиной пластичного слоя $\gamma = 10$ мм.

Концентраты обогатительных установок отличаются от аналогичных концентратов, полученных при обогащении рядового угля, размером частиц, соответственно, более развитой поверхностью и присутствием значительного количества частиц менее 0,5 мм.

Осадок илонакопителей - это сложный конгломерат, который состоит из небольшого количества угольных частиц, окруженных породными (глинистыми) частицами.

Удовлетворительное обесшламливание или классификация возможны только в условиях приготовления качественной пульпы, в которой произошла полная диспергация материала. В силу длительного контакта с водой осуществляется размокание глинистых породных частиц, которые содержатся в илонакопителе, образовывание стойких связей между ними и частицами угля на основе соединений окислов кремния и алюминия. Это влияет на эффективность ситовой классификации и последующего гравитационного обогащения, а в конце-концов - на качество продуктов обогащения.

Из опыта работы по переобогащению отходов флотации сделаны такие выводы:

1. Гравитационное обогащение позволяет переделывать только часть материала, который находится в илониокопителе, с размером частиц более 0,075 мм (как правило, от 1/3 до 1/2), остальная часть материала, которая находится в сливах гидроциклонов, может быть профильтрована. Такая схема испытана лабораторно и реализована на углеобогатительной установке ЦОФ «Калининская», где часть потока сливов гидроциклонов подается в отделение флотации фабрики.

2. При переработке материала из илонакопителей продукты обогащения хранят основные характеристики угля, которые образуют эти отходы, что позволяет получить пригодные для коксования продукты обогащения и отнести их к определенным маркам угля согласно ДСТУ 3472-96.

3. Концентраты по гранулометрическому составу отличаются от концентратов для коксования, которые получают при обогащении рядового угля.

4. Свойства концентратов зависят от способа разработки илонакопителя.

5. Добавка в шихту для коксования до 10% концентратов, полученных при обогащении шламов, не ухудшает свойства кокса Кд2, который выпускается по ТУ В 3 22-00190443-14-96.

На рис. 9.19 приведена технологическая схема обогатительной установки на ЦОФ «Калининская».

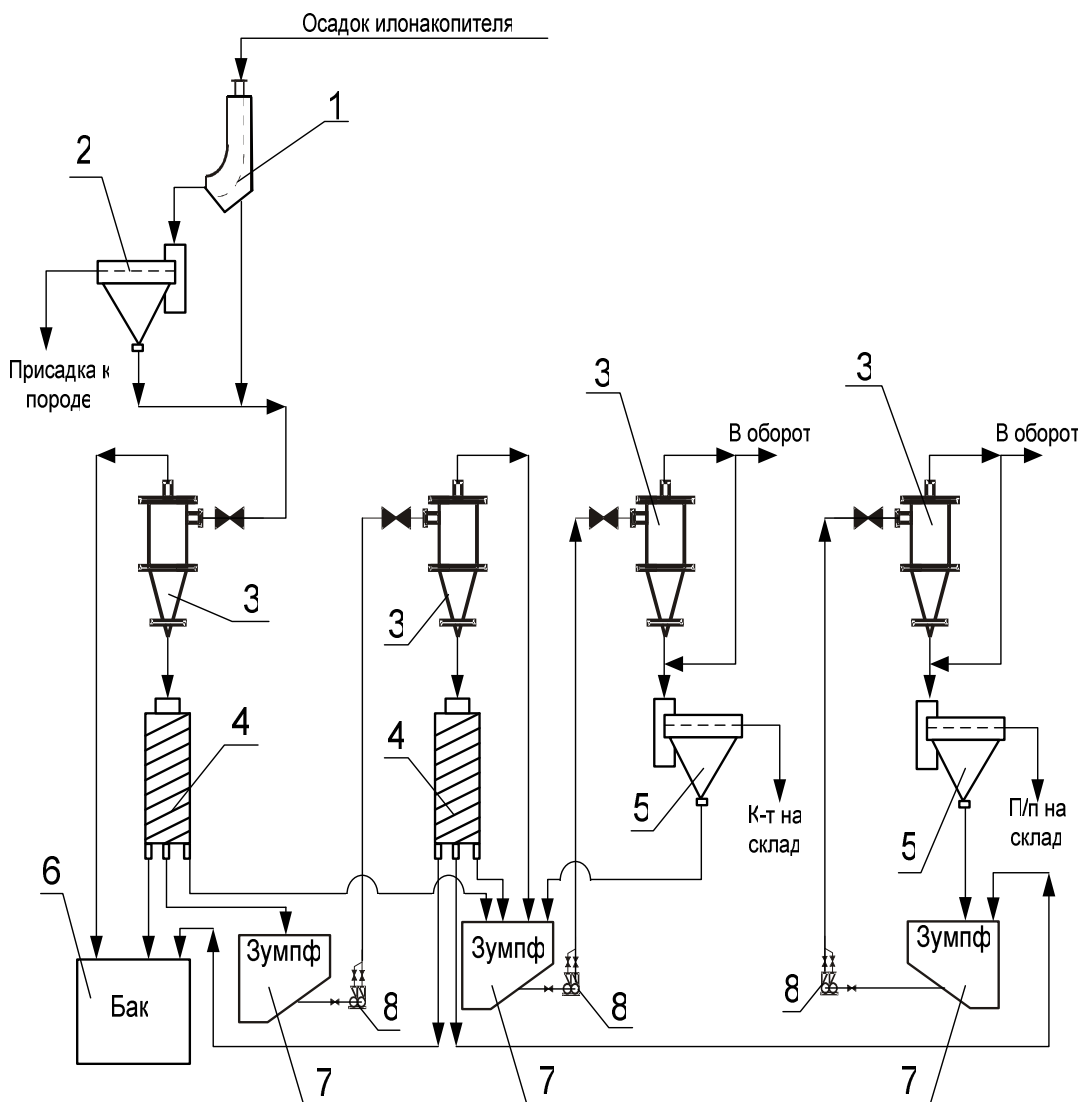


Рис. 9.19. Схема обработки жидких отходов углеобогащения на ЦОФ «Калининская»:

- 1- дуговое сито; 2 - грохот; 3 - гидроциклон; 4 - винтовой сепаратор;
5 - грохот; 6 - бак; 7 - зумпф; 8 -насос.

Жидкие отходы по данной технологии образуются путем перевода осадка отработанного илонакопителя в пульпоподобное состояние с подачей его на обогатительную установку АО «Радон». Гидропульпа поступает на неподвижное дуговое сито для контрольного грохочения по крупности 2 мм

Надситный продукт после обезвоживания на подвижном грохоте присаживается к породе гравитационного отделения.

Подситные продукты насосом подаются в гидроциклоны, сгущенный продукт которых поступает на обогащение в винтовые сепараторы I стадии, а слив поступает в зумпф отходов. Концентрат винтовых сепараторов поступает в зумпф концентрата, промпродукт с частью отходов из промежуточной емкости с помощью насоса подается

на сгущение в гидроциклон II стадии. Часть отходов винтовых сепараторов I стадии обогащения направляется в зумпф отходов, часть слива гидроциклонов второй стадии поступает в зумпф концентрата, а часть возвращается в промежуточную емкость. Сгущенный продукт гидроциклонов второй стадии самотеком поступает на винтовые сепараторы второй стадии, отходы которых направляются в зумпф отходов, промпродукт в зумпф промпродукта, концентрат в зумпф концентрата.

Обезвоживание промпродукта и концентрата происходит по одной и той же технологической схеме, которая включает в себя сгущение в гидроциклонах с последующим обезвоживанием на грохоте и складированием на промплощадке. Сливы этих циклонов частично возвращаются на грохоты для промывания надситного продукта, а частично возвращаются на установку для поддержки переливов на всем распределительном оборудовании.

Особенность установки заключается в том, что на ней использовано только заграничное оборудование, его работа осуществляется при постоянных нагрузках и полученный концентрат не смешивается с товарной продукцией фабрики. Установка рассчитана на производительность 50 т/час с возвращением отходов производства через систему фабрики в действующий илоникопитель и получением коксового концентрата с зольностью до 10%.

Технология извлечения с получением гранулированного топлива

В Укрнииуглеобогащении разработана адаптивная схема технологического комплекса переработки шламов из илонакопителей с полной утилизацией продуктов, рассчитанная на производительность до 120 т/ч по исходному шламу (рис. 9.20) [279]. Технология экспонировалась на Международной выставке «Уголь/Майнинг» и положительно оценена специалистами. Ее основные особенности: универсальность, адаптивность, безотходность и замкнутость технологического цикла, что исключает потребность в дополнительной подпитке технической водой и сброс неочищенной шламовой воды во внешние водоемы.

На вводе в схему применен непрерывный автоматический контроль зольности поступающего шлама и продуктов его первичной классификации с компьютерной выработкой оптимального режима переработки:

- подача шлама непосредственно на обезвоживание и топливное использование, если его зольность не превышает заданную (например, до 45%);
- подача поступающего материала на приготовление строительного сырья, если его зольность превышает предельно допустимую (65%);
- включение технологической цепи обогатительных и вспомогательных аппаратов для обогащения шлама, если его зольность имеет любое промежуточное значение в указанном диапазоне.

Предельные значения зольности устанавливаются для конкретного шлама с учетом специфических особенностей его вещественного состава, обогатимости, крупности (дисперсности) твердых частиц, взаимного распределения горючих и минеральных компонентов. На всех технологических операциях применено оборудование, созданное специалистами Укрнииуглеобогащения (табл. 9.49) и освоенное на заводах Украины.

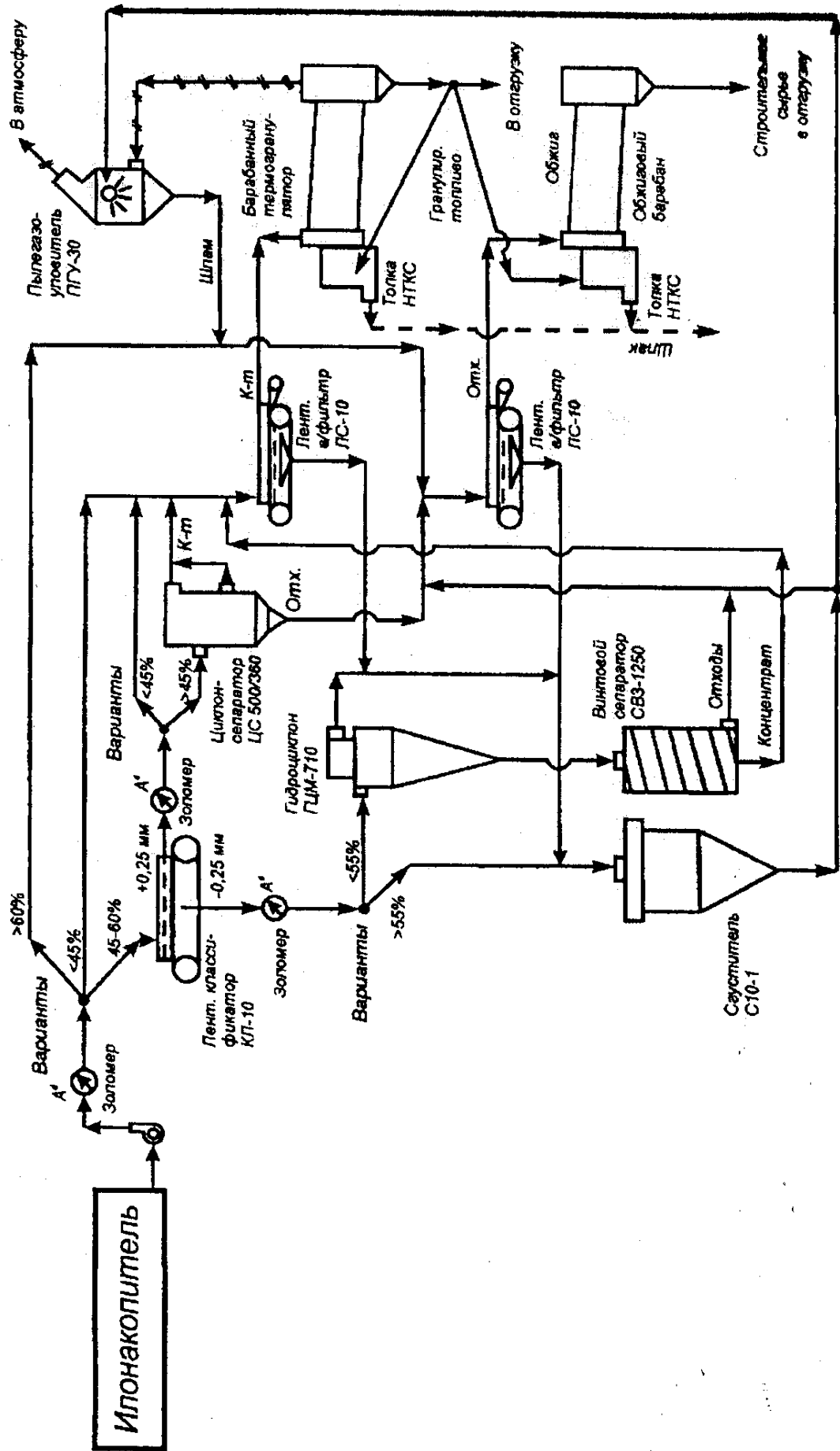


Рис. 9.20. Адаптивная схема технологического комплекса для безтоходной переработки шламов из илонакопителей

Оборудование технологии

Технологические операции	Аппарат
Классификация шлама:	
первичная	Ленточный классификатор КЛ-10
вторичная	Гидроциклон ГЦМ-360
Обогащение шлама	Циклон-сепаратор ЦС500/360 Винтовой сепаратор СВЗ-1250
Сгущение шлама, осветление воды	Цилиндроконический сгуститель С10-1
Обезвоживание продуктов	Ленточный вакуум-фильтр с сетчатой лентой ЛСБ-10
Термическая грануляция топлива	Барабанный термогранулятор ТГБ-1350
Сжигание топливных гранул для технологических нужд	Топка с кипящим слоем ТВКС-10
Очистка дымовых газов	Пылегазоуловитель абсорбционный ПГУ-30
Обжиг отходов	Обжиговая установка кипящего слоя

Таким образом, в результате переработки шлама получается: гранулированное энергетическое топливо, подготовленное к эффективному сжиганию на теплоэнергетических установках; обожженные пористые заполнители бетона (аглопорит, керамзит) или дорожно-строительные материалы (угледор); осветленная оборотная вода для повторного использования при гидровыемке и гидротранспортировке шлама из илонакопителя. Определенная часть гранулированного топлива потребляется на месте для сжигания в топках установок термогрануляции и обжига.

Для очистки дымовых газов топок применяется в качестве орошающей среды шлам цилиндрикоконического сгустителя, направляемый после отработки в высокозольный продукт. Технология является полностью безотходной и экологически чистой, поскольку жидкие сбросы отсутствуют, а дымовые газы очищаются абсорбционным способом от пыли и оксидов серы до санитарных норм. При освоении комплекса предполагается отработать возможность утилизации теплоты термогранулятора и обжиговой установки для подогрева пульпы в целях интенсификации сгущения шламов и фильтрования продуктов обогащения на сетчатой ленте.

Технологический комплекс извлечения вторичного топлива из шламовых отходов углеобогащения КПШ-100

ГП «Укрнииуглеобогащение разработало технологический комплекс извлечения вторичного топлива из шламовых отходов углеобогащения, находящихся в илонакопителях, КПШ-100, схема которого приведена на рис. 9.21 [280].

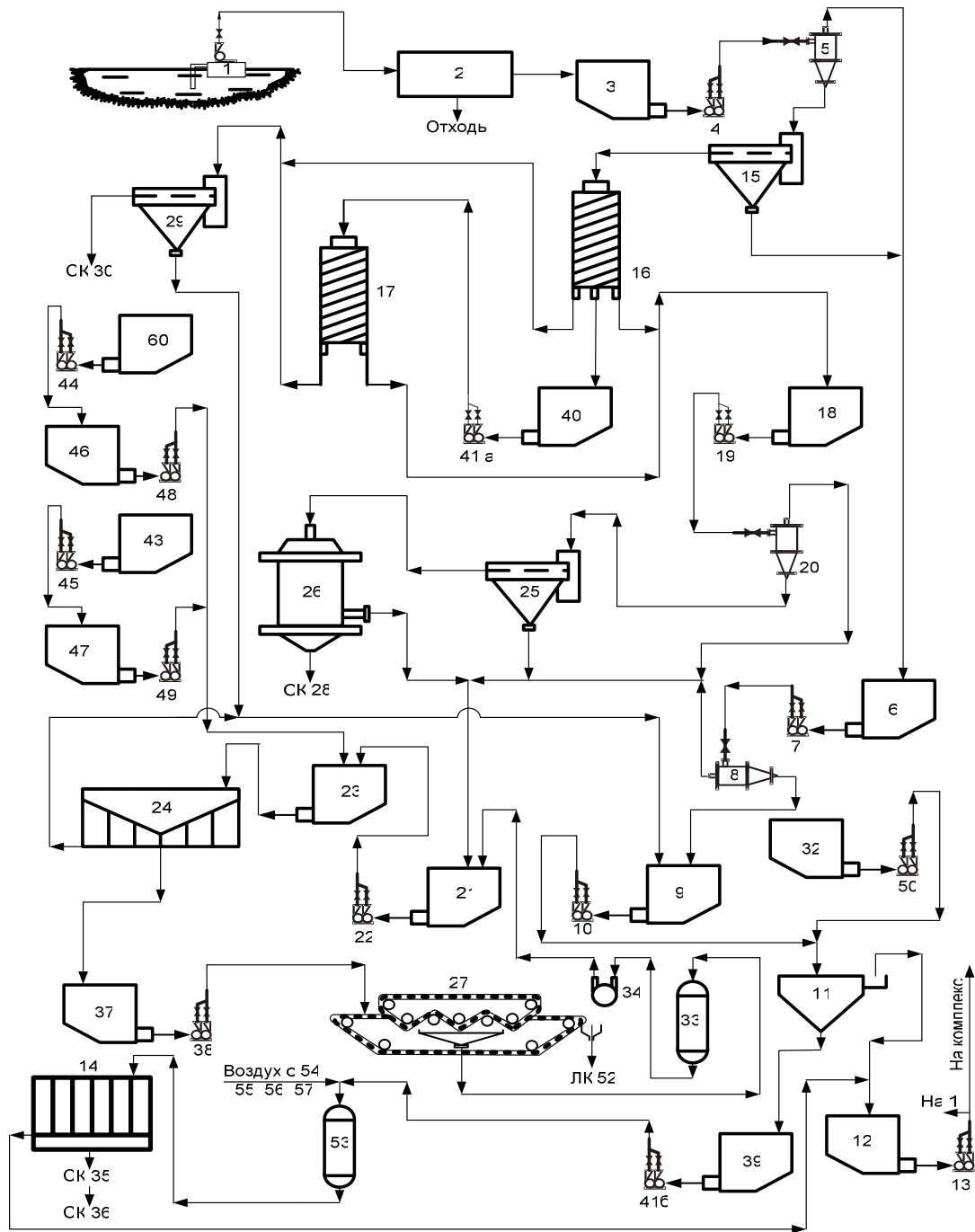


Рис. 9.21. Схема технологического комплекса КПШ-100

Техническая характеристика комплекса КПШ-100

Производительность, т/ч	100
Зольность исходного продукта, %	44-69
Крупность исходного продукта, мм	0-3
Зольность товарной продукции, %, не больше	25
Влажность товарной продукции, %, не больше	15
Зольность отходов, %, не меньше	71
Выход товарной продукции, %	18-49
Увеличение зольности отходов, %, не меньше	14
Влажность отходов, %, не больше	30

В соответствии с рис. 9.21, технологическая схема комплекса включает в себя подготовку водоугольной суспензии с помощью земснаряда МЗ-16-Э с содержанием твердого 200-250 г/л. Отделение негабаритных материалов и посторонних предметов осуществляется в скруббер-бутаре СББ-1,8, размер отверстий рабочей поверхности которой 3-6 мм, удельный расход воды 0,25 м³/т. Подситный продукт скруббер-бутары с содержанием твердого 200-250 г/л подается на сгущение в гидроциклоны ГЦМ-500, для получения содержания твердого в сгущенном продукте на уровне 300-350 г/л. Подготовка машинных классов осуществляется на высокочастотном грохоте ГСМх-5,5х1-М, который оснащается просеивающей резиной поверхностью с размером отверстий 0,15 мм. Надситный продукт грохота поступает на обогащение на винтовые шлюзы ШВ2-100 в две стадии. На первой стадии получают три продукта: концентрат, промпродукт и отходы. На второй стадии – два продукта разделения: концентрат и отходы. На вторую стадию обогащения подается промпродукт первой стадии.

Концентрат МВС после сгущения в гидроциклонах ГЦ-250 обезвоживается на высокочастотном грохоте ГСМх-5,5х1-М и в центрифуге ЦфШнГ-1,00ВМ.

Обезвоживание отходов МВС осуществляется на высокочастотном грохоте ГСМх-5,5х1-М.

Сливной продукт гидроциклонов ГЦМ-500, ГЦ-250 и другие подситные продукты подаются на сгущение и классификацию по крупности 0,025 мм в гидроциклоны ГЦ-800, сгущенный продукт которых направляется на обогащение в флотационной машине МФУ-36. Обезвоживание флотоконцентрата осуществляется на ленточном вакуум-фильтре ЛОП-15, а сгущение флотоотходов – в сгустителе С-10-2.

Обезвоживание сгущенных жидких отходов осуществляется в камерных фильтр-прессах ФОМ-600-1М-01.

Выполненные расчеты качественно-количественной и водно-шламовой схемы комплекса на гранулометрическом и фракционном составе осадка илонакопителя, приведенном в табл. 9.50 и 9.51, показали (рис. 9.22), что зольность концентрата составляет 20,3% при выходе 29,1%. Зольность отходов 71,9% при влажности до 30%, что позволяет их складирование в породных отвалах.

Таблица 9.50

Гранулометрический состав отходов, принятых для расчетов

Класс крупности, мм	Выход γ , %	Зольность A^d , %	Суммарный выход надситного продукта		Суммарный выход подситного продукта	
			Выход γ , %	Зольность A^d , %	Выход γ , %	Зольность A^d , %
+1,0	1,9	28,5	1,9	28,5	100,0	56,9
0,5-1,0	5,3	26,7	7,2	27,2	98,1	57,4
0,25-0,5	8,6	36,9	15,8	32,5	92,8	59,2
0,1-0,25	12,1	47,0	27,9	38,8	84,2	61,5
0,063-0,1	8,0	45,9	35,9	40,4	72,1	63,9
0,045-0,063	7,1	45,0	43,0	41,2	64,1	66,2
0-0,045	57,0	68,8	100,0	56,9	57,0	68,8
Итого	100,0	56,9				

Таблица 9.51

Фракционный состав отходов, принятых для расчетов

Плотность фракций, кг/м ³	Выход γ , %	Зольность A^d , %	Суммарный выход всплывших фракций		Суммарный выход потонувших фракций	
			Выход γ , %	Зольность A^d , %	Выход γ , %	Зольность A^d , %
-1400	5,3	7,6	5,3	7,6	100,0	56,7
1400-1500	4,8	12,6	10,1	10,0	94,7	59,5
1500-1600	3,5	22,1	13,6	13,1	89,9	62,0
1600-1800	7,6	29,0	21,2	18,8	86,4	63,6
1800-2000	32,8	61,7	54,0	44,9	78,8	66,9
+2000	46,0	70,6	100,0	56,7	46,0	70,6
Итого	100,0	56,7				

В табл. 9.52 приведен перечень оборудования для комплектации технологической схемы, приведенной на рис. 9.21.

Таблица 9.52

Перечень оборудования обогатительной установки

№ п/п	Наименование	Тип	Количество	Примечание
1	Земснаряд	Фирма DE GROON NI JKERK	1	Землесос DOP 1815
2	Скруббер		1	
3	Бутара		1	
4	Сборник пульпы		1	
5	Насос шламовый на ГЦ-500	Фирма «Варман»	1	
6	Гидроциклон	ГЦ-500	2	
7	Дуговое сито с простукиванием		1	$d_{ш} = 0,3$ мм
8	Зумпф надситного продукта		1	
9	Насос на ВР I стадии	АНИ 64D-CCC-A1	1	
10	Шлюзовые винтовые сепараторы I стадии	GPX/2 модели 6CPX/2	6	
11	Зумпф промпродукта		1	
12	Зумпф концентрата ВР I стадии		1	
13	Зумпф отходов		1	
14	Насос шламовый промпродукта на ВР II стадии		1	
15	Насос концентрата I стадии		1	
16	Гидроциклоны	ГЦ-250	4; 1	

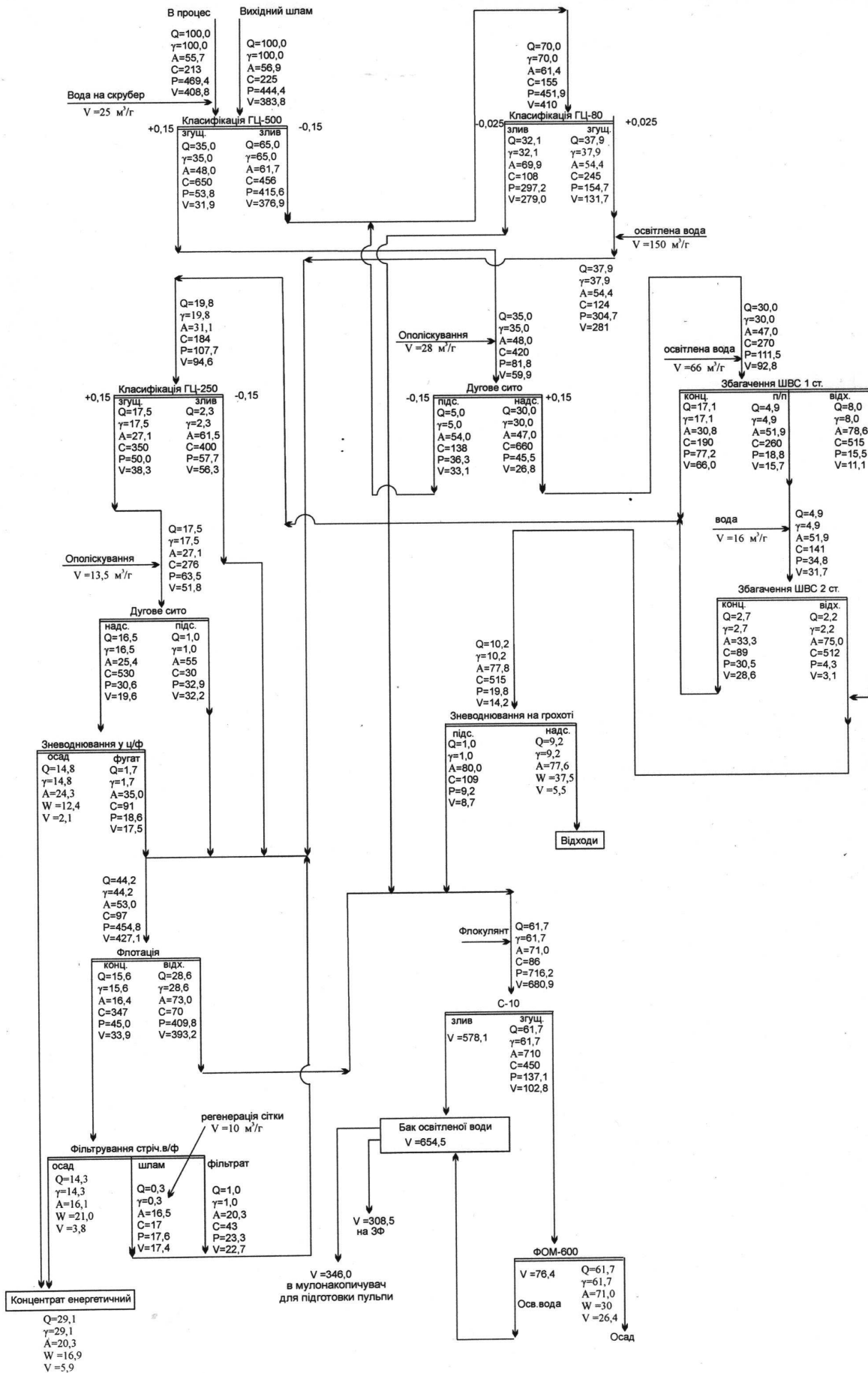


Рис. 9.22. Качественно-количественная и водно-шламовая схема обобщенной принципиальной технологии по переработке отходов илонакопителей

№ п/п	Наименование	Тип	Количество	Примечание
17	Шлюзовые винтовые сепараторы II стадии	GPX/2 модели 4CPX/2	3	
18	Бак концентрата ВР II стадии		1	
19	Насос концентрата ВР II стадии		1	
20	Грохот для отходов ВР	UG 1,2-4,0/WSED	1	$d_{ш} = 0,3-0,4$ мм (шпальт)
21	Ленточный конвейер отходов	ЛК-600	1	
22	Дуговое сито с простукиванием		1	$d_{ш} = 0,2$ мм (шпальт)
23	Центрифуга	ЦфШнГ-1.00 ВМ	1	
24	Ленточный конвейер	ЛК-600	1	
25	Склад коксового концентрата	открытого типа	1	$S = 675$ м ²
26	Склад энергетического концентрата	открытого типа	1	$S = 1000$ м ²
27	Зумпф подситних продуктов обезвоживающих аппаратов		1	
28	Бак слива ГЦ-500		1	
29	Насос на ГЦ-80		1	
30	Гидроциклоны	ГЦ-80	20	
31	Зумпф исходного продукта флотации		1	
32	Насос исходного продукта флотации	АНИ 86Е-ССС-А2		
33	Бак фугата		1	
34	Насос фугата		1	
35	Пневматическая флотомашина		1	
36	Бак газа		1	$V = 10$ м ³
37	Бак монтанола		1	$V = 10$ м ³
38	Насос подачи газа		1	
39	Насос подачи монтанола		1	
40	Суточный бак реагентов		1	
41	Насос подачи реагентов		1	
42	Ленточный вакуум-фильтр		1	
43	Вакуум-насос		1	
44	Ресивер		1	
45	Насос подачи фильтрата		1	
46	Мембранный насос на вакуум-фильтр		1	
47	Ленточный конвейер флотоконцентрата		1	
48	Фильтрующий насос на вакуум-фильтр		1	
49	Насос проясненной воды на вакуум-фильтр для промывания ткани		1	

№ п/п	Наименование	Тип	Количество	Примечание	
50	Зумпф флотоотходов	С-10	1	двухсекционный Ø9 м, h = 17,5 м	
51	Насос для подачи флотоотходов в сгуститель		2		
52	Сгуститель		2		
53	Установка приготовления раствора магнофлока 345		1		
54	Насос для подачи флокулянтов в сгуститель		2		
55	Насос для подачи воды для приготовления флокулянта (гидрогруппа)		1		
56	Бак проясненной воды		1		V = 50 м ³
57	Насос для подачи проясненной воды в оборот		1		
58	Бак сгущенного продукта ЦКС		1		V = 12 м ³
59	Насос подачи отходов в илонакопитель		1		
60	Компрессор		1		На задвижки и натяжение ленты вакуум-фильтра Для молотков простукивания сит
61	Компрессор		1		
62	Насос для подачи воды на ставок		ФОМ-600		2
63	Камерный фильтр-пресс	6			

Для принятой характеристики отходов разработанная технология позволяет при их зольности 56,9% получить энергетический концентрат зольностью 20,3% при выходе 29,1%. При этом зольность вторичных отходов составляет 71,9%. Увеличение зольности отходов на 15%. Применение камерных фильтр-прессов позволяет технологии работать без илонакопителя.

9.4. Извлечение ценных продуктов из породных отвалов

9.4.1. Общие сведения

Известно [281], что все благородные, легкие и цветные металлы будут исчерпаны в начале третьего тысячелетия, а железо и легирующие металлы – к 2100 г. Поэтому требует решение задача пополнения таких природных ресурсов.

Одним из возможных решений этой задачи является комплексная переработка угольных породных отвалов, которые содержат многие металлы в количествах, превышающих кларковые.

При оценке угля как комплексного сырья весьма важным фактором является качественно-количественное распределение полезных компонентов по отдельным продуктам сортировки, обогащения и негорючего остатка, который образуется при сжигании минеральных примесей. Минеральные примеси являются обязательным

спутником всех видов углей, хотя количество и состав их в зависимости от физико-химических свойств и способа добычи углей бывают различны.

В табл. 9.53 в качестве примера приведено содержание некоторых микроэлементов в отходах отсадки по данным [282].

Таблица 9.53

Содержание микроэлементов в отходах отсадки

Класс крупности, мм	Выход, %	Зольность, %	Содержание микроэлементов в отходах отсадки, мг/кг					
			B	Cu	Cr	V	Mo	Co
Более 80	4,72	83,8	58	45	160	205	19	22
60-80	5,18	79,8	72	50	150	170	18	23
40-60	8,45	78,3	42	42	90	110	16	13
10-40	36,20	80,0	75	64	155	205	16	12
5-10	23,55	77,9	130	96	220	225	16	25
0-5	21,90	74,8	88	80	340	225	20	26
Итого	100,0	78,39	465	377	1492	1140	105	121

Из табл. 9.54 [283] следует, что химический состав золы угольных концентратов, угольной шихты и кокса примерно одинаков, поэтому извлечение ценных компонентов лучше осуществлять из золы конечного продукта, т.е. кокса.

Таблица 9.54

Химический состав золы концентрата, шихты и кокса

Предприятие	Зольность A ^d , %	Состав золы, %					
		Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO	SO ₃
Днепровский КХЗ:							
шихта	7,48	25,41	24,94	40,97	1,66	2,24	2,13
кокс	9,55	25,86	25,78	40,17	2,95	2,22	1,31
Коммунарский КХЗ:							
шихта	7,66	27,3	19,11	36,70	4,20	2,10	2,42
кокс	9,63	27,25	21,93	35,91	3,86	0,85	2,91
Криворожская ЦОФ:							
концентрат	7,90	24,75	21,95	40,97	2,73	2,73	3,29
Брянковская ЦОФ:							
концентрат	8,53	25,47	26,50	41,2	1,36	2,98	1,49
Кальмиусская ЦОФ:							
концентрат	7,60	30,09	25,50	37,37	2,75	0,48	2,90
Дзержинская ЦОФ:							
концентрат	7,30	29,76	24,64	38,68	1,32	1,60	3,54

9.4.2. Извлечение германия

Одним из полезных компонентов угля, представляющим значительный интерес для промышленного использования, является германий.

Исследованиями [284] установлено, что значительного изменения в содержании германия по отдельным классам крупности не наблюдается и применение сортировки или избирательного дробления, как способа обогащения угля по германию, по видимому, не имеет перспектив. В то же время при расслоении углей по фракциям различной плотности одни из них обогащаются германием, другие обедняются. Следовательно, можно говорить о гравитационном обогащении как способе обогащения германия.

Как уже отмечалось, в зависимости от технологии извлечения германия практический интерес может представлять его содержание в продуктах обогащения углей или в их золе. Следовательно, обогатимость углей по германию нужно рассматривать с учетом их промышленного использования, имея в виду распределение металла по продуктам обогащения, и обогатимость, учитывающую его концентрацию в золе.

Концентрация германия в угольных фракциях различной плотности не намного отличается от его концентрации в исходном угле; только в отдельных случаях она превышает исходную немногим более чем вдвое, а увеличение концентрации металла в золе отдельных фракций по сравнению с золой исходных углей доходит до девятикратного.

Содержание германия в угольных фракциях обусловлено количеством элемента в исходном угле и его перераспределение при расслоении, а содержание металла в золе фракций определяется не только указанными факторами, но и концентрацией германия в золе в результате сгорания органических составляющих углей. Этот вид обогащения проявляется тем сильнее, чем меньше зольность фракции. Повышение концентрации германия в золе угольных фракций по сравнению с исходным углем определяется двумя факторами: обогащением угольных фракций германием и снижением их зольности.

Снижение зольности в легких фракциях по сравнению с зольностью исходного угля во много раз превышает соответствующее увеличение содержания германия (рис. 9.23 [285]). Отсюда следует, что наиболее существенным фактором, определяющим увеличение содержания германия в золе концентрата, является снижение его зольности, т.е. обычное его обогащение.

Из вышеизложенного можно сделать вывод, что обычно более легко обогатимые по золе угли являются и более легко обогатимыми по германию. Это еще раз подтверждает, что при обогащении подобранных германиеносных углей снижение зольности концентрата по правильно выбранным технологическим схемам одновременно увеличивает концентрацию германия в нем при сравнительно небольших его потерях. Наиболее перспективными для обогащения по германию являются угли, легкообогащаемые по золе.

При оценке германиеносных углей и подсчете их запасов недостаточно знать только содержание металла в золе или в валовой массе угля по пласту, а необходимо учитывать также изменение содержания германия при обогащении, которое предусматривается для данного угля. При таком подходе многие более бедные германием рядовые угли окажутся практически ценнее, чем более богатые. Например, фракционный анализ угля, содержащего 14 г германия на тонну золы, показал, что при его обогащении по плотности $1,4 \text{ г/см}^3$ тонна золы концентрата теоре-

тически будет поддержать 150 г германия, тогда как при таком же обогащении угля, с содержанием 23 г германия на тонну золы, зола концентрата может содержать германия всего лишь немногим более чем 80 г/т. Таким образом, многие угли с некондиционным содержанием германия в случае их обогащения могут представить промышленный интерес.

Исследование 229 пластов шахт Донбасса позволило установить, что при зольности углей 4,35-52,59% содержание германия в них колеблется от 0,44 г/т до 20,6 г/т, в золе – от 1,67 г/т до 296,67 г/т.

Опыт обогащения угля показал [284], что одновременно с обогащением угля по золе идет его обогащение по германию. При обогащении крупных классов угля (+13 мм) извлечение германия в концентрат равно 42,5-48,8% при выходе 36,4-38,4%, при обогащении до 0 мм (без флотации) доходит до 74,5% при выходе 61,95%.

В отходы извлекается 4,0-17,3% германия при выходе 11,4-34,0%.

Из изложенного следует предположить, что германий, находящийся в отходах, содержится в горючей массе и его извлечение связано с извлечением из породы промпродуктовых и концентратных фракций. Эти технологии описаны в разделе 9.3.

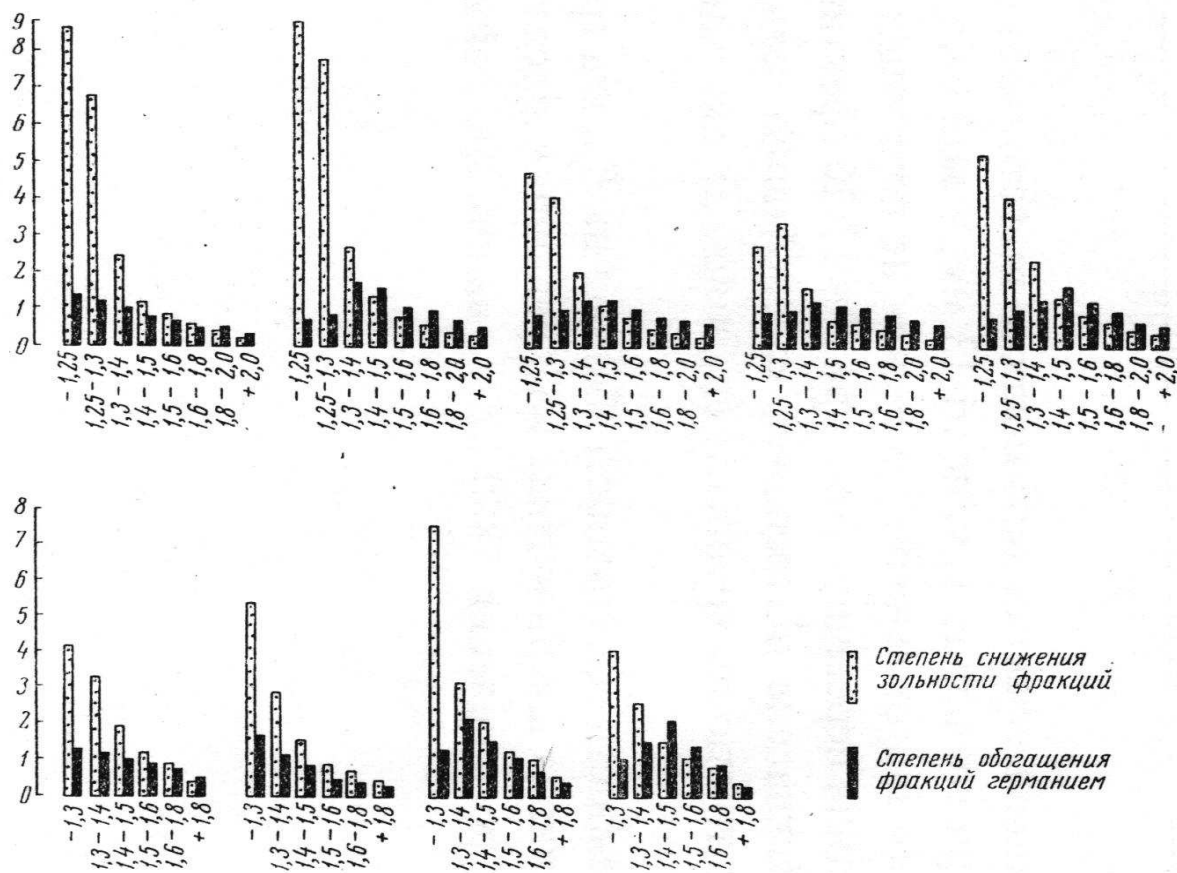


Рис. 9.23. Сопоставление степени обогащения угольных фракций по золе и германию

9.4.3. Извлечение висмута

Специалистами ВНУ им. В. Даля предложен и апробирован способ извлечения висмута из сульфидов отвальных пород [286]. Для отделения сульфидов и повышения в них концентрации висмута применяют метод флотации. В начале непрерывного про-

цесса сульфиды поступают в концентрат, далее с помощью фторида натрия от сульфидов (пирита) отделяются минералы висмута. При флотации в качестве собирателя используют пропилксантогенат калия, а вспенивателя – иммерсионное масло ИМ-68. Дальнейший дистилляционный обжиг выполняют общепринятыми в промышленности методами при температуре от 700 до 1500°C в трубчатых печах, концентрат должен содержать не менее 0,2% висмута. В лабораторных условиях перед флотацией было определено содержание сульфидной серы и висмута в отвальной породе (рис. 9.24).

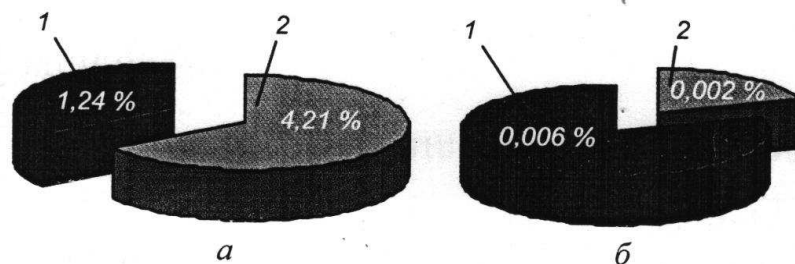


Рис. 9.24. Содержание сульфидной серы (а) и висмута (б) в породе: 1 – неперегоревшей; 2 - перегоревшей

Установлено, что при увеличении концентрации ксантогената содержание сульфидной серы в пене и верхней части пульпы также увеличивается. При подаче реагента концентрацией 90 г/т количество висмута в неперегоревшей породе становится больше, в перегоревшей – меньше. Опыты по восстановлению железа в анаэробных условиях показали, что именно неперегоревшая отвальная порода – его лучший источник.

Повышение выхода висмута наблюдается только после селективной флотации неперегоревшей отвальной породы при подаче реагента в количестве 90 г/т, что в 3 раза больше, чем при флотации висмута из рудного сырья. Для получения висмута промышленной концентрации (не менее 0.2%) необходимо дальнейшее совершенствование процесса селективной флотации.

Содержание висмута в перегоревшей и неперегоревшей породах до флотации составляет 13 мг/кг и 57 г/кг.

9.4.4. Извлечение железа

Извлечение железа из отходов добычи и переработки угля связано с возможностью получения пиритных концентратов.

Как было показано выше, отходы обогащения многих предприятий отличаются повышенным содержанием серы, что значительно ограничивает возможную область их утилизации. Содержание сульфатных соединений серы не превышает 0,1-0,2%, незначительно также содержание органических соединений серы, которое может быть рассчитано по соотношениям:

$$S_o^d \leq 0,15S_t^d \text{ при } A^d = 60 \div 75\%;$$

$$S_o^d \leq 0,05S_t^d \text{ при } A^d > 75\%.$$

Поэтому подавляющая часть серы в углеотходах сосредоточена в виде дисульфида. Дисульфид железа по плотности, флотуемости и другим физико-химическим свойствам существенно отличается от других компонентов углесодержащих отходов и, следовательно, может быть выделен из них в концентрат, в котором содержание серы будет значительно выше, чем в исходном углеотходе. По технико-экономическим соображениям разделение углеотходов на низко- и высокосернистые фракции целесообразно только в тех случаях, когда оба этих продукта могут быть использованы и себестоимость их получения будет ниже возможной отпускной цены. Как будет показано далее, концентраты дисульфида железа (т.е. пиритные концентраты) могут утилизироваться при содержаниях серы 20-25% и более, что обеспечивается сепарацией углеотходов, характеризующихся $S_t^d > 5\%$.

В Советском Союзе отходы углеобогащения с высоким содержанием серы характерны для предприятий Донецкого, Подмосквовного и Кизеловского бассейнов, причем основные потенциальные запасы дисульфида железа сосредоточены в породе гравитационного обогащения. Как известно, приемлемые показатели сепарационных процессов, не связанных с химическим преобразованием исходной массы, возможны только, если коэффициент раскрытия $K = \alpha / \beta \geq 2$, где α , β - соответственно, размеры минерального включения и дробленой частицы. Следовательно, технологическое оформление процесса (степень измельчения исходного продукта и выбор технологии разделения) зависит, в первую очередь, от размеров включений дисульфида железа.

Наиболее просто можно организовать сепарационный процесс для углеотходов, в которых основная часть дисульфида железа представлена крупными включениями (более 1-2 мм). В частности, в отходах обогащения углей ряда шахт и разрезов Подмосквовного бассейна свыше 95% FeS_2 сосредоточено в конкрециях размером более 6 мм. Впервые пиритные концентраты начали получать из отходов (крупностью более 25 мм) обогащения в тяжелосредних сепараторах углей разреза «Кимовский». На этой фабрике фракция плотностью более 1650 кг/м³ переобогащалась в магнетитовой суспензии плотностью 2100 кг/м³ с выделением тяжелого пиритного концентрата и всплывшего продукта, состоящего, главным образом, из минералов глин и органического вещества.

Дальнейшая обработка пиритного концентрата зависит от направлений его использования. В концентрациях, выделяемых в виде пиритного концентрата, помимо FeS_2 содержатся также органическое вещество и алюмосиликатные минералы, что обуславливает определенные колебания содержания серы и других элементов, % по массе: 36-46 S; 33-42 Fe; 4-14 C; 2-11 SiO₂; $\approx 1 (Al_2O_3 + CaO + MgO)$.

Статистической обработкой экспериментальных данных получена корреляционная зависимость между зольностью и содержанием органического углерода в пиритном концентрате: $C_o^d = 57,85 - 0,83A^d$.

В течение ряда лет пиритный концентрат применялся в сернокислотном производстве и к нему предъявлялись довольно жесткие требования по крупности (менее 3 мм), содержанию серы (39% и более) и углерода C (менее 5%). Поэтому пиритный концентрат тяжелосреднего обогащения додрабмливали, измельчали, подвергали гидроклассификации и, в случае необходимости, дообогащали на концентрационных столах (рис. 9.25).

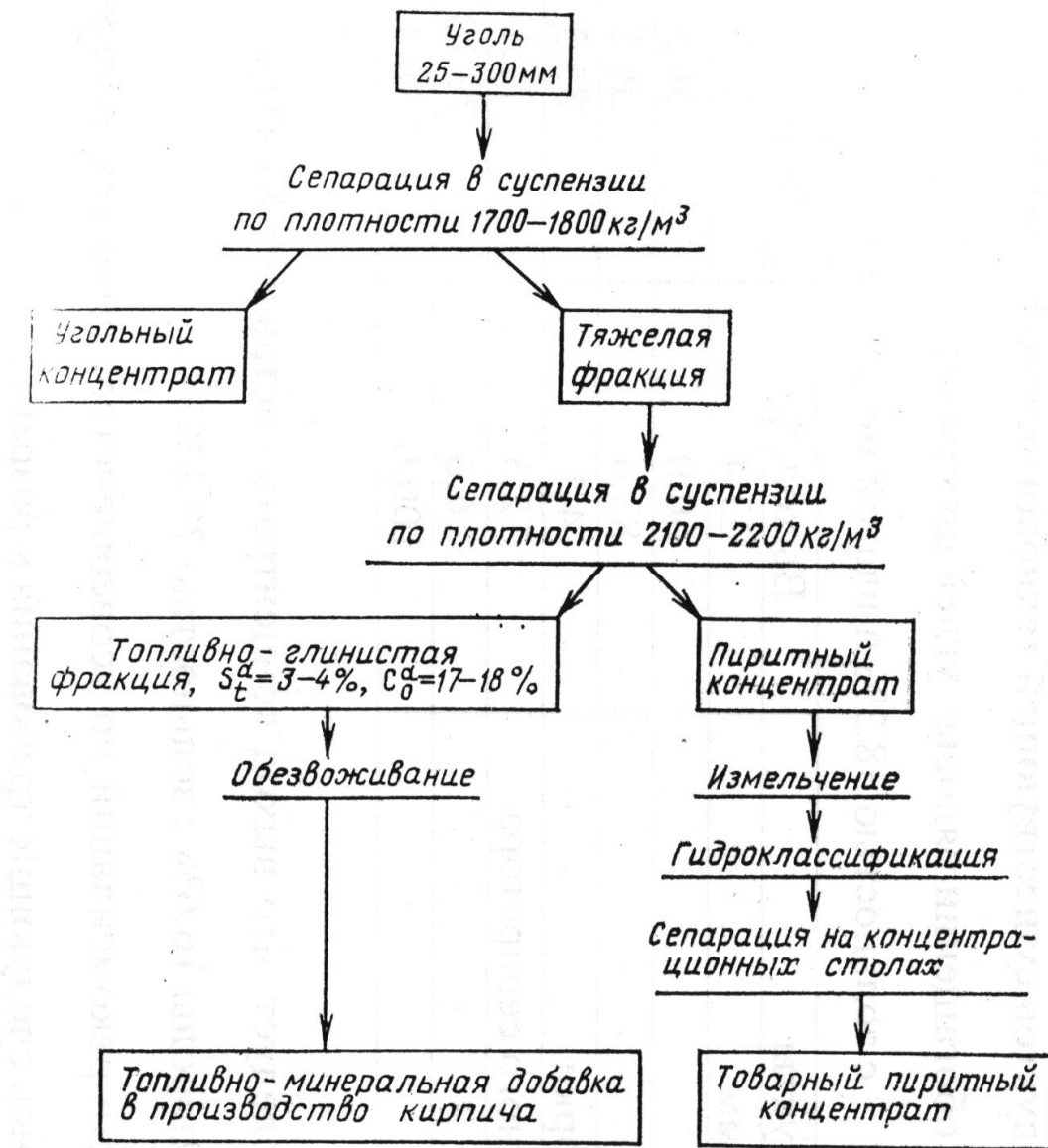


Рис. 9.25. Схема извлечения пиритного концентрата для сернокислотного производства из отходов обогащения подмосковных углей

При использовании пиритного концентрата для улучшения обрабатываемости сталей и в качестве сульфидизатора плавки окисленных никелевых руд содержание углерода не нормируется, крупность может быть 5-100 мм, а $S_i^d \geq 35\%$.

При обработке стали резанием, сульфидная фаза играет роль смазки; расход пиритного концентрата составляет около 1 кг на 1 т стали. Добавка в шахтные печи пиритных концентратов, содержащих органическое вещество, повышает концентрацию CO в газовой фазе, что увеличивает извлечение кобальта и никеля. Кроме того, по сравнению с традиционным сульфидизатором пиритный концентрат отличается меньшим содержанием меди и мышьяка, что позволяет повысить марочность никеля и снизить расходы по обезжелезиванию. Поэтому использование пиритного концентрата в цветной и черной металлургии существенно упрощает технологическую схему его производства.

В настоящее время приняты решения о широкомасштабном обогащении углей Подмосковского бассейна пневматическим методом. Опытными промышленными исследованиями, подтвержденными на промышленной установке, сотрудниками ИОТТ доказана возможность и технико-экономическая целесообразность получения пиритных концентратов в процессе пневматического обогащения (рис. 9.26).

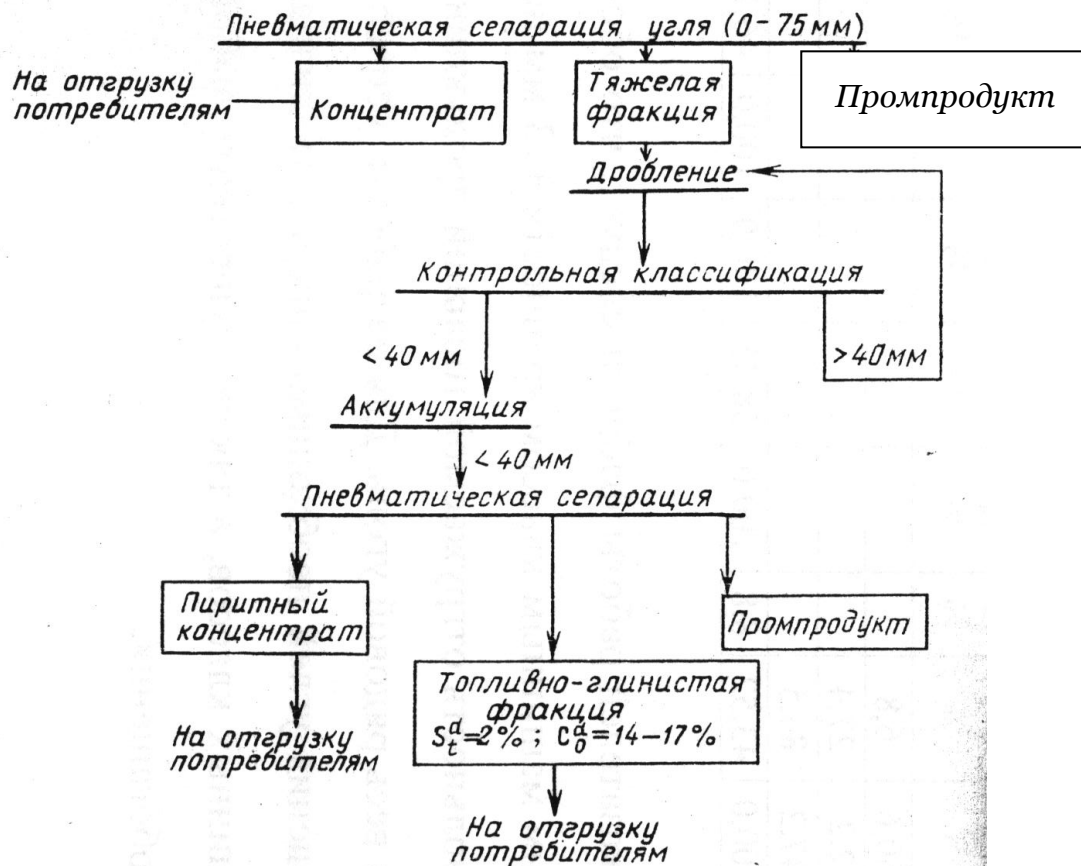


Рис. 9.26. Схема пневматического обогащения отходов подмосковных углей для извлечения пиритных концентратов

Преимущество подобной технологии по сравнению с сепарацией в водной магнетитовой суспензии – возможность повышения извлечения дисульфида железа вследствие большего извлечения дисульфида железа при переработке материала крупностью более 40(50) мм, вместо более 25 мм и, следовательно, возможность получать топливно-глинистую фракцию с меньшим содержанием серы. Так, согласно опытным данным в пиритный концентрат переходит около 98% дисульфида железа от содержащегося в переобогащаемом продукте класса более 6 мм, а содержание серы в топливно-глинистой фракции, направляемой для производства кирпича, не превышает 2%. Кроме того, при пневматическом обогащении нет необходимости в замкнутом водно-шламовом цикле и сушке, что значительно сокращает издержки производства. По прогнозным расчетам к 2000 г. методом пневматического обогащения будет перерабатываться около 50% всего объема углей, добываемых в Мосбассе, выпуск пиритного концентрата ($S_t^d \geq 35\%$) и топливно-глинистого продукта составит около 0,4 и 1,4 млн. т [287].

Наибольшее количество (абсолютное) серы связано с отходами обогащения углей Донецкого бассейна (более 1,5 млн. т в год FeS_2), но в них, как и в углеотходах Кизеловского бассейна, дисульфид представлен, главным образом, высокодисперсными частицами, т.е. для сепарации требуется измельчение по крайней мере до 1 или 0,5 мм. Разделение такого относительно высокодисперсного материала можно реализовать с помощью различной технологии (центробежное обогащение в тяжелых жидкостях в гидроциклонах; обогащение на концентрационных столах; флотация). Технико-экономическая целесообразность, очевидно, во многом будет зависеть от возможной стоимости продуктов сепарации. Так, например, в условиях Польши считается перспективной сепарация предварительно измельченной породы гравитационного обогащения в гидроциклонах или на концентрационных столах с получением пиритных концентратов, содержащих 20-40% серы.

После обогащения углей (антрацитов) Донецкого бассейна ежегодно в отвал поступает не менее 1,5 млн. т серы вместе с гравитационными или флотационными породами, в которых $S_t^d = 4 - 5\%$. Фракционный анализ показывает, что гравитационное разделение породы, измельченной до 1 мм, по плотности 2800 кг/м^3 позволяет получать продукты, значительно обогащенные дисульфидом железа ($S_t^d \geq 20\%$). Однако ориентировочные расчеты себестоимости продуктов разделения (топливно-глинистой фракции и пиритного концентрата) показали, что подобный процесс переработки гравитационных пород вряд ли экономичен вследствие необходимости дополнительного измельчения породы и низкой отпускной цены получаемых продуктов.

Разделение флотационных отходов на топливно-глинистую фракцию и пиритный концентрат не требует их дополнительного измельчения и может, вероятно, осуществляться при соответствующем подборе специальных реагентов и режима флотации. Как известно, флотационные свойства органического вещества углей и дисульфидов железа близки. Поэтому последний не удастся выделить при флотации углей без существенного снижения выхода концентрата вследствие попадания органического вещества в продукт, обогащенный FeS_2 . Однако во флотационных отходах, дисульфид железа значительно ниже, задача сводится к отделению алюмосиликатов и кварца от дисульфидов железа, что не представляет особых трудностей при флотации. Поэтому технологический процесс будет более экономичен, чем для гравитационных пород. Однако сернистость флотационных отходов, как правило, ниже, чем гравитационных. Следовательно, пиритные концентраты, выделенные из флотационных отходов, будут иметь, вероятно, меньшее содержание серы (до 15-20%), чем после переобогащения породы гравитационного обогащения.

Для оценки перспективности флотации при получении пиритных концентратов необходимо проведение дальнейших исследований для нахождения областей применения подобных продуктов с относительно невысоким содержанием серы. Возможно, что эти концентраты могут быть перспективны для переработки на соединения серы термическими методами.

Известен способ проведения почвенного гидроморфизма, который происходит в анаэробных условиях при участии гетеротрофной анаэробной микрофлоры и наличии органического вещества при постоянном переувлажнении, и сопровождается восстановлением окисных соединений металлов и выносом железа [286]. Железо подвижно только в восстановительных условиях, причем из минеральной массы среды извлекается в 300-400 раз больше железа, чем при действии минеральной кислоты.

Исследования по гидроморфизму проводили в лабораториях. Неперегоревшую и перегоревшую измельченную породу помещали в отдельные стеклянные сосуды, добавляли органический субстрат (раствор глюкозы концентрацией 20 г/л). Для чистоты эксперимента все трехкратно повторяли. В целях создания восстановительных условий и изменения окислительно-восстановительного потенциала (ОВП) стеклянные сосуды с субстратом изолировали от газообмена с окружающей средой.

В течение 10 дней с помощью рН-метра типа ELWRO (в комплекте с комбинированным электродом) измеряли окислительно-восстановительный потенциал в сосудах. На рис. 9.27 представлены графики изменения ОВП в перегоревшей и неперегоревшей породах. Можно сделать вывод, что окислительно-восстановительный потенциал уменьшается во всех случаях, но недостаточно быстро.

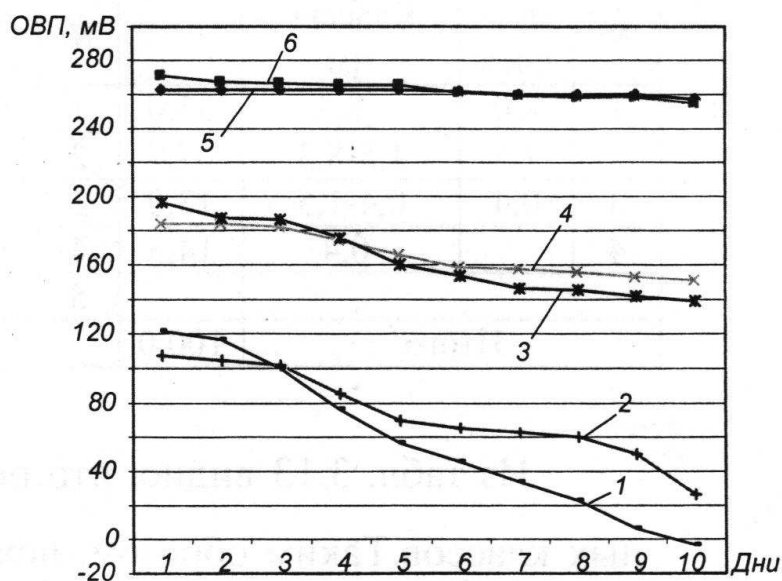


Рис. 9.27. График изменения ОВП в вариантах опыта: 1 – почва с добавлением органического вещества; 2 – почва без добавления органического вещества (контроль); 3 – перегоревшая порода с добавлением органического вещества; 4 – перегоревшая порода без добавления органического вещества (контроль); 5 – неперегоревшая порода без добавления органического вещества (контроль); 6 – неперегоревшая порода с добавлением органического вещества

В течение 21 дня фотометрическим методом определяли содержание закисного, окисного и общего железа в сосудах. Из рис. 9.28 видно, что содержание закисного железа увеличивается, а окисного – уменьшается, то есть происходит процесс гидроморфизма, что приводит к восстановлению железа. В анаэробных условиях железо отвалной породы переходит в растворимую форму и вымывается.

Добавление к измельченной отвалной породе в анаэробных условиях органического субстрата в виде раствора глюкозы концентрацией 20 г/л приводит к гидроморфизму, выражающемуся в уменьшении окисного и увеличении закисного железа. Это свидетельствует о возможности получения железа из отвалной породы угольных шахт путем восстановления его в анаэробных условиях. Однако процесс требует дальнейших исследований по направлению: окисление растворенного железа (II) кислородом с одновременным гидролизом образовавшихся солей.

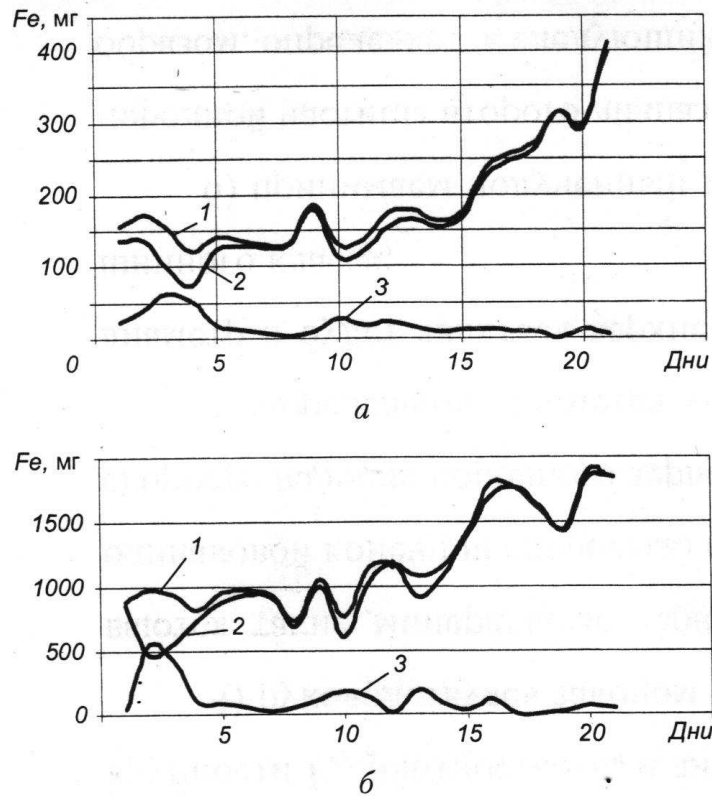


Рис. 9.28. Изменение за определенное количество дней содержания железа в 100 г породы перегоревшей (а) и непергоревшей (б):
1 – общее; 2 – закисное; 3 – окисное

9.4.5. Извлечение глинозема

В настоящее время, подавляющее количество алюминия и его соединений получают из бокситового сырья, характеризующегося кремниевым модулем $Al_2O_3/SiO_2 = 2,6$ или более и содержанием оксида алюминия 28% и более. Однако вследствие ряда причин (повышающийся объем выпуска алюминия, ограниченность запасов бокситового сырья или их сосредоточение в труднодоступных районах и др.) в промышленных странах уже в течение многих лет пристальное внимание обращается на разработку промышленных технологий, позволяющих приступить к освоению высококремнистых типов сырья – аллитов ($2,6 > Al_2O_3/SiO_2 > 0,87$) и сиаллитов ($Al_2O_3/SiO_2 \leq 0,87$), в которых содержание алюминия, вероятно, должно быть не меньше 20-25%. Хотя среднее содержание алюминия в каолинитах меньше кларка, ряд геохимических факторов, обуславливают обогащение алюминием сланцев и углей отдельных месторождений.

В ряде районов к угленосным отложениям приурочены месторождения бокситов, аллитов, высокоглиноземистых огнеупорных глин. Бокситы обычно залегают в виде пластов и линз, переходящих по простиранию в высокоглиноземистые камне-видные огнеупорные глины.

Эти месторождения должны разрабатываться последовательно или параллельно освоению соответствующих запасов углей или сланцев. Так аллиты, содержащие в виде основного компонента минерал диаспор ($HAIO_2$), добываются шахтным способом в Силезском угольном бассейне (Польша). Месторождения бокситов эксплуатируются на Татабаньском угольном бассейне (Венгрия), диаспоровые высокоглиноземистые глины

добывают в Пенсильванском угольном бассейне (США). Специфические условия залегания обеспечивают целесообразность селективной отработки, т.е. подобные высокоглиноземистые разности и не добываются совместно с твердыми горючими ископаемыми и, следовательно, не переходят в отходы их добычи и обогащения.

Из минералов с высоким содержанием алюминия, накапливающихся непосредственно в породах и отличающихся повышенным содержанием органического вещества, наибольшее значение имеет давсонит. Крупные месторождения давсонита обычно связаны с горючими битуминозными сланцами. Так, например, в США осуществляется промышленное получение глинозема (до 700 тыс. т в год) и бикарбоната натрия (до 1,5 млн. т в год) при комплексной переработке давсонитсодержащих сланцев. Довольно часто давсонит встречается и в угольных отложениях, обогащенных пепловым материалом с повышенной проницаемостью и характеризующихся поступлением глубинных углекислых вод.

Однако для угленосных формаций, как правило, минералами с повышенным соотношением Al_2O_3/SiO_2 являются минералы каолиновой группы – главным образом, каолинит и реже диксит. Содержание остальных их разновидностей (накрит, аноксит, галлуазит) обычно невелико. Каолиновые минералы обычно более характерны для углей низких стадий метаморфизма, в антрацитах их содержание значительно уменьшается. Образование каолинита, вероятно, связано с процессами выветривания алюмосиликатных минералов других групп, происходящими в кислой среде, создаваемой при разложении органического вещества. Каолиновые минералы связаны с углями повышенной зольности или с углистыми породами.

Очевидно, каолиновые породы, залегающие над угольной толщей, переходят при открытой разработке в отходы добычи (вскрышные породы); при залегании внутри угольной толщи – в отходы добычи или обогащения; под угольной толщей – могут либо оставаться в недрах, либо разрабатываться после отработки соответствующего участка угольной толщи. Наиболее ярким примером всех перечисленных возможностей залегания каолинитов, называемых соответственно вторичными, межугольными и первичными, является Ангренское бурогольное месторождение.

В СССР каолиновые породы обнаружены также в угленосных формациях Подмосковского, Иркутского, Тунгусского, Таймырского и других бассейнов. Помимо Ангренского месторождения, наибольшее число работ посвящено каолиновым породам, залегающим в угольных пластах Экибастузского бассейна.

В отходах добычи или обогащения углей каолиновые минералы обычно присутствуют в смеси с другими минералами с меньшим кремниевым модулем (гидрослюдами, кварцем, полевыми шпатами, карбонатами и т.д.). Поэтому соотношение Al_2O_3/SiO_2 в углеотходах не превосходит таковое для каолинита, равное 0,85, и обычно не превышает 0,6-0,7, т.е. они принадлежат к сырью типа сиаллитов. Поэтому для их использования в качестве алюминиевого сырья в некоторых случаях может оказаться перспективным предварительное обогащение с выделением концентратов, характеризующихся повышенным кремниевым модулем и содержанием алюминия или пониженным содержанием нежелательных компонентов, например, железа.

Гравитационные методы обогащения углеотходов вряд ли могут быть эффективны, так как минералы каолиновой группы имеют близкую по значению плотность по сравнению с другими алюмосиликатными минералами и кварцем, являющимися обычно главными их спутниками. В то же время истинный размер частиц каолиновых минералов значительно меньше, чем кварца. Поэтому, если основные минеральные

составляющие отходов добычи (обогащения) углей представлены каолинитом и кварцем, то целесообразно применение классификации по крупности.

Примером могут служить вторичные каолины Ангренского месторождения, для которых характерно относительно высокое (до 50-60%) содержание зерен кварца размером более 100 мкм. Их классификация по крупности 60 мкм позволяет одновременно повысить кремниевый модуль и содержание алюминия (до 26-28%) в концентрате, используемом для получения фаянса. В течение нескольких лет на Алмалыкской опытно-промышленной установке проводилась классификация по крупности 10 мкм с выделением каолинового концентрата (содержание Al_2O_3 29-34%), который испытывался в качестве сырья для получения глинозема.

Как указывалось выше, применение термического обогащения с разрушением каолиновых минералов и перераспределением соединений алюминия и кремния между газовой и конденсированной фазами позволяет получать концентраты (термобоксит) с кремниевым модулем равным 1 и более, и содержанием алюминия в расчете на оксид) 50-97%. Однако аппаратурное оформление подобных процессов для крупномасштабной переработки углеотходов не разработано.

Возможно гидрохимическое разделение кремния и алюминия, основанное на преимущественном переходе в раствор соединений кремния при автоклавной обработке (температура 220-250°C, давление до 4 МПа) сырья едким натром. Однако технологическая схема такого способа будет громоздкой вследствие необходимости регенерации (с помощью извести) больших количеств щелочи.

В настоящее время доказана эффективность производства из углеотходов следующих продуктов: глинозема (щелочными или кислотными методами), сульфата алюминия, кремнеалюминиевых сплавов. В промышленном масштабе применяются главным образом щелочные методы переработки на глинозем алюминиевого сырья. В этих процессах отходы добычи (обогащения) твердых горючих ископаемых (или полученные из них концентраты) могут применяться либо в качестве основного сырья, либо в качестве добавок к сырью с более высоким содержанием алюминия для устранения нежелательного влияния содержащихся в нем примесей.

Метод Байера, т.е. прямого щелочного извлечения глинозема, не перспективен для углеотходов вследствие относительно низкого содержания в них алюминия и большого кремния. Методом Байера могут перерабатываться только термобокситы.

Наибольшее значение для углеотходов имеют методы производства глинозема, основанные на спекании сырья с известняком или с известняком и содой, хорошо изученные и освоенные в промышленном масштабе для других типов алюминиевого сырья. Спекание проводится при температуре 1225-1300°C из шихты углесодержащих отходов добычи (обогащения) и известняка или известняка и соды. Добавляемые известняки или сода и известняк должны обеспечивать соотношение в шихте $CaO/SiO_2 = 2$; $CaO/Al_2O_3 = 1,5-1,8$ (для получения соответственно двухкальциевого силиката и алюминатов кальция состава $CaO \cdot Al_2O_3$ и $12CaO \cdot 7Al_2O_3$) или $CaO/SiO_2 = 2$; $Al_2O_3/Na_2O = 1$; $Na_2O/Fe_2O_3 = 1$. При определенном содержании оксида магния (более 0,8%) изменяется фазовый состав спеков и для устранения его вредного влияния рекомендуется увеличивать соотношение CaO/Al_2O_3 до 1,8-1,9.

Следует отметить, что оба способа спекания позволяют осуществить практически безотходные процессы переработки углеотходов, так как шлам, остающийся после выщелачивания алюминия, является высокоэффективным сырьем для производства цемента, причем шлам известнякового спекания содержит меньше натрия, что благоприятствует получению более высокомарочного вяжущего.

В качестве добавки углеотходы могут применяться в процессах переработки аллитов или низкокачественных бокситов с получением глинозема (щелочное спекание) или высокоалюминатных шлаков и чугуна. Перспективность первого процесса обусловлена тем, что саморассыпающийся спек из высококремнистого сырья образуется только из шихты, содержащей восстановитель, до 16% железа (в расчете на оксид), и с кремниевым модулем около 1. Добавка низкожелезистых углистых пород решает, очевидно, все эти задачи при получении глинозема из высокожелезистых бокситов спеканием их с известняком и содой. Расход добавки выбирается с таким расчетом, чтобы содержание восстановителя в шихте составляло около 2-3% (в расчете на органический углерод, остающийся в твердом остатке после удаления летучих из углеотхода). При спекании подобной шихты происходит восстановление соединений железа, что позволяет снизить расход соды, и повышается степень саморассыпания спека, т.е. в конечном счете выход глинозема.

Исследования по получению глинозема из углеотходов как самостоятельного сырья и из их смесей с высокожелезистыми бокситами дали положительные результаты, подтвержденные технико-экономическими расчетами. Они были проведены в опытно-промышленном масштабе на отходах добычи и обогащения углей Экибастузского бассейна.

Основное преимущество углесодержащих отходов перед другими типами высококремнистого сырья – наличие топливной составляющей, что позволяет существенно сократить расход технологического топлива на процессе спекания. Однако, поскольку спекание осуществляется во вращающихся печах, то во избежание уноса топливных частиц содержание органического углерода в углеотходах, применяемых в качестве основного сырья, должно быть не выше 22%.

Привлекательность кислотных способов получения соединений алюминия из углеотходов обусловлена тем, что их реализация сопряжена с меньшим расходом реагентов и материальных потоков, так как одна из основных составляющих – SiO_2 – химически инертна в этих процессах. Как было указано ранее, алюминий не выщелачивается из каолиновых минералов кислотами (серной, соляной, азотной) при температуре до 100-120°C. Для перевода соединений алюминия в раствор требуется разрушение кристаллической структуры минералов, что обеспечивается либо предварительной термообработкой при 600-700°C, либо спеканием, например, с серной кислотой или сульфатом натрия (аммония) при 200-250°C. Более предпочтителен для топливосодержащих отходов первый способ, так как он может осуществляться практически автотермично и позволяет несколько сократить материальные потоки за счет повышения содержания алюминия (после окисления органического вещества углеотходов) в остатке после обжига, поступающего на выщелачивание. При подборе оптимальных условий расход серной кислоты (или сульфатов) примерно одинаков (около 1,1 стехиометрического для получения сульфата алюминия) при предварительном обжиге и спекании.

Предложено очень много вариантов кислотных способов получения соединений алюминия. Поэтому не будем подробно останавливаться на этом вопросе. Отметим только, что представляет интерес процесс, основанный на солянокислотной обработке, представляющий собой, по существу, метод получения концентрата с очень высоким содержанием алюминия (более 85% Al_2O_3 и менее 1% SiO_2 на остаток после прокаливания), который весьма просто перерабатывается на товарный глинозем по методу Байера. Основные стадии этого процесса проверены либо в лабораторных

условиях (обжиг, выщелачивание), либо на полужаводской установке (пирогидролиз с регенерацией соляной кислоты и получением твердого алюминиевого концентрата).

По данным технико-экономических расчетов, перспективно получение из углеотходов сульфата алюминия, предназначенного в качестве коагулянта при очистке различных сбросных вод. Этот процесс проверен с положительными результатами для углистых пород (отходов добычи) Экибастузского бассейна. Технико-экономическая эффективность кислотных способов переработки отходов снижается при повышении содержания в них компонентов, реагирующих с кислотами (соединений железа, кальция, магния, щелочных металлов).

Практически полностью реализуется топливно-минеральный потенциал углеотходов при использовании их в качестве сырья для выплавки кремнеалюминиевых или железокремнеалюминиевых сплавов.

Суммируя результаты лабораторных исследований, опытно-промышленных испытаний и проектных расчетов, можно дать количественные параметры классификации углеотходов (или концентратов, получаемых из них) как алюминиевого сырья:

- производства глинозема методами щелочного спекания - $Al_2O_3/SiO_2 \geq 0,5$; $Al_2O_3 \geq 32\%^*$; $Fe_2O_3 \leq 8\%^*$; $A^d \geq 65\%$;

- переработки кислотными способами с получением, например, сульфата алюминия - $Al_2O_3/SiO_2 > 0,4\%$; $Al_2O_3/Fe_2O_3 > 9$; $Al_2O_3 \geq 28\%^*$; $A^d \geq 62\%$ (или $Al_2O_3/Fe_2O_3 \leq 9$ и $Fe_2O_3 < 8\%^*$ после получения из них магнитной сепарацией продукта с $Al_2O_3/Fe_2O_3 > 9$);

- производства кремнеалюминиевых сплавов, раскислителей стали - $Al_2O_3 > 25\%^*$; $Fe_2O_3 < 7\%^*$; $S_t^d < 0,5\%$; $P_t^d < 0,1\%$; $30\% > C_o^d > 15\%$; $20\% > C_o^{NV} \geq 10\%^{**}$; $CaO + MgO < 2,5\%^*$; $R_2O < 1,5\%^*$;

- производства кремнеалюминиевых сплавов, лигатур, литейных сплавов - $Al_2O_3 \geq 30\%$; $Fe_2O_3 \leq 2,0\%$; $30\% > C_o^d \geq 15\%$; $CaO + MgO < 2,5\%$; $R_2O < 1,5\%$;

- производства литейных сплавов алюминия - $Al_2O_3 \geq 60\%$; $Fe_2O_3 \leq 1,2\%$.

Основные направления исследования для получения из углеотходов пригодных для производства алюминия сырьевых материалов:

- процессы, в основе которых используется спекание углеотходов со щелочными веществами;

- кислотное разложение углеотходов;

- гидрохимическое разложение углеотходов;

- термообработка в восстановительной среде с получением сплавов алюминия с кремнием или концентратов с содержанием алюминия более 60%.

Наиболее изучены процессы первой группы. В ИГИ разработана технология, суть которой заключается в следующем. Исходная шихта готовится путем смешивания углеотходов с известняком, оборотным белым шламом и нерассыпавшимся спеком. Метод целесообразен в том случае, если в углеотходах выдерживается соотношение компонентов шихты $Al_2O_3/SiO_2 \geq 0,6$. В противном случае из-за большого расхода известняка метод становится нерентабельным. Соотношение компонентов шихты принимается таким, чтобы обеспечивались следующие молярные соотношения: $CaO/SiO_2 = 2$; $CaO/Al_2O_3 = 1,65$; $CaO/Fe_2O_3 = 1$. После этого шихта измельчается и подается по вращающиеся печи для спекания. Полученный спек рассыпается в барабанных холодильниках печей спекания и выщелачивается оборотным содовым раствором в мешалках-репульпаторах.

* В остатке после прокаливании (золе).

** В остатке после выхода летучих веществ при 850°C.

После I стадии выщелачивания в классификаторе отделяется крупная фракция спека (+0,1 мм), которая возвращается в процесс мокрого измельчения и спекания. Слив классификатора выщелачивается в мешалках и затем отфильтровывается на фильтрах. Фильтрат, представляющий собой алюминатный раствор, содержащий $70 \text{ кг/м}^3 \text{ Al}_2\text{O}_3$, направляется на обескремнивание, а осадок подвергается тщательной промывке на фильтрах. Концентрированная промывная вода возвращается на выщелачивание спека, а слабоконцентрированная промывная вода – на репульпацию осадка первой стадии фильтрации. Промытый шлам, содержащий, %: CaO 60; SiO_2 24; Al_2O_3 3; $\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$ 0,8; Fe_2O_3 0,8, является хорошим сырьем для производства цемента.

Алюминатный раствор, полученный в результате выщелачивания спека, подвергается двухстадиальному обескремниванию до кремниевого модуля 900-950. Затем он перерабатывается карбонизацией на глинозем. Выпавший в осадок гидроксид алюминия сгущается, фильтруется, промывается, после чего кальцинируется. Этот продукт является конечным. Полученный при этом маточный раствор вместе с промывочной водой выпаривается до концентрации $200 \text{ кг/м}^3 \text{ Na}_2\text{O}$ и K_2O и подается на выщелачивание.

Такая технология получения глинозема из углеотходов ($A^d = 69\%$; $C_o = 16\%$), содержащих в золе, %: Al_2O_3 36; SiO_2 56; Fe_2O_3 2; $\text{CaO} + \text{MgO}$ 2; $\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$ 2; TiO_2 1, требует следующего расхода материалов:

Основное сырье влажностью 10%, т	5
Известняк влажностью 10%, т	10,7
95%-я кальцинированная сода, т	0,06
Условное топливо на спекание, кальцинацию, обжиг извести, т	1,54
Электроэнергия, кВт·ч	950
Свежая вода, м^3	30
Сжатый воздух, м^3	800

Технико-экономический анализ этой технологии получения сырья для производства алюминия показал, что она является практически безотходной, так как в качестве конечных выделяют продукты, являющиеся эффективным сырьем для получения алюминия и цемента. Однако в качестве исходного сырья для такой технологии пригодны отходы зольностью $\geq 65\%$, содержащие в своей золе $\text{Al}_2\text{O}_3 > 34\%$ и $\text{SiO}_2 < 60\%$. Использование этой технологии в промышленности сдерживается относительно высокими капитальными затратами на сооружение заводов по получению из углеотходов глинозема и цемента по сравнению с традиционными способами, хотя эксплуатационные расходы здесь меньше.

9.5. Использование отходов для получения строительных материалов

9.5.1. Предварительная подготовка отходов углеобогащения для производства строительных материалов

Химический состав используемых для многих строительных материалов веществ идентичен химическому составу отходов углеобогащения. Преимущества последних – содержат горючие составляющие, что благоприятно в случаях, когда для производства строительных материалов требуется тепло (производство стеновых керамических материалов, легких заполнителей бетонов, цемента и др.)

Отходы гравитационного обогащения текущей выработки или разработки отвалов в основном измельчают до разной крупности в зависимости от направления их использования. Для производства стеновой керамики углеотходы предварительно измельчают до крупности 2-3 мм. Примерный их гранулометрический состав следующий, %:

Класс крупности, мм	Менее 1	1-2	2-3
Доля класса, %	40	30	30

Для эффективного измельчения гравитационных отходов обогащения их влажность не должна превышать 10-12%.

Наиболее полно требованиям крупности исходного сырья отвечают отходы флотации, не требующие дополнительного измельчения. Однако в том виде, в каком они вырабатываются на фабриках, их использование невозможно, поскольку они плохо транспортабельны. При транспортировке извлеченных из илонакопителей или полученных в виде осадков фильтр-прессов отходов флотации влажностью более 30% в железнодорожных вагонах происходит их уплотнение с выделением влаги на поверхность осадка, часто раскисание, что препятствует нормальной разгрузке вагонов. Влажные отходы флотации налипают на стенки аккумулялирующих емкостей, желобов, транспортных трактов, питателей, нарушая точность дозировки компонентов исходной шихты. Поэтому в качестве подготовки отходов флотации требуется их подсушка.

Подсушка отходов флотации может производиться естественным путем для вынутых из илонакопителей осадков на специальных площадках перед погрузкой в железнодорожные вагоны или автосамосвалы в весенне-летний период до влажности 22-24%. Но при этом невозможно организовать непрерывную в течение года отгрузку, т.е. возникает необходимость сооружения у потребителя складских помещений для накопления завозимых в весенне-летний период отходов флотации на весь год. Это связано с дополнительными капитальными затратами и трудностями забора накопленного влажного продукта в осенне-зимний период.

Более приемлемое решение – поточная обработка отходов флотации с предварительным их обезвоживанием в фильтр-прессах и подсушкой в термосушильных установках. Так как опыта подсушки осадков фильтр-прессов нет, то Укрнииуглеобогащением проведены соответственно исследования (Ю.М. Рубин, Н.Ф. Лях и др.) на ЦОФ «Чумаковская». просушка коржей отходов флотации неправильной формы размером 50-350 мм. полученных в фильтр-прессах и транспортируемых к сушильному агрегату системой конвейеров, осуществлялась в сушильном барабане СБ 2,8×1,4. Он был оборудован насадочным устройством, состоявшем из листового разгонно-винтового участка длиной 1,5 м, цепной насадкой по длине барабана 8 м (12 рядов продольных лопастей и 6 лучевых перегородок, установленных на расстоянии 250 мм) и подъемно-лопастной насадкой на участке длиной 4,5 м.

Сушильный агрегат был укомплектован топкой для слоевого сжигания с цепной решеткой размером 2000×6900 мм, сухим пылеуловителем БПР-100, мокрым пылеуловителем МП-ВТИ и дымососом Д-18.

Режим работы сушильного агрегата и показатели сушки отходов флотации приведены в табл. 9.55.

Показатели сушки отходов флотации

Показатель	Пределы колебаний	Среднее значение
Температура дымовых газов, К:		
перед барабаном	923-573	775
перед дымососом	423-373	396
Разрежение, Па:		
в топке	20-40	29
перед дымососом	1000-1300	1180
Производительность, т/ч:		
по высушенному продукту	18,5-35,3	27,3
по испаренной влаге	3,3-6,4	4,2
Влажность, %:		
исходного	21,8-24,3	23,2
просушенного	5,0-15,0	10,5

Просушенный продукт представлял собой сыпучий материал, содержащий 8-10% частиц крупностью 0-3 мм, около 80% гранул крупностью 3-15 мм и 12-15% комков крупностью 15-30 мм.

Подсушка предварительно обезвоженных отходов флотации в барабане с цепной насадкой позволяет круглогодично получать сыпучий продукт, пригодный для изготовления стеновых керамических изделий.

Использование опытной партии подсушенных отходов в шихте Коломыйского кирпичного завода (Украина) взамен влажных позволило значительно снизить трудоемкость разгрузки, улучшить дозировку компонентов шихты и равномерность их смешивания. Участие в шихте подсушенных отходов флотации увеличилось с 10 до 20%. При этом качество кирпича повысилось. Таким образом, подсушка отходов флотации не только расширяет возможности их транспортирования на более дальние расстояния, увеличивая тем самым число потребителей, но и позволяет увеличить объемы их потребления за счет увеличения участия их в шихтах кирпичных заводов.

Проектные проработки установок по предварительному сгущению отходов флотации в цилиндроконических сгустителях, обезвоживанию сгущенных продуктов в фильтр-прессах и термической их сушке в барабанных сушилках выполнены для углеобогатительных фабрик «Червоноградская», «Комендантская», «Ворошиловградская», которые в 80-ые годы прошлого столетия имели в своем составе флотационные отделения. Техничко-экономические показатели отделений обработки отходов приведены в табл. 9.56.

Укрнииуглеобогащением (Ю.М. Рубин, А.Ф. Кондратенко и др.) в промышленных условиях ЦОФ «Ворошиловградская» была испытана также технология сушки предварительно сгущенных отходов флотации без промежуточной операции обезвоживания их в фильтр-прессах. Технологическая схема промышленной установки приведена на рис. 9.29. Отходы флотации подавались в сборник 1, откуда насосом 2 перекачивались в сгуститель С10-1, в загрузочном устройства которого смешивалась

суспензия с флокулянтom. Приготовленный раствор флокулянта подавался из емкости 3 насосом 4 в бак 5, из которого он дозировался в сгуститель 6. Слив сгустителя делился на две части, одна из которых возвращалась в сборник отходов флотации 1 для их разбавления до концентрации 40-50 кг/м³, а другая часть использовалась в оборотном цикле фабрики. Сгущенные до содержания твердого 550-600 кг/м³ отходы флотации направлялись в сборник 7, из которого насосом 8 перекачивались в общий аккумулярующий сборник и затем в дозатор 9. После этого гидросмесь самотеком поступала в сушильные барабаны 10, оборудованные специальными насадками, предотвращающими залипание барабана.

Таблица 9.56

Проектные технико-экономические показатели отделений обработки отходов флотации

Показатель	ЦОФ «Червоноградская»	ЦОФ «Комендантская»	ЦОФ «Ворошиловградская»
Годовой выпуск отходов флотации, тыс. т	714,0	432,0	510,0
Число сгустителей С10-1	10	6	8
Производительность сгустителя:			
по твердому, т/ч	10	10	12
по пульпе, м ³ /ч	250	250	250
Тип фильтр-пресса	PF-POW 1/570		ФКП-600
Площадь фильтрующей поверхности, м ²	576	576	600
Число фильтр-прессов, в т.ч. рабочих	18 15	12 10	18 15
Тип сушильного барабана	СБ 3,5x18	СБ 2,8x14	СБ 2,8x14
Число сушильных барабанов	2 (1 резерв)	3	2
Сметная стоимость производственного строительства тыс. руб.	29184	33900	30200
Эксплуатационные расходы, руб/т	-	12,2	9,6
Численность обслуживающего персонала, чел.	97	146	112

В период работы установки гранулометрический состав отходов флотации характеризовался следующими данными:

Класс, мм	+0,25	0,1-0,25	0,06-0,1	-0,6	Исходный
Выход, %	3,8	8,5	5,2	82,5	100
Зольность, %	3,6	6,8	23,3	73,7	62,7

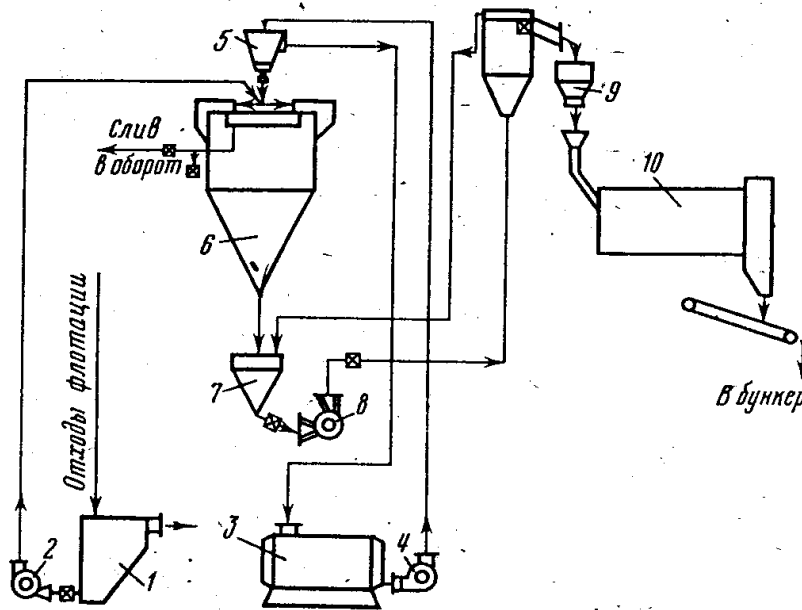


Рис. 9.29. Схема установки для сушки гидросмеси отходов флотации

Оптимальный режим работы сгустителя отмечен при подаче на него 230-250 м³/ч гидросмеси отходов флотации с содержанием твердого 40-50 кг/м³. При расходе флокулянта 60-80 г/т и периодическом выпуске сгущенного продукта было получено: содержание твердого в сливе менее 1 кг/м³, содержание твердого в сгущенном продукте менее 550-600 кг/м³.

Оптимальный режим сушильного барабана размером 2,8 × 14 м был при подаче на него порядка 15 м³/ч сгущенных отходов флотации (8,5 т/ч). При этом получен просушенный продукт влажностью 10-12% при производительности сушильной установки по испаренной влаге 9-10 т/ч. В качестве топлива применяли угольный концентрат марки Г зольностью 11,8%, влажностью 8%, содержащий 2,9% серы. Расход его составил 1930 кг/ч.

Сушка гидросмеси с получением влажности просушенного продукта 10-12% проходила при температуре отходящих газов 443-452 К. Это не позволяло увеличивать температуру газов перед барабаном более 973 К, что ограничивало производительность сушильной установки. Расход газов перед дымососом при их температуре 443-453 К составлял 89,5-90,5 тыс. м³/ч, т.е. 12-15 тыс. м³/т испаренной влаги. Влагонапряжение объема барабана достигало 100-110 кг/(м³·ч). При этом вынос пыли из барабана составлял 10%, а ее содержание в выбрасываемых газах – 33 мг/м³.

Высушенный продукт представлял собой смесь комков и окатышей крупностью от 1 до 30 мм. Его гранулометрический состав следующий:

Крупность, мм	+13	6-13	3-6	1-3	-1
Выход, %	16,0	23,4	30,9	23,4	6,3

Проводили технико-экономическое сравнение двух вариантов:

- сгущение отходов флотации, обезвоживание в фильтр-прессах, термическая сушка;
- сгущение отходов флотации, термическая сушка.

Выполненное институтом «Южгипрошахт» сравнение указанных вариантов показало, что по второму варианту для ЦОФ «Ворошиловградская» требуется пять барабанных сушилок, вместо двух по первому варианту, так как масса испаренной влаги увеличивается при этом с 15 до 91 т/ч. В результате количество выбрасываемых в атмосферу оксидов серы увеличилось и превысило ПДК в этом районе. В результате потребовалось предусматривать весьма дорогостоящую сероочистку. Поэтому, несмотря на предусмотренную в первом варианте установку 18 фильтр-прессов ФОМ-600, капитальные и эксплуатационные затраты по нему ниже.

9.5.2. Использование отходов углеобогащения для производства кирпича

Кирпичное производство в настоящее время является наиболее емким потребителем отходов углеобогащения. Отходы могут использоваться в двух направлениях: в качестве топливно-минеральной добавки и основного сырья. В связи с этим разработаны требования к отходам углеобогащения, согласно которым они делятся на три группы (табл. 9.57).

Таблица 9.57

Классификация отходов углеобогащения

Группа	Категория	Назначение отходов	Содержание, %		
			золы	углерода	серы
I	О	100%-е использование в качестве сырья	≥ 80	≤ 8	\leq
II	Д	Участие в шихте $>40\%$	≥ 75	≤ 16	≤ 2
III	Т	Участие в шихте $<40\%$		Не нормируется	≤ 4

Содержание серы в готовом продукте, в основном, регламентируется санитарно-гигиеническими нормами. При обжиге кирпича выход газообразных соединений серы достигает 60-70% ее общего содержания в исходной шихте.

Содержание углерода определяет производительность обжиговых печей. Чем его больше, тем больше времени требуется на обжиг кирпича.

Технология изготовления кирпича из отходов углеобогащения, используемых в качестве основного сырья или топливно-минеральных добавок, практически не отличается от традиционной технологии изготовления кирпича из глины. В этой случае применяются методы пластического и полусухого прессования. При использовании отходов углеобогащения в качестве основного сырья метод полусухого прессования целесообразен при содержании углерода менее 10%. При содержании углерода менее 18% применяется метод пластического формования.

Для проявления пластических свойств отходов гравитационного обогащения требуется их измельчение до крупности менее 1,0 (0,5) мм. Это единственное отличие технологии изготовления кирпича из отходов гравитации по сравнению с традиционной технологией изготовления кирпича из глины. Если используются в качестве сырья отходы флотации, технология изготовления кирпича вообще остается неизменной.

Общими для обеих технологий формирования кирпича является подготовка шихты, одна из операций которой – дробление и измельчение отходов углеобогащения, если в этом есть необходимость. При реализации метода пластического прессования для формирования кирпича предусматриваются подсушка и обжиг кирпича. Метод полусухого прессования не требует операции предварительной подсушки. Сформированные изделия сразу же обжигаются.

Применение отходов углеобогащения для изготовления кирпича позволяет сократить на 70-80% расход топлива и повысить прочностные характеристики изделий. Отходящие газы обжиговых печей могут быть использованы для подогрева воды в системах теплоснабжения или подсушки отходов флотации перед их использованием в кирпичном производстве.

При использовании отходов углеобогащения в качестве основного сырья их расход на изготовление 1 млн. штук кирпича составляет примерно 5 тыс. т. В настоящее время работают два завода по выпуску кирпича, использующих в качестве исходного сырья 100% отходов гравитационного обогащения: Ворошиловградский кирпичный завод и кирпичный завод при ЦОФ «Абашевская». Ведется реконструкция Снежнянского кирпичного завода. Ворошиловградский кирпичный завод производительностью 12 млн. штук кирпича в год используют отходы гравитационного обогащения, которые транспортирует из отвала ЦОФ «Ворошиловградская». В отходах гравитационного обогащения среднее содержание серы составляет 1,5-1,7%, углерода – 8%. Изготовление кирпича осуществляется методом пластического формования. Получаемый целевой кирпич марки 100-125 идет, в основном, для внутренних перегородок.

Кирпичный завод при ЦОФ «Абашевская» производительностью 10-12 млн. штук кирпича в год использует отходы гравитационного обогащения фабрики. Технология изготовления кирпича основана на методе полусухого прессования. Марка кирпича 125-150. Кирпич, в основном (до 60%), поставляется для использования в качестве лицевого.

По данным ИГИ (М.Я. Шпирт) физико-механические свойства кирпича из отходов углеобогащения характеризуются следующими показателями (табл. 9.58).

Выделенная при обогащении подмосковных углей глинистая порода применяется как сырье для производства шамота или строительного кирпича. В 1971 г. на Новомосковском шамотном заводе переработано 3000 т глинистой породы и получены шамотные изделия удовлетворительного качества.

Технические требования к изделиям шамотного завода и фактические показатели приведены ниже:

	Технические требования	Фактические показатели
Огнеупорность, °С	Не ниже 1670	1670
Содержание, %:		
окиси алюминия	Не ниже 30,0	30,6
окиси железа	Не более 5,0	9,7
Потери при прокаливании, %	Не выше 30,0	29,5
Крупность, мм	Не более 400	0-300
Влажность, %	Не более 25	23

**Физико-механические свойства обожженного пустотелого кирпича
из отходов углеобогащения**

Бассейн, фабрика	Характеристика отходов		Характеристика кирпича					
	Тип	Содержание углерода, %	Способ формирования	Пустотность, %	Средняя прочность, МПа		Марка	
					сжатие	изгиб		
Кузнецкий: «Абашевская»	Гравитационные	11-12	Полусухой	12	17,3	2,6	150	
«Березовская»		11-12		12	17,3	2,6		
Донецкий: «Свердловская»	Гравитационные Флотации	7-8	Пластиче- ский	27	21,1	4,4	200	
Ясиновского КХЗ		10-11		27	33,6	2,8		200
«Кальмиусская»		16-18		35	8,5-10,5	-		
Карагандинский: «Сабурханская»	Флотации	12	Пластиче- ский	25	17,5	3,8	150	
«Восточная»		12-13		27	43,8	3,5		250
«Карагандинская»		19-20		27	18,9	2,8		
Печорский: «Северная»	Флотации	12	Полусухой	12	37,8	5,6	300	

Из приведенных данных видно, что глинистая порода, получаемая при обогащении подмосковных углей, имеет хорошие технологические свойства как сырье для производства огнеупоров.

С 1975 г. глинистые отходы ОФ разреза «Кимовский» постоянно используются в качестве сырья для производства строительного кирпича на Рязанском кирпичном заводе. Были получены положительные результаты. Ресурсы глинистой породы составляют около 110 тыс. т в год.

ВНИИстромом и ИГИ разработаны процессы получения эффективной строительной керамики (кирпич, строительные камни, дренажные трубы) из шихт, состоящих на 70-100% из отходов углеобогащения. Эти технологии были приняты межведомственными комиссиями.

Ниже рассмотрены особенности технологических процессов получения этих изделий из отходов углеобогащения как основного компонента шихты.

Пластический способ получения изделий (рис. 9.30). Отходы углеобогащения высушивают и измельчают до 0,5-1,0 мм.

При составлении шихты в качестве пластифицирующей добавки можно использовать глину или не использовать ее. Подготовленную шихту подвергают обработке на бегунах мокрого помола (СМК-102), а затем направляют в вальцы для тонко-

го помола. Подготовленная масса поступает в глиномешалку ленточного прессы типа СМ-443А.

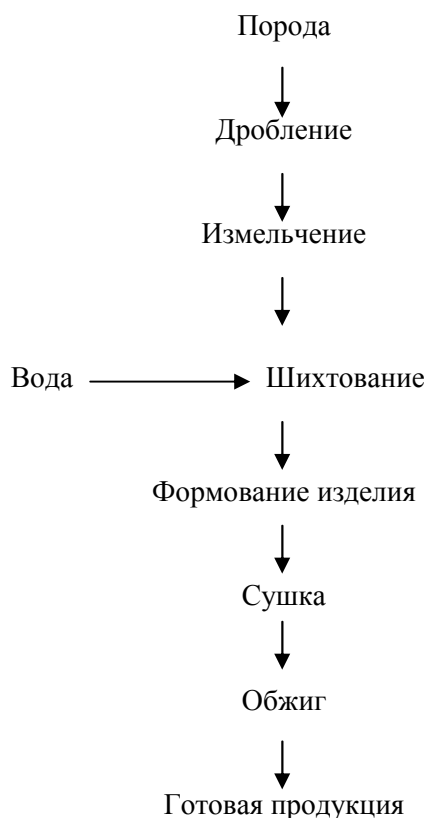


Рис. 9.30. Схема пластического формования керамических стеновых изделий

Формовку пустотелых стеновых керамических изделий производят вакуумированием глиняной массы.

Влажность массы для формования на основе углеотходов составляет 12-13%, а с добавкой глины – 13-16%.

Изделия сушатся в противоточной туннельной сушилке с циркуляцией теплоносителя в течение 24-36 ч.

Высушенные заготовки подвергаются обжигу в горне с выдвижным подом при 1000°C с выдержкой при температуре 750-800°C не менее 5 ч для выгорания углерода и окисления сульфидов.

Метод полусухого прессования изделия (рис. 9.31). Отходы углеобогащения измельчают до 1 мм.

При составлении шихты на основе углеотходов, так же как и по методу пластического формования, можно исключить пластифицирующие добавки глины.

Тщательно подготовленная шихта увлажняется до 8-9%. Прессуют изделия на прессе путем двустороннего, двухступенчатого сжатия. Кирпич-сырец без предварительной подсушки обжигается в туннельной печи.

В табл. 9.59 приведены физико-механические и другие показатели изделий.

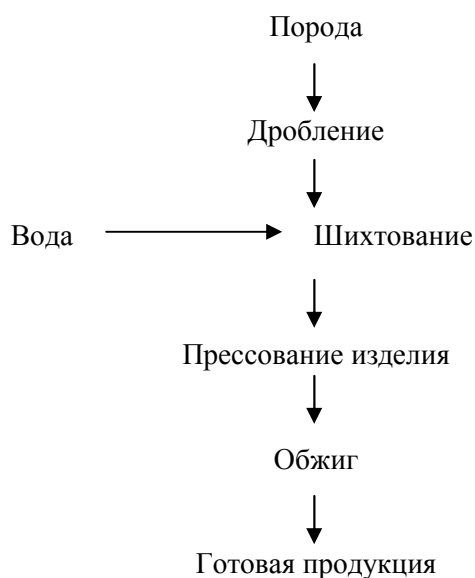


Рис. 9.31. Схема получения керамических стеновых изделий методом полусухого прессования

Таблица 9.59

Физико-механические и другие показатели изделий

Показатели (сырье)	Пластическое формование		Полусухое прессование	
	кирпич	камни	кирпич	камни
Отходы ГОФ «Должанская-Капитальная»:				
марка	125	150	-	150
морозостойкость, циклы	Свыше 25	Свыше 25	-	Свыше 25
водопоглощение, %	8	6,9	-	7,8
Отходы ЦОФ «Абашевская»:				
марка	150	-	150	150
морозостойкость, циклы	Свыше 25	-	Свыше 25	Свыше 25
водопоглощение, %	11,11	-	14,2	11,5
Вскрышная порода Ангреновского бурогоугольного бассейна:				
марка	200	200	-	-
морозостойкость, циклы	Свыше 25	Свыше 25	-	-
водопоглощение, %	8,5	9,2	-	-

9.5.3. Получение вяжущих веществ и материалов на основе расплавов

Широко известно и в крупных масштабах реализовано в промышленности применение золошлаковых отходов энергетического сжигания углей в качестве компонента сырьевых смесей для производства цемента. Химический состав отходов добычи и, в большей степени, обогащения углей сходен с составом золошлаковых отходов или зольных уносов. Известно, что золошлаковые отходы, прошедшие термооб-

работку, существенно изменяют исходный минеральный состав и структуру, в ряде случаев приобретают гидравлическую активность и могут характеризоваться очень высокой дисперсностью, близкой по крупности к измельченному цементному клинкеру. Именно эти отличия от отходов угольной промышленности и обусловили достаточно широкое использование золошлаковых отходов энергетики [288].

Однако отходы углеобогащения с высоким содержанием железа или алюминия могут применяться соответственно либо вместо пиритных огарков, либо для повышения концентрации оксида алюминия в клинкере. Использование отходов углеобогащения для получения портландцементного клинкера целесообразно на цементных заводах, применяющих глинистый компонент с низким содержанием Al_2O_3 . Введение углеотходов в шихту с силикатным модулем, равным 4, улучшает процесс минералообразования, повышая содержание в клинкере трехкальциевого алюминита. Например, в Польше ежегодно около 0,4 млн. т отходов углеобогащения используется в шихте цементных заводов с целью корректировки основного модуля цементного клинкера. Содержание отходов в шихте зависит от качества основного сырья и составляет 8-18%. Предпочтение отдается применению породы процесса «Халдекс» с повышенным содержанием оксида алюминия и стабильным составом.

Применение отходов углеобогащения, всегда содержащих органическое вещество, позволяет не только заменить огарки или традиционную глинистую составляющую шихты, но и снизить расход топлива. Техничко-экономические расчеты показывают, что при использовании отходов углеобогащения снижение издержек производства цемента будет обусловлено, главным образом, за счет снижения расхода топлива, а не замены алюмосиликатного и железистого компонентов сырьевой шихты. Вместе с тем следует отметить, что относительно большой выход летучих веществ (по сравнению с зольными уносами) может не только снизить эффективность использования теплового потенциала отходов, но и привести к нежелательным явлениям догорания летучих веществ за пределами рабочего объема печи. В связи с этим предпочтительнее использовать в производстве вяжущих материалов отходы высокометаморфизованных углей, а общее содержание углерода в применяемой породе ограничить 25-30%.

По предварительным экспериментальным данным сырьевые смеси, состоящие только из известняка и отходов флотационного обогащения антрацитов Донбасса, обжигаются при температуре примерно на $50^\circ C$ ниже, чем традиционные шихты цементных заводов (при условии сохранения примерно таких же качественных показателей клинкера). Применение отходов обогащения углей фабрики Коркинская, полученных методом пневматической сепарации (на сепараторах СП-12), в сырьевой шихте Сухоложского цементного комбината позволило сократить расход топлива на 10-12%. Порода имела зольность 63-65% при влажности около 6% (класс более 13 мм).

Углесодержащую каолиновую породу Ангрэнского месторождения используют в качестве компонента (до 20% массы шихты) сырьевой смеси для получения клинкера. При этом выгорание органической массы происходит уже в зоне подготовки вращающейся печи и достигается снижение расхода топлива примерно на 5%. Объем использования каолинов для этих целей составляет 18-20 тыс. т в год и может быть увеличен до 350-50 тыс. т в год.

Большие работы проведены по применению горелых пород и глиежей для получения вяжущих материалов. Этот вопрос подробно рассмотрен в литературе (Г.И. Книгина, 1967, 1980). Для создания твердеющих композиций горелые породы активизируют введением добавок (гипс, доменный граншлак, бой стекла, перлит) в количестве 5-10%. После измельчения активизированные смеси позволяют получать вя-

жущие с достаточно высокой прочностью (предел прочности при сжатии пропаренных образцов 20-30 МПа, автоклавированных – 42-53 МПа).

Активизация твердения тонкоизмельченной горелой породы (с удельной площадью поверхности 3-3,5 тыс. см²/г) может быть осуществлена жидким стеклом с получением вяжущего материала воздушного твердения. В настоящее время на основе горелой породы антрацитов из конических отвалов и низко модульного жидкого стекла (плотностью 1,4 г/см³) в Ростовской обл. получают подобное вяжущее, а с применением заполнителей на его основе изготавливают различные виды изделий.

В связи с тем, что применение отходов угольной промышленности в производстве цемента не носит систематического характера, до настоящего времени не разработаны соответствующие общесоюзные нормативные документы, регламентирующие требования к сырью. При проведении крупных промышленных экспериментов руководствуются следующими требованиями к составу углеотходов, %: зольность 65-85; Al_2O_3 не менее 18; SiO_2 не более 50; $(SiO_2)/(Al_2O_3)$ не более 2,6; K_2O+Na_2O не более 4,4; MgO не более 2,5; SO_3 не более 6,5.

В Польше отходы углеобогащения применяют в качестве компонента шихты в производстве цемента, если они соответствуют следующим требованиям: содержание глинистых частиц не менее 80%, $C_t^d = 10-18\%$, $S_t^d \leq 0,8\%$, пластичность более 2,5%, температура спекания 200°C и более; $(Al_2O_3)/(SiO_2) = 0,6-0,85$; $(CaO + MgO)/(Al_2O_3+SiO_2) = 0,03-0,07$; $(Al_2O_3)/(Fe_2O_3) = 1,2-3$.

По данным ИГИ, отходы углеобогащения могут быть использованы в производстве цемента при расходе 12-15% в шихте (0,3-0,5 т на 1 т клинкера). Это позволяет снизить расход топлива и увеличить производительность цементных печей.

Украини углеобогащением и Южгипроцементом проведена работа по использованию в производстве цемента термообработанных отходов (обожженной породы). Установлено, что в результате термообработки отходов газовым теплоносителем с температурой 873-1073 К происходит дегидратация глинистых составляющих, в результате чего отходы приобретают другую качественную характеристику. Термообработанные отходы углеобогащения могут быть присажены к цементам в качестве клинкерной добавки в количестве 10-15%.

Определенный интерес представляет возможность применения углеотходов в качестве основного компонента цементной сырьевой шихты. С этой целью могут применяться лишь высококарбонатные углесодержащие породы. К таким породам относятся отходы прибалтийских сланцев, вскрышные породы некоторых угольных разрезов (например, «Грызловский» в Мосбассе), а также отходы углеобогащения разреза «Черногорский» Минусинского бассейна. Эксперименты по термообработке шихты, содержащей отходы углеобогащения разреза «Черногорский» и известняк в соотношении от 1:3 до 1:1, показали, что ее можно применять для получения вяжущих материалов марок 100 и 200.

В относительно небольших масштабах органоминеральные отходы могут найти применение при получении полимерных вяжущих материалов, мастик или строительных материалов на их основе. Опытные-промышленные работы по применению отходов обогащения прибалтийских сланцев в качестве наполнителей при производстве различных видов мастик и линолеумов [222] показали возможность замены таких материалов, как древесная и пробковая мука, мел, каолин, тальк, барит, асбест, сажа. Наличие керогена (органической массы) в отходах позволяет уменьшить расход каучуков, смол и пластификаторов на 2-4%. На основании опыта использования около 1 тыс. т отходов обогащения сланцев разработаны технические условия, в соответствии с которыми содержание органиче-

ского вещества в породе на сухую массу должно составлять 10-18%, влажность – не более 1%, а крупность применяемой тонкоизмельченной породы должна соответствовать следующим показателям: остаток на сите 014 – не более 3%, а на сите 008 – не более 15%.

Одно из возможных перспективных направлений использования отходов угольной промышленности – введение их в состав шихты для производства стеклокристаллических материалов – ситаллов. Для их синтеза обычно используют систему, содержащую 40-50% SiO_2 ; 10-25% CaO и 10-20% Al_2O_3 и небольшое количество оксидов натрия, калия, магния и железа. Следует отметить, что в большинстве случаев отходы угольной промышленности характеризуются достаточно высокой температурой плавления, поэтому получение стекол или расплавов на их основе сопряжено либо с введением большого количества добавок-плавней, либо с повышением температуры термообработки в технологическом процессе.

Для получения ситаллов использовали отходы углеобогащения газовых углей Донбасса следующего состава, % по массе: 64-80 A_i^d ; 50,8-58,8 SiO_2 ; 20,1-24,6 Al_2O_3 ; 7,5-8,3 Fe_2O_3 ; 1,2-2,6 CaO ; 0,3-1,4 MgO ; 2,8-3,8 K_2O+Na_2O . Для корректировки состава породы использовали мел, доломит, соду, кварцевый песок и кремнефтористый натрий. Стекло с технологически приемлемыми варочными и выработочными свойствами получено при введении в шихту около 50% (по массе) отходов углеобогащения и температуре около 1450°C.

В качестве катализаторов кристаллизации использовали наиболее распространенные Fe_2O_3 , Cr_2O_3 , MnO , а также сульфиды железа и цинка. Независимо от вида катализатора при кристаллизации стекла на основе углеотходов образуется пироксеновая кристаллическая фаза, однако, лучшими технологическими свойствами обладают массы, содержащие оксид железа.

При оптимальных условиях были получены ситаллы с кислотостойкостью 98,8-99,8%, щелочестойкостью 83-89%, микротвердостью 6400-6700 МПа и плотностью 2860-3150 кг/м³. Подобные материалы можно применять для защиты оборудования от износа и коррозии в угольной, химической и металлургической промышленности (например, плиты и конуса гидроциклонов диаметром 900 мм, применяемые в угольной промышленности).

Из алюмосиликатных расплавов может быть получена также минеральная вата. Обычно ее производят из расплавов металлургических шлаков или специально получаемых расплавов на основе природного сырья (мергель, известняк, суглинки и т.п.). Для превращения расплава в минеральное волокно его струя из конвертера либо другого плавильного агрегата обрабатывается паром либо центрифугируется с последующей обработкой водяным паром. На Сызранском минераловатном заводе в состав шихты длительное время вводят горелые породы, представляющие собой отходы шахтной добычи горючих сланцев Кашпирского месторождения. Состав применяемых пород, % по массе: 46-48 SiO_2 ; 14-16 Al_2O_3 ; 25-26 CaO ; 1,8-2,4 MgO ; 2,8-5 Fe_2O_3 ; 3,4-4,8 SO_3 .

Непосредственно в районе конического отвала расположена сортировочная площадка, на которой порода проходит через валковую дробилку, а затем через вибрационный грохот, где выделяют товарную породу (20-100 мм), направляемую на минераловатный завод. Применяемая на заводе шихта состоит из горелой породы (80%) и кокса (20%). Компоненты дозируют и направляют в вагранки, где происходит плавление. Расплав делят на четыре струи, каждая из которых раздувается струей пара. Одна вагранка с внутренним диаметром 1250 мм имеет производительность 1,1 т/ч

или 7,6 тыс. т в год. Получаемая минеральная вата используется для теплоизоляции агрегатов и тепловых сетей с температурой поверхности до 600°C.

Как установлено проведенными работами ИГИ, ЛГИ, НИИМ, Всесоюзным алюминиево-магниевым институтом и Ермаковским заводом ферросплавов, при получении кремнеалюминиевых сплавов углистая порода заменяет каолиновый концентрат, кокс или кокс и кварцит.

Плавки производили на Ермаковском заводе с использованием в качестве сырья экибастузской породы внутренней вскрыши ($A^d = 50-70\%$). В результате испытания сплавов Уральским научно-исследовательским институтом черной металлургии получены положительные данные при раскислении стали.

Возможность получения карбидокремниевых материалов из углеотходов подтверждена также ИГИ и ВНИИАШ.

На Ташкентском абразивном комбинате проводили опытные плавки по получению из углистой породы разреза «Богатырь» карбидокремниевый материал, а также его испытание как абразивного материала.

Для производства кремнеалюминиевых сплавов может использоваться углистая порода с высоким содержанием окиси алюминия и низким содержанием фосфора и серы, а для получения карбидокремниевый материал – углистая порода с низким содержанием железа.

Суть технологии заключается в том, что на перемещающейся колосниковой решетке через предварительно зажженный слой отходов углеобогащения продувается газоздушный поток с температурой 1473-1673 К. В результате происходящих в слое окислительных процессов в обжигаемом материале образуется алюмосиликатный расплав, благодаря которому происходит слипание частиц отходов в пористый, достаточно прочный конгломерат.

Схема технологического процесса производства аглопорита состоит из подготовительных, основных и заключительных операций.

Подготовительные операции включают в себя аккумуляцию и дозирование отходов углеобогащения, их дробление до крупности 2,5 мм, смешивание дробленой породы с добавками угля, глинистой породы и возвратом (провалом колосниковой решетки агломерационной машины), грануляцию полученной смеси.

Основные операции предусматривают собственно процесс обжига гранул на колосниковой решетке агломерационной машины и очистку запыленных горючих газов, который просасываются через слой шихты на агломерационной ленте под действием вакуума, создаваемого дымососами. Зажигание исходного материала на начальной части агломерационной ленты осуществляется с помощью горна, на котором в качестве топлива используется жидкое или газообразное топливо.

Заключительными операциями являются охлаждение аглопорита, его классификация по частицам крупностью 20 или 40 мм, дробление более крупных кусков и классификация на сорта. Охлаждение аглопорита осуществляется непосредственно на последнем участке агломерационной ленты путем орошения водой либо в специальном охлаждающем устройстве. Получаемый аглопорит классифицируется на фракции 20-40; 10-20; 5-10 и 0-5 мм.

Принципиальная схема производства аглопоритного щебня и песка приведена на рис. 9.32. Получаемый из отходов углеобогащения аглопоритовый щебень отвечает требованиям ГОСТ на «Щебень и песок аглопоритовые». При этом в зависимости от того, получены ли фракции аглопорита дроблением спека или в виде неспекшихся между собой гранул с относительно гладкой поверхностью, получают аглопоритовый щебень или гравий.

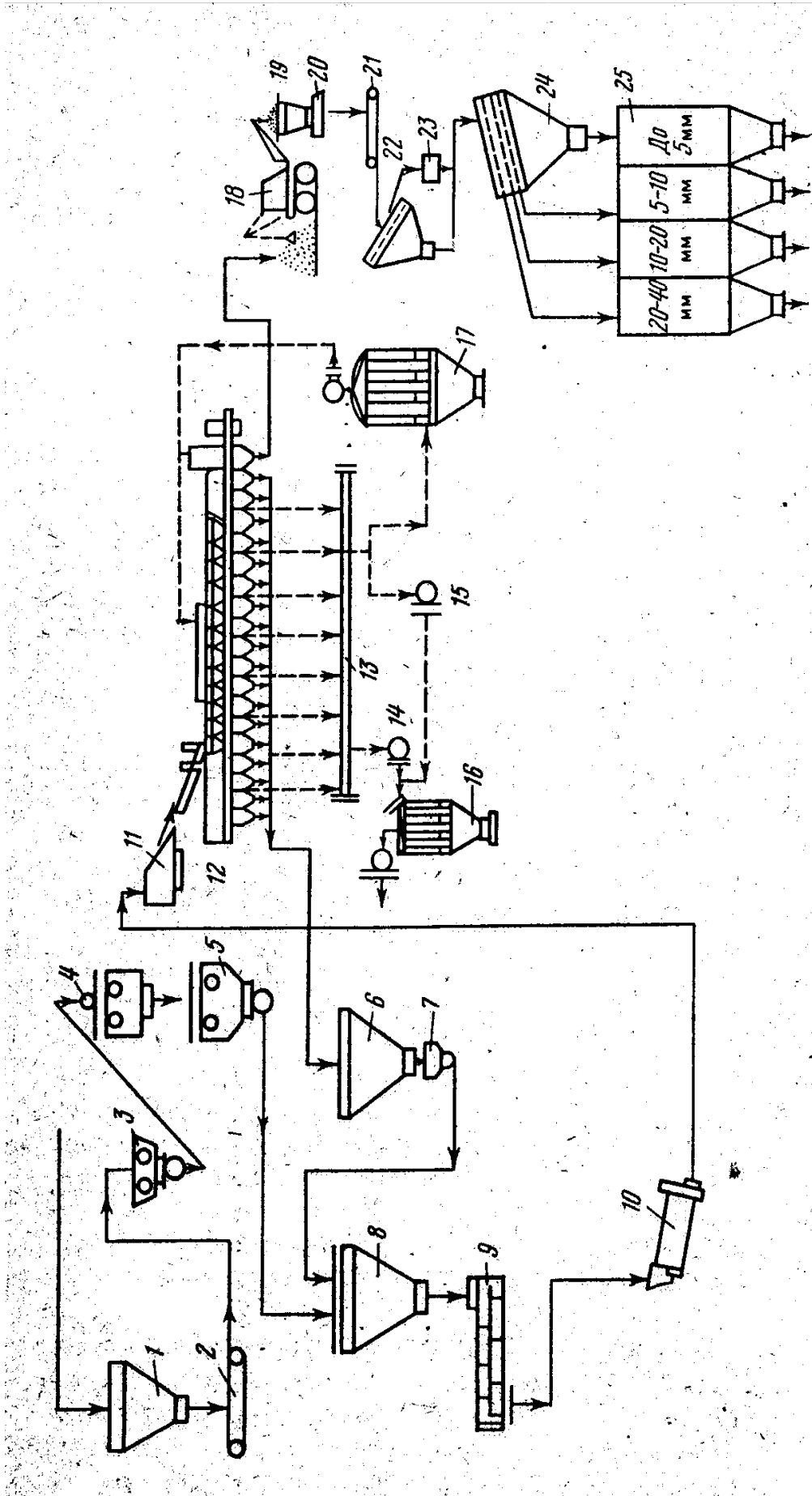


Рис. 9.32. Схема производства аглопорита из отходов углеобогатения:

- 1 – бункер; 2 – питатель; 3-5 – дробилки; 6 – бункер; 7 – дозатор; 8, 9 – смесители; 10 – гранулятор барабанный; 11 – укладчик; 12 – агломерационная машина; 13 – конвейер газов; 14, 15 – дымосос; 16, 17 – пылеуловитель батарейный; 18 – экскаватор; 19 – бункер; 20 – питатель; 21 – конвейер; 22 – конвейер; 23 – грохот; 24 – дробилка; 25 – бункера продукции

По данным ИГИ, насыпная плотность аглопоритового щебня (гравия) составляет 400-800 кг/м³, песка 600-900 кг/м³; прочность аглопоритового щебня 0,6-3,6 МПа.

Исследованиями НИИЖБ, ЦНИИЭПЖилища и других институтов доказано, что при нормальном расходе цемента и использовании аглопоритовых материалов из отходов углеобогащения возможно производить в промышленных условиях легкие бетоны плотностью 1080-1470 кг/м³ марок 100 и 400. Такие бетоны пригодны для изготовления всей номенклатуры изделий для сельскохозяйственного, гражданского и промышленного строительства. Аглопорит может применяться также в качестве теплоизоляционных засыпок кровельных перекрытий зданий, теплокоммуникаций и т.п.

Согласно расчетам Южгипрострома, оптимальная мощность линии по производству аглопорита из отходов углеобогащения составляет 250-300 тыс. м³ в год.

Из отходов флотации целесообразно изготавливать пористый песок путем обжига их в топках с кипящим слоем.

9.5.4. Производство пористых заполнителей бетона

Одним из наиболее перспективных направлений в современной зарубежной и отечественной строительной технике является применение изделий и конструкций из бетонов, изготовленных на основе пористых заполнителей [288]. Как показывает технико-экономический анализ, дальнейшее развитие производства искусственных пористых заполнителей должно базироваться главным образом на применении в качестве сырья углесодержащих отходов промышленности. Главной технологической операцией в производстве пористых заполнителей различных типов (аглопорит, керамзит, порпорит и т.д.) является термическая переработка (обжиг) исходного сырья. От способа проведения термической переработки и применяемых для этой цели обжиговых устройств зависят свойства получаемых продуктов.

Для производства пористых заполнителей используются три основных метода термической переработки отходов: обжиг во вращающихся печах, обжиг в печах кипящего слоя и спекание на агломерационных установках.

НИИКерамзитом (г. Куйбышев) проведены исследовательские и опытно-промышленные работы по производству во вращающихся печах заполнителей из отходов углеобогащения и шахтных пород Донецкого и Печорского бассейнов. Технологическая схема включает операции обжига в двух последовательно расположенных вращающихся печах. Полученные результаты показали возможность создания достаточно стабильного технологического процесса обжига отходов только при условии содержания в них не более 8% углерода. Это требование удовлетворяется для вскрышных и шахтных пород ряда предприятий угольной промышленности, но не соответствует содержанию углерода в отходах большинства углеобогажительных фабрик.

Обжиг отходов в кипящем слое с целью получения пористых заполнителей промышленного применения пока не нашел, однако в ряде стран ведутся интенсивные работы в этом направлении. Следует отметить, что в большинстве случаев этот метод рекомендуется для термической переработки отходов флотации или их смесей с мелкими классами гравитационных методов обогащения. По технологии, разработанной в Украиниуглеобогащении, Институте газа НАН Украины, Южгипростроме, отходы флотации с содержанием твердого 600-800 г/л предлагается гранулировать в кипящем слое с последующей двухстадийной термообработкой в печах КС для выжигания углерода

на первой стадии и вспучивания обожженных гранул – на второй. В результате получается пористый песок крупностью 1-5 мм с насыпной плотностью около 875 кг/м^3 .

Для отходов углеобогащения с содержанием углерода более 8% НИИКерамзит рекомендует применение комбинированной схемы последовательного обжига в кипящем слое и вращающихся печах. Аналогичное техническое решение заложено в схемах, разрабатываемых Донецким Промстройниипроект. Необходимо отметить, что подобные схемы предусматривают использование тепла первой ступени, обжига отходов для сушки исходного материала, но требуют подвода дополнительного тепла для вспучивания минеральной части на второй ступени обжига во вращающихся печах.

Наибольшее промышленное распространение для получения пористых заполнителей из отходов угольной промышленности получил метод агломерации.

В процессе окислительной термической переработки отходов угольной промышленности в различных условиях происходит ряд одновременно протекающих физико-химических процессов, закономерности которых определяются составом исходного сырья и условиями его переработки.

При получении пористых заполнителей методом агломерации нагревание углесодержащих отходов приводит к появлению в обжигаемом материале алюмосиликатного расплава. Он склеивает отдельные частицы отходов в пористый и относительно прочный конгломерат. Методы дериватографического, рентгенофазового, термомикроскопического и вискозиметрического анализа позволили установить основные стадии и температурные интервалы протекания превращений, происходящих при термообработке отходов.

До $1000-1100^\circ\text{C}$ происходит выделение гигроскопической влаги, деструкция и окисление органического вещества, разложение и окисление пирита, диссоциация карбонатов, ступенчатая дегидратация и аморфизация глинистых минералов, начало кристаллизации вновь образующихся соединений (муллит, гематит, шпинель и т.д.).

В интервале $1100-1500^\circ\text{C}$ в расплаве происходят выделение кристаллических фаз (силлиманит, кристобалит, муллит, гематит и т.д.) и ассимиляция расплавом силикатного, железистого или щелочного материала. Для большинства отходов, имеющих высокую по сравнению с глинистым сырьем температуру размягчения минеральной части, характерна высокая вязкость ($4 \cdot 10^8 - 1 \cdot 10^1 \text{ Па}\cdot\text{с}$) в значительном температурном интервале ($1000-1450^\circ\text{C}$). Повышенное содержание соединений закисного железа в отходах вызывает снижение вязкости расплава и сдвиг процессов кристаллизации муллита и кристобалита в область более низких температур. В большинстве случаев относительно высокоглиноземистые углесодержащие отходы начинают заметно вспучиваться при вязкости расплава $4-7 \cdot 10^8 \text{ Па}\cdot\text{с}$.

Пористость продуктов высокоскоростного окислительного обжига углесодержащих пород различного состава при сушке увеличивается на 1-6%, при дегидратации глинообразующих минералов – на 2-8%, при выгорании органических веществ – на 3-7% и к 900°C ее величина обычно составляет 28-31%.

Для отходов гидрослюдисто-монтмориллонитового состава (например, ЦОФ «Абашевская») наибольшее увеличение пористости происходит при температурах $1100-1350^\circ\text{C}$. Пористость каолинитсодержащих отходов (например, разреза «Богатырь») наиболее интенсивно увеличивается после 1400°C .

Основными порообразующими факторами при термообработке гидрослюдисто-монтмориллонитовых и глинистопиритных углесодержащих отходов являются контактное спекание и вспучивание минеральной части отходов в период образования и накопления в ней расплава. При термообработке каолинитсодержащих отходов порообразова-

ние происходит главным образом за счет контактного спекания частиц материала между собой при температурах до 1400-1450°C и прососа воздуха сквозь размягченную (пиропластическую) массу при более высоких температурах (1450-1700°C).

Отходы угольной промышленности имеют сложный и разнообразный состав. Однако условно можно считать их состоящими из трех групп макрокомпонентов: суммы «тугоплавких» окислов (алюминия, кремния и титана - $\sum SiO_2, Al_2O_3, TiO_2$), суммы плавней (окислов железа, щелочно-земельных и щелочных металлов - $\sum Fe_2O_3, CaO, MgO, R_2O$) и органической массы как топливного компонента. Количественное соотношение содержания первых двух групп макрокомпонентов между собой $\sum SiO_2, Al_2O_3, TiO_2 / \sum Fe_2O_3, CaO, MgO, R_2O$, называемое модулем плавкости ($K_{пл}$), является обобщенным показателем состава минеральной части отходов.

Наиболее целесообразно использовать для производства аглопорита отходы с содержанием углерода не более 16% (по условиям обеспечения полноты выгорания) и модулем плавкости от 4 до 12 (по условиям обеспечения оптимальных физико-механических показателей аглопорита). При более высоком содержании углерода во всех случаях необходимо введение в шихту бестопливных добавок.

Отходы с величиной $K_{пл} < 4$ в качестве основной составляющей шихты для производства аглопорита использовать нецелесообразно. При величине модуля плавкости более 12 необходимо введение в шихту легкоплавкого суглинка или других добавок, снижающих температуру плавления минеральной части отходов. Однако в специальных целях возможно использование этого типа сырья и без добавок. В этом случае аглопоритовый щебень будет характеризоваться повышенной насыпной плотностью и высокой огнеупорностью (более 1400°C). Последнее свойство обуславливает возможность применения такого аглопорита в качестве заполнителя для жаростойких легких или облегченных бетонов.

На продолжительность процесса спекания отходов одного предприятия с различным содержанием остатков угля, как следует из приведенных выше данных, в значительной степени влияют количество органического вещества, и химический состав минеральной части отходов. При сопоставлении кинетики спекания отходов добычи и обогащения различных углей весьма существенное влияние оказывает реакционная способность входящего в состав отходов угля. Статическая обработка экспериментальных данных показала, что существует обратная линейная корреляционная связь ($r = -0,83$) между содержанием углерода в горючей массе отходов и вертикальной скоростью спекания шихты на их основе. При этом зависимость скорости перемещения температурного максимума в слое спекаемых отходов (W_{cn}) от содержания углерода в горючей массе отходов (C^r , %) описывается уравнением $W_{cn} = 47,2 - 0,42C^r$ с доверительным интервалом $\pm 0,25W_{cn}$ при вероятности 95%. Так, при оптимальных условиях ведения процесса вертикальная скорость спекания угольных отходов снижается от 15-25 мм/мин для отходов бурых углей до 4-8 мм/мин у отходов обогащения антрацита.

Отходы углеобогащения многих фабрик характеризуются повышенным содержанием серы. По требованиям обеспечения коррозионной стойкости аглопоритобетона и армированных изделий из него допустимое содержание общей серы (в пересчете на SO_3) в заполнителе не должно превышать 3%, а сернистых соединений и водорастворимых сульфатов – 1%.

Сернистость аглопорита зависит от пирометрического уровня процесса агломерации, времени термообработки, гранулометрического и химико-минералогического

состава исходного сырья, а также от состава газовой среды в период термообработки. Однако определяющим фактором является содержание серы в исходных отходах.

В процессе агломерации сернистых отходов даже при обеспечении оптимальных условий для перехода серы в газовую фазу (температура, время, термообработки, гранулометрический состав исходного сырья) не менее 14-15%, серы от ее первоначального содержания в породе переходит в аглопорит. Поэтому при содержании серы в отходах углеобогащения около 3% содержание ее в аглопорите составит 0,4-0,5% (1,0-1,2% в пересчете на SO_3), что является критической величиной в случае преобладания сульфидных и сульфатных соединений.

На величину предельно допустимого содержания серы в исходных отходах углеобогащения вследствие процесса сульфатизации при обжиге значительное влияние оказывает также состав минеральной части отхода, например, присутствие окислов щелочно-земельных металлов. Спекание серосодержащих отходов ряда обогатительных фабрик (ГОФ «Центросоюз», ЦОФ «Комендантская» и др.) позволило установить, что с увеличением содержания CaO в породе возрастает содержание остаточной серы в аглопорите. Это увеличение менее интенсивно при содержании CaO (в прокаленном остатке) не более 6%. Повышение содержания CaO приводит к резкому увеличению сернистости аглопорита.

Для производства аглопорита удовлетворительного качества целесообразно использовать отходы с содержанием серы не более 3% при одновременном содержании окиси кальция около 2,5% (на прокаленную массу). При более высоком содержании в отходах компонентов, склонных к сульфатизации, предельно допустимое содержание серы (3%) должно быть уменьшено.

Характер и особенности процессов, протекающих при агломерации для получения качественного пористого заполнителя, предъявляют определенные требования к исходному сырью (в частности, к углеотходам).

В первую очередь целесообразно использовать отходы углеобогащения, характеризующиеся следующим химическим составом (% на прокаленный остаток): SiO_2 -55±10; Al_2O_3 – 25±10; Fe_2O_3 – 10±8; $MgO + CaO$ – до 12; содержание серы углеотходов – до 3.

Исследования процесса получения пористых заполнителей ВНИИстромом, ИГИ, МИСИ имени В.В. Куйбышева, Укрнииуглеобогащением и другими институтами показали, что оптимальное содержание углерода в шихте на основе углеотходов зависит от химического состава минеральной части и в большинстве случаев должно составлять 10-12%. Повышение содержания углерода в шихте приводит к резкому увеличению температуры в спекаемом слое, появлению повышенного количества расплава, снижению газопроницаемости шихты и в конечном счете к нарушению процесса спекания. Уменьшение количества горючих в шихте, введение в нее отошающих добавок (например, глина) позволяют использовать отходы угледобычи и углеобогащения с более высоким содержанием углерода, но во всех случаях, как показывают исследования, применение отходов с содержанием углерода более 20% является нецелесообразным.

При подготовке шихты к спеканию большое значение имеет постоянное содержание горючих в исходном сырье. Значительное количество углерода в отходах требует не только изменения состава компонентов шихты, но и изменения всех технологических параметров спекания, что в промышленных условиях практически невозможно. Поэтому колебания количества горючих в исходном сырье не должно превышать ±5%. Лишь в отдельных случаях, обусловленных спецификой свойств мине-

ральной части отходов, возможен большой допустимый интервал колебаний содержания углерода в сырье. В зависимости от химического и минералогического состава отходы обогащения углей характеризуются различными температурами плавления и интервалом плавкости. Расплав является основным структурным элементом аглопорита и на стадии сжигания он в значительной мере определяет физико-механические свойства готового аглопорита. Повышенное количество расплава при производстве аглопорита вызывает увеличение его объемной насыпной массы, что приводит к уменьшению производительности агломерационных машин, а иногда и к прямому нарушению технологического процесса. Поэтому минеральная часть отходов углеобогащения для успешного их применения в производстве аглопорита должна иметь достаточно высокую температуру плавления (более 1200°С).

Для получения заполнителя высокого качества количество расплава в аглопорите, по данным исследователей, должно составлять 35-50%, что достигается при поддержании температуры в слое спекаемой шихты в определенном интервале; ограниченном температурой размягчения (t_2) и температурой растекания (t_3).

Учитывая сложность поддержания температуры в слое в узком интервале при промышленном производстве аглопорита, к исходному сырью предъявляются требования широкого температурного интервала плавкости $t_3 - t_2 \geq 50^\circ\text{C}$.

При установлении пригодности исходного сырья (отходов углеобогащения) для производства аглопорита оно должно проходить лабораторные испытания. Эти испытания проводятся на агломерационных чашах в соответствии с методикой, разработанной ВНИИстромом.

Результатом лабораторных испытаний является предварительная оценка качества получаемого аглопорита (прочность, объемная насыпная масса), а также вертикальная скорость спекания и удельная производительность установки.

При оценке пригодности тех или иных отходов углеобогащения в качестве сырья для производства аглопорита удельная производительность установки должна обеспечивать экономическую эффективность производства, а получающийся заполнитель удовлетворять требованиям соответствующих ГОСТов.

Отходы углеобогащения как сырье считаются пригодными для производства аглопорита, если в результате испытаний в лабораторных условиях будут достигнуты следующие показатели процесса спекания и качества готового продукта.

Вертикальная скорость спекания, мм/мин	Не менее 5
Удельная производительность агломерационной машины, м ³ /м ² ч	Не менее 0,23
Объемная насыпная масса:	
аглопоритового щебня крупностью 10-20 мм, кг/м ³	Не более 800
аглопоритового песка крупностью 0-5 мм, кг/м ³	Не более 1200
Прочность аглопоритового щебня при сдавливании в цилиндре, кг/см ² ...	Не менее 4

В табл. 9.60 приведены основные свойства аглопорита, полученного на основе этих углеотходов.

Проведенные исследования позволили перейти к выработке проектных и технико-экономических решений по утилизации отходов углеобогащения для производства искусственного заполнителя для легких бетонов – аглопорита.

Таблица 9.60

Свойства аглопоритового щебня из отходов углеобогащения и горючих сланцев

Показатели	Единица измерения	Экибастузский разрез «Богатырь»	Ясиновский коксохимический завод	Сабурханская ЦОФ	Кураховская ЦОФ	Абашевская ЦОФ	Софроновская ЦОФ	Березовская ЦОФ	Отходы горючих сланцев
Истинная плотность	г/см ³	2,51-2,77	2,57-2,61	2,34-2,57	-	2,3	-	2,59-2,61	-
Кажущаяся плотность	г/см ³	1,02-1,32	1,12-1,18	0,87-1,05	-	-	-	0,98-1,05	-
Насыпная плотность	кг/м ³	460-650	450-505	330-500	465	420	550	370-400	350-450
Пористость зерен	%	46,2-64,2	57,0-64,2	58,7-65,0	62,3	-	-	63-68	-
Межзерновая пустотность	%	45-61	54,8-55	52,5-60	58,5	56,8	53	53-60	61-69
Прочность	кгс/см ²	4,1-15,7	5-6	3-10	9,4	6-8	6-8	6-10	4-6,5
Водопоглощение за:									
1 ч	%	14-29,85	30,4-33,5	30,8-37,7	22,1	26,5	20,7	20,7-28,2	22-25
48 ч	%	16,5-32,2	32,8-35	34-37,7	29,3	32,3	26,6	23-32,8	-
Потери массы при прокаливании	%	1,66-9,05	3,21	1-6,02	2,54	2	1,56	0,95-0,98	-
силикатном распаде		0,05-2,2	0-0,95	0-3,5	4	2,3	6	0,4-1,5	-
железистом распаде		0,5-3,5	0-0,95	0,45-9	-	1,0	-	-	-
в растворе		1,17-16,3	0,45-8	1-8,8	-	3,1	-	-	-
после 15 циклов МРЗ		0,3-3,33	3,2-3,6	-	-	-	-	-	-

9.6. Использование отходов добычи и обогащения угля в дорожном и гидротехническом строительстве

9.6.1. Использование отходов для строительства дорог

В последние годы у нас в стране и в других угледобывающих странах все более широкое использование получают отходы углеобогащения для строительства дорог [289, 290].

Вначале использовалась горелая порода для сооружения подстилающего слоя. Затем горелую породу стали применять и для отсыпки дорожных насыпей. Далее в опытном порядке была применена технология отсыпки полотна дороги из текущей породы, но с использованием в качестве вяжущего до 10% цемента. И только после разработки технологии укладки отходов углеобогащения в тело дорожного покрытия, предотвращающей явление самовозгорания, стало возможным широкое использование для указанных целей породы текущей выработки.

Более рационально использование отходов углеобогащения для отсыпки насыпи при строительстве дорог. При этом возникают трудности, связанные с разнородным гранулометрическим составом отходов, содержанием в них углерода и соединений серы, вызывающих опасность самовозгорания, повышенной влажностью, низкой морозостойкостью. Их нейтрализация обеспечивается соответствующей технологией укладки, рациональной конструкцией насыпи. Основные элементы проектируемых Днепрогипрошахтом и строящихся дорог в Западном Донбассе приведены на рис. 9.33.

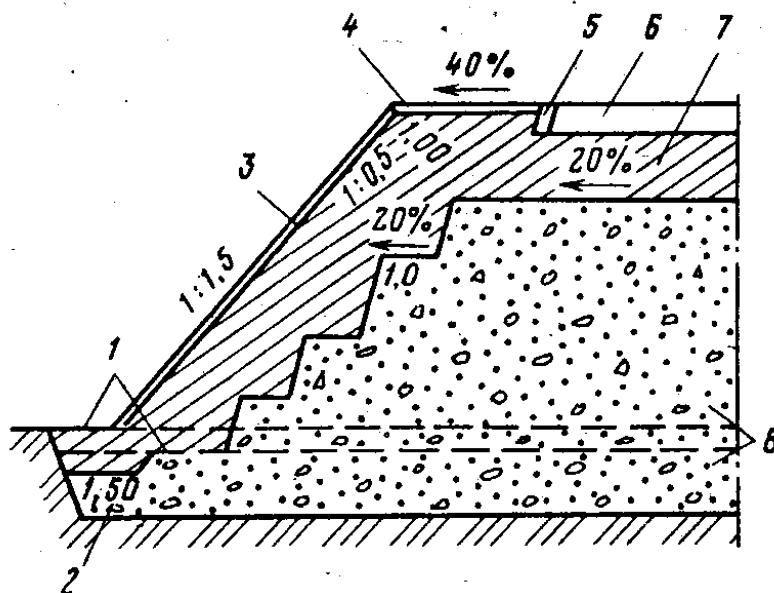


Рис. 9.33. Поперечный профиль автодороги:

- 1 – снимаемый почвенно-растительный слой; 2 – снимаемый слой суглинки;
- 3 – укрепление откосов посевом трав; 4 – укрепление обочины щебнем;
- 5 – укрепление кромки проезжей части; 6 – проезжая часть; 7 – защитный слой суглинки на глубину промерзания; 8 – шахтная порода

Устойчивость насыпей обеспечивается укладкой в них породы с последующими 8-10 проходками катка. Это позволяет получить значение модуля деформации 30 МПа, удельное сцепление 0,01 МПа, угол внутреннего трения 19-20°. При таком уплотнении насыпи устраняются причины самовозгорания породы. Этому способствует устройство защитного слоя из глинистых грунтов на откосах и верхней части насыпи. Защитный слой толщиной не менее глубины промерзания способствует также увеличению прочности дорожной насыпи.

Технология возведения дорожных насыпей из отходов углеобогащения предусматривает послойную ее отсыпку с уплотнением каждого слоя. При этом толщина слоя не должна превышать 0,3-0,5 м в зависимости от степени выветренности. Максимальный размер кусков породы не должен превышать $\frac{2}{3}$ высоты отсыпаемого слоя при общем содержании кусков размером до 300 мм не более 5% общего объема засыпки. При близком от основания дороги залегании водоносных слоев или возможности при определенных условиях их поднятия следует предусматривать гидроизоляцию дороги.

Защитный слой тела дороги получают путем отсыпки на откосы породной насыпи сначала глинистого, а затем растительного грунтов, предварительно снятых с основания будущей дороги. Верхняя часть породной насыпи отсыпается только глинистым грунтом. Снятые перед началом строительства растительный и глинистый грунты складываются вдоль будущей дороги. После завершения отсыпки и уплотнения насыпи растительный и глинистый грунты укладываются на нее и уплотняются.

Расход отходов углеобогащения на строительство дорог I-III категорий составляет в среднем 40 тыс. т на 1 км. При увеличении высоты насыпей соответственно до 5, 10 или 15 м расход отходов возрастает до 160, 475 или 1000 тыс. т на 1 км дороги. Однако расход отходов углеобогащения на строительство дорог до сих пор не велик и составляет 5-10% общей их массы.

Отходы углеобогащения широко применяют для строительства дорог в основных угледобывающих странах, где для этих целей используют от 5 до 25% вырабатываемых отходов углеобогащения.

Для того чтобы в качестве материала для возведения насыпей широко были использованы углеотходы, решается ряд вопросов, связанных с разнородным ситовым составом пород отвалов, повышенным содержанием в свежих отходах углерода, опасностью самовозгорания угля в насыпи, высоким содержанием соединений серы, иногда агрессивной по отношению к некоторым дорожным материалам, повышенной влажностью отходов и др. Трудности, связанные с этими особенностями, преодолеваются путем выбора технологии возведения земляного полотна, рациональной конструкции насыпи и др. При этом учитываются значение схемы размещения отходов, перспектив развития дорожной сети в зоне их размещения, сведения об экономической эффективности замены грунта отходами в каждом конкретном случае, а также рекультивации возвращенных в обращение земель и отказа от карьеров для разработки естественного грунта; данные о составе углеотходов и их свойствах как материала для сооружения земляного полотна.

В качестве основной характеристики физико-механических свойств углеотходов является влажность, которая не должна превышать оптимальных величин. Большое значение имеет также ситовый состав после разработки и доставки материала к месту укладки в насыпь. Регулировать зерновой состав материала, попадающего в насыпь, можно на основе данных обследования отвалов углеотходов. Морозоустойчивость является критерием оценки пригодности углеотходов для возведения земляного

полотна, которое подвержено сезонному промерзанию. Морозоустойчивость характеризуется величиной относительного морозного пучения – коэффициентом пучения, представляющим отношение вертикальной деформации образца при промораживании с заданным режимом к его исходной высоте. Свежие отходы (коэффициент пучения менее 3%) помещаются в верхнюю часть земляного полотна без ограничений, углеотходы с коэффициентом пучения 3-10% применяются в верхней части насыпи при обязательном выполнении мероприятий по обеспечению ее устойчивости в пределах зоны промерзания в соответствии с действующим СНиПом на проектирование автомобильных дорог.

Оптимальная влажность и максимальная плотность отходов углеобогащения определяются с целью установления нормативных значений плотности грунта в насыпи. Прочность при сжатии или дробимость являются также показателями свойства материала в насыпи и дают оценку уплотняемости его, а также стабильности верхней насыпи или основания дорожной одежды. Важным показателем считается равнопрочность материала, учитывающая возможный разброс значений прочности и вероятность получения достаточно однородной конструкции. Однако этот вопрос пока слабо изучен в дорожном строительстве при использовании обычных материалов. Прочность при сдвиге, сцеплении и угол внутреннего трения определяют только тогда, когда производится отсыпка очень высоких насыпей на ограниченной площади или при увеличении крутизны откосов. Они определяются в соответствии с действующей инструкцией по сооружению земляного полотна автомобильных дорог.

Водопроницаемость материала насыпи или материала для каждого из ее элементов необходимо знать в том случае, если к ним предъявляются требования по проницаемости воды.

Склонность к выветриванию, водо-, морозостойкость оцениваются при использовании свежих пород, особенно обломочных, взятых из середины отвала и подвергавшихся выветриванию. Эти характеристики могут оцениваться потерей прочности или испытаниями на сжатие.

В Союздорнии и ИГИ были проведены исследования по установлению возможности применения отходов в нижних и верхних слоях дорожных оснований, укрепленных вяжущими. Изучались отходы обогащения углей Донецкого бассейна и других месторождений СНГ. Особый интерес представляли отходы обогащения антрацитов ЦОФ «Комендантская» в Луганской области, для которых характерно повышенное содержание серы. До настоящего времени сернистые отходы обогащения углей, складываемые в отвалы, представляют серьезный источник загрязнения окружающей среды.

Основная цель выполненной работы заключалась в подборе оптимальных соотношений цемента и извести для укрепления углеотходов, использованных в слое основания дорожной одежды. При этом цемента брали 6, 10 и 12% по массе укрепляемых углеотходов, извести 1,5; 3,5 и 7% соответственно. Особое внимание обращалось на кинетику протекания во времени процессов структурообразования укрепленных материалов – после 7, 29, 60, 120, 150, 360 суток твердения образцов во влажной среде. Критерием оценки пригодности укрепленных материалов служил предел прочности их при сжатии образцов-«близнецов» после испытания на водонасыщение, прочность и морозоустойчивость.

На основе подобранных в лаборатории составов смесей был выбран технологический режим для строительства опытного участка дороги с применением в нижнем слое основания отходов углеобогащения (укрепленных 10-12% цемента в сочетании с

3% извести по массе смеси). Опытный участок был сооружен на автомобильной дороге ЦОФ «Комендантская» - отвал в Донецком бассейне в соответствии с технологией, разработанной Союздорнии и ИГИ. При этом на основе наблюдений было установлено, что вредное действие сернистых отходов углеобогащения локализуется и нейтрализуется действием цемента и извести в указанных соотношениях. Технология работ предусматривала перемешивание компонентов смеси с помощью дорожной фрезы до образования однородной массы. Смесь увлажнялась, снова перемешивалась и уплотнялась катками.

В результате было установлено образование в укрепленных углеотходах очень прочных кристаллизационных структур твердения минералов портландцементного клинкера и кальцита. Обследование опытного участка автомобильной дороги, построенной с применением сернистых отходов углеобогащения, и прилегающей к ней территории показало, что эти отходы в укрепленном виде не оказывают отрицательного воздействия на окружающую среду. Дорога успешно эксплуатируется в течение 10 лет.

В настоящее время проводятся исследования по изысканию путей снижения расхода цемента и замены его более дешевыми материалами, обладающими аналогичными вяжущими свойствами.

Определенный интерес представляет опыт дорожного и гидротехнического строительства на территории Западного Донбасса, обобщенный в работах Днепрогипрошахта.

Особенностью угольного месторождения этого района является размещение запасов угля по некоторым шахтам до 80% под поймой р. Самара. Здесь в результате выемки угля происходит оседание земной поверхности на величину до 85-90% от мощности отработанных пластов, т.е. оседание при отработке всех пластов составит 2-5 м. Оседанию поймы реки сопутствует заболачивание или затопление расположенных здесь сельскохозяйственных земель, лесов и населенных пунктов. К моменту начала проектирования шахт Западного Донбасса в отечественной и зарубежной практике отсутствовали аналоги защиты пойменных земель от затопления, вызванного подвижками горных выработок.

Днепрогипрошахтом с привлечением специализированных научно-исследовательских и проектных институтов и вузов в результате поисковых исследований и многовариантных проектных проработок были найдены технические решения по рекультивации земель поймы. На участках рекультивации с подсыпкой используется шахтная порода. Толщина отсыпаемого слоя породы и покрытия плодородным грунтом принимается с таким расчетом, чтобы после просадки земли от выемки всех пластов угля отметка поверхности рекультивируемой площадки была выше уровня паводковых вод. Уклон поверхности принят в сторону русла реки. Во избежание образования подпора грунтовых вод, подтопления и заболачивания устраиваются дренажные окна для стока атмосферных осадков, грунтовых вод и верховодки с интервалом через 200-300 м в зависимости от рельефа местности.

Порода вывозится автосамосвалами от пунктов погрузки шахт и обогатительной фабрики непосредственно на рекультивируемые участки. Технология укладки породы включает разравнивание ее бульдозером, уплотнение вначале решетчатым, а затем тяжелыми катками на пневматических шинах. При необходимости выполняется увлажнение или подсушивание породы до оптимальной влажности и дробление крупных кусков, превышающих 2/3 толщины уплотняемого слоя.

За три года было использовано около 20 млн. т породы для подсыпки затапливаемых участков поймы и получено 180 га рекультивируемых земель. До 2005 г. предусматривается использовать для этих целей примерно 150 млн. т породы и рекультивировать 1200 га земель.

Для устройства гидротехнических сооружений, включающих защитные дамбы участков дренажа, водоемов орошения, прудов промыслового рыболовства, будет использовано около 50 млн. т породы. Защитные дамбы отсыпаются также с соблюдением выше приведенной технологии. Ширина дамб по гребню принята 15-20 м (по условиям производства работ). Гребень и откосы покрываются слоем почвы, снятым в пределах оснований, засеваются многолетними травами. Высота дамб обеспечивает защиту участков от перелива паводковых вод даже после окончания осадка земной поверхности при выемке всех пластов угля.

Из опыта строительства автомобильных дорог из отходов угледобычи и углеобогащения другими организациями Донбасса следует отметить дороги, запроектированные Донецким филиалом Укргипродорог по рекомендациям Госдорнии. Из их числа можно назвать строящуюся возле г. Донецка объездную дорогу. При строительстве первой очереди уложено 500 тыс. м³ негорелой породы шахты «Ганзовка». На строительство второй очереди потребуется еще 6,5 млн. м³ породы. Максимальная высота насыпи 11 м. Этой же организацией запроектирована объездная дорога вблизи г. Луганска. Здесь в полотно дороги намечено уложить 2,2 млн. м³ пород, выданной шахтой «Луганской», и отходов углеобогащения ЦОФ «Луганская».

По проекту Укргипродорог (г. Киев) построена и нормально работает автомобильная магистраль Краснодон-Молодогвардейск, в земляное полотно которой уложено 160 тыс. м³ породы шахты «Полтавская». Построена и действует автодорога Ореховка-Ивановка (Лисичанский р-н). В земляное полотно ее пошло 10 тыс. м³ шахтной породы. Максимальная высота насыпи 9 м.

Кроме названных в Донбассе работают другие автомобильные дороги, отсыпанные из горелых шахтных пород, в том числе в г. Антрацит, г. Красный Луч, г. Луганск, г. Макеевка, г. Енакиево. В г. Красный Луч сооружен путепровод через железную дорогу.

Из шахтной породы построены автодороги Енакиево-Шахтерск, Красноармейск-Донецк и др. Прочностные и деформативные характеристики уложенных в эти насыпи шахтных пород при 8-10 проходках катка: модуль деформации равен в среднем 30 МПа, удельное сцепление 0,01 МПа, угол внутреннего трения 19-20°, плотность сухого грунта 1370-1460 кг/м³ при влажности укладываемого грунта 7,4-10,7%.

На многих шахтах Донбасса из горелых шахтных пород построены подъездные и внутриплощадочные дороги.

Как показывают расчеты, только в подъездные дороги к предприятиям угольной промышленности Донбасса в течение года может укладываться свыше 20 млн. т шахтной породы.

9.6.2. Использование отходов для строительства гидротехнических сооружений

Одним из перспективных направлений крупномасштабного использования углеотходов является гидротехническое строительство – сооружение плотин и ограждающих дамб. Причем наиболее стабильные качественные показатели у отходов, получающихся при обогащении углей [291].

Особенность отходов углеобогащения в гидротехническом строительстве - возможность их использования в естественном виде без дополнительной переработки, как это требуется, например, при производстве кирпича или искусственных пористых заполнителей, и в массовых объемах, соизмеримых с количеством отходов, поступающих с углеобогажительных фабрик в отвалы. Следует иметь в виду, что отходы флотации не рекомендуется использовать для строительства плотин.

Отходы углеобогащения представляют собой смесь осадочных пород, частиц угля и угольно-минеральных сростков, т.е. являются органоминеральными соединениями. В состав отходов углеобогащения могут входить в различных соотношениях в зависимости от района добычи угля представители всех трех основных генетических групп осадочных пород: глинистые породы (глины, аргиллиты, сланцы), обломочные породы (алевролиты, песчаники), карбонатные породы химического происхождения, часто с примесью пирита (известняки, кальциты, сидериты). Содержание органической массы в отходах углеобогащения может достигать 10-15% и более.

По физическому состоянию отходы обогащения углей на выходе с ОФ представляют собой щебенистый материала крупностью до 100-200 мм с преимущественным содержанием фракций 5-40 мм.

Различная степень метаморфизма и разнообразный минералогический и химический состав осадочных пород, слагающих подошву и кровлю угольных пластов, обуславливают большое колебание физико-механических характеристик отдельных зерен (кусков) породы, идущей в отвал.

Большая часть зерен отходов углеобогащения не морозостойка и не водостойка (коэффициент размягчения колеблется в пределах 0,25-0,85); их плотность, в зависимости от содержания окислов кремния, алюминия и железа, может меняться в широких пределах: от 2,2 г/см³ до 2,8 г/см³.

Основными показателями характеризующими строительные свойства отходов углеобогащения, являются минералогический состав, пластичность и содержание глинистых пород, содержание угля и серы, зерновой состав. Инженерно-геологическая классификация отходов углеобогащения представлена в табл. 9.61. Каждому классификационному показателю присвоено индексное обозначение [292].

Для строительства плотин могут быть использованы негорелые и горелые отходы различной степени выветрелости как непосредственно с углеобогажительных фабрик (текущий выход), так и из отвалов. Материал следует укладывать в тело плотины без сортировки и ограничений по зерновому составу.

При использовании материала различной степени выветрелости может быть предусмотрена зонированная укладка: поперечный профиль сооружения должен быть разбит на зоны, в каждую из которых отсыпают отходы углеобогащения определенного зернового состава.

При укладке в низовую призму плотины маловыветрелых отходов углеобогащения с содержанием органического вещества более 15% и серы более 2% (группы 6Бб, 6В, 7Б, 7В), сохраняющих после уплотнения пористость более 35%, для предотвращения самопроизвольного возгорания следует предусматривать устройство на низовом откосе покрытия из маловоздухопроницаемого материала (выветрелые хорошо уплотняющиеся отходы углеобогащения, глинистые грунты) толщиной 0,5-1,0 м и защиту такого покрытия от эрозии.

Классификация углеотходов

Классификационный признак	Единицы измерения	Группы	Обозначение
Основные			
1. Характеристика вещественного состава	Показатель выветриваемости B , %	А. B менее 10% Б. $B = 10-30\%$ В. $B = 30-50\%$ Г. B более 50%	1А 1Б 1В 1Г
2. Структурная характеристика (степень выветрелости)	Содержание частиц размером менее 2 мм P_m	А. Маловыветрелые (P_m менее 15%) Б. Умеренновыветрелые ($P_m = 15-40\%$) В. Выветрелые ($P_m = 40-60\%$) Г. Сильновыветрелые (P_m более 60%)	2А 2Б 2В 2Г
Дополнительные			
3. Петрографическая характеристика	Содержание глинистых пород	А. Глинистые а) малоглинистые (менее 60%) б) среднеглинистые (60-70%) в) высокоглинистые (более 70%) Б. Песчаные В. Карбонатные	3А 3Аа 3Аб 3Ва 3Б 3В
4. Минералогическая характеристика глинистых отходов		А. Каолинитовые Б. Гидролюдистые В. Монтмориллонитовые	4А 4Б 4В
5. Термическая характеристика		А. Горелые Б. Горящие В. Негорелые	5А 5Б 5В
6. Содержание органического углерода C , %		А. Малоуглеродистые (менее 10%) Б. Среднеуглеродистые (10-20%) а) 10-15% б) 15-20% В. Сильноуглеродистые (более 20%)	6А 6Б 6Ба 6Бб 6В
7. Содержание серы S , %		А. Малосернистые (менее 2%) Б. Среднесернистые (2-5%) В. Высокосернистые (более 5%)	7А 7Б 7В

Отходы углеобогащения могут быть использованы для строительства как объектов промышленной гидротехники (плотины и ограждающие дамбы шламонакопителей, отстойников, прудов-охладителей и т.п.), так и плотин хозяйственно-питьевого назначения (при соответствии качества воды, контактирующей с отходами углеобогащения, требованиям соответствующих стандартов).

Целесообразность использования отходов углеобогащения для отсыпки плотин того или иного назначения должна быть обоснована технико-экономическими расчетами.

К плотинам, отсыпанным из отходов углеобогащения, предъявляют следующие основные требования [292]:

а) заложения откосов должны быть такими, чтобы обеспечивалась устойчивость сооружения и его основания при всех возможных сочетаниях нагрузок и воздействий в период строительства и в процессе эксплуатации;

б) откосы и гребень плотины должны иметь покрытия, защищающие их от волновых, ледовых и атмосферных воздействий;

в) строительные и эксплуатационные деформации плотины и ее отдельных элементов не должны нарушать нормальной работы сооружения;

г) фильтрационные расходы через плотину не должны превышать допустимых пределов, исходя из условия обеспечения водного баланса;

д) дренажные устройства должны обеспечивать сбор и организованный отвод фильтрующей воды и предотвращать фильтрационные деформации в теле плотины и основании.

Конструкцию и размеры поперечного профиля проектируемой плотины назначают на основании следующих основных расчетов: устойчивости откосов, фильтрации, фильтрационной прочности тела плотины и основания, прочности креплений откосов на волновые и ледовые воздействия.

Для предварительной оценки строительных свойств отходов углеобогащения определяют следующие классификационные показатели: минералогепетрографическую характеристику, степень выветрелости (содержание мелкозема размером менее 2 мм), пределы пластичности мелкозема глинистых пород, содержание органического углерода и серы.

Для проведения расчетов определяют следующие характеристики отходов углеобогащения:

а) основные физические показатели: плотность частиц материала, плотность сложения сухого материала в предельно плотном состоянии, проектную плотность сухого материала при укладке в сооружение естественную влажность, зерновой состав. В случае необходимости дополнительно определяют временное сопротивление сжатию и коэффициент размягчения материала отдельных зерен, характеристики водопоглощения, размокаемости и морозостойкости, содержание водорастворимых солей;

б) характеристики деформируемости: параметры, описывающие компрессионные кривые воздушносухого и водонасыщенного материала. В случае необходимости определяют также модули деформации, коэффициенты Пуассона, бокового давления, порового давления;

в) прочностные характеристики: угол сдвига в зависимости от величины напряжений (высоты плотины), сцепление на разрыв;

г) характеристики водопроницаемости и фильтрационной прочности: коэффициент фильтрации, разрушающие градиенты при различных видах деформаций (суффозии, выпоре, контактном размыве).

Особенности, определяющие физико-механические характеристики

Глинистые негорелые отходы углеобогащения, в отличие от традиционно применяемых для строительства плотин грунтовых материалов, обладают способностью

существенно изменять свои физико-механические характеристики за счет разбухания и разрушения под действием факторов физического выветривания – в поверхностных зонах и, главным образом, химического разложения при взаимодействии с водой в пределах всего профиля водонапорного сооружения. В результате воздействия указанных факторов содержание мелкозема в глинистых отходах углеобогащения, первоначально представляющих щебенистый материал, редко возрастает.

Необходимо различать «начальное» состояние материала, в котором он укладывается в плотину и «конечное» состояние, к которому он может прийти в процессе эксплуатации, ориентировочно за 5-10 лет.

Плотины из глинистых негорелых отходов углеобогащения следует проектировать по одному из двух принципов: допуская взаимодействие материала с водой и его выветривание в процессе эксплуатации сооружения (I принцип) или предусматривая специальные защитные мероприятия, обеспечивающие сохранение материала в начальном состоянии в течение всей эксплуатации сооружения (II принцип).

При проектировании плотин по I принципу расчетные характеристики сопротивления сдвигу, определяющие заложения откосов сооружения, устанавливают применительно к конечному состоянию материала (с учетом их уменьшения в процессе эксплуатации); характеристики сжимаемости – применительно к начальному состоянию (имея в виду, что основная часть деформаций происходит в сравнительно короткий промежуток времени – при нарастании нагрузки от вышележащего грунта в процессе строительства сооружения и при наполнении водохранилища); фильтрационные характеристики определяют как для начального, так и для конечного состояния материала, что дает возможность назначить параметры дренажных устройств и прогнозировать уменьшение водопроницаемости в процессе эксплуатации.

При проектировании плотин по II принципу прочностные, деформативные и фильтрационные характеристики определяют применительно к начальному состоянию материала.

Лабораторные исследования прочностных, деформативных и фильтрационных характеристик отходов углеобогащения рекомендуется проводить в приборах (одноплоскостного среза, стабилометрах, одометрах, фильтрационных), минимальный размер которых (высота или диаметр) не менее чем в 5 раз превышает размер наиболее крупной фракции исследуемого материала.

Для определения характеристик отходов углеобогащения в начальном состоянии используют материал натурального зернового состава или модельные смеси с заметной недопустимо крупных по сравнению с размерами прибора частиц таким же количеством материала максимальной допустимой крупности.

При моделировании конечного состояния отходов углеобогащения зерновой состав рекомендуется принимать по аналогам. Минимальные прочностные характеристики материала в конечном состоянии допускается определять по результатам опытов с мелкоземом.

Особенности определения гранулометрического состава

Гранулометрический состав отходов углеобогащения зависит от прочности вмещающих пород, технологии обогащения, технологии укладки в отвал или плотину, а также от условий и срока хранения в насыпном сооружении. Несмотря на колебания гранулометрического состава, согласно принятой классификации, отходы углеобогащения на выходе со всех ОФ являются маловыветрелыми.

В зависимости от срока и условий хранения в отвале гранулометрический состав отходов углеобогащения изменяется и в большинстве случаев может классифицироваться как умеренновыветрелый (содержание мелкозема 15-30%). В горелых отходах углеобогащения количество мелких фракций возрастает по сравнению с негорелыми.

В негорелых глинистых отходах углеобогащения содержание мелкозема в процессе эксплуатации водоподпорных сооружений ориентировочно за 5-10 лет может увеличиться до 50-60% и более, т.е. материал в конечном состоянии классифицируется как выветрелый (содержание частиц размером менее 2 мм 30-50%) или сильновыветрелый (более 50%).

Гранулометрический состав негорелых глинистых отходов углеобогащения в конечном состоянии рекомендуется прогнозировать следующим образом. Содержание мелкозема <2 мм принимается равным 50-60%; содержание более крупных фракций пропорционально уменьшается по сравнению с их содержанием в начальном состоянии.

Особенности определения сопротивления сдвигу

Характеристики сопротивления сдвигу отходов углеобогащения в зависимости от состояния материала (зернового состава, плотности, влажности) и величины действующих напряжений могут колебаться в широких пределах.

При проектировании плотин по I принципу параметры сопротивления сдвигу следует определять для конечного зернового состава с учетом их уменьшения при водонасыщении и переходе материала в процессе эксплуатации сооружения из начального состояния в конечное, если предусмотрены конструктивные мероприятия, ограничивающие взаимодействие материала с водой и предотвращающие его выветривание (II принцип), определение параметров сопротивления сдвигу производят для начального зернового состава.

Для плотин высотой более 35-40 м параметры сопротивления сдвигу рекомендуется принимать переменными, в зависимости от величины действующих напряжений.

Отдельные факторы влияют на величину угла сдвига отходов углеобогащения следующим образом.

При водонасыщении сопротивление сдвигу всех разновидностей негорелых глинистых отходов углеобогащения резко уменьшается. Падение угла сдвига при прочих равных условиях составляет 6-10°. Водонасыщение горелых отходов углеобогащения оказывается на их сопротивлении сдвигу меньше и вызывает уменьшение угла сдвига на 2-3°.

При переходе негорелых глинистых отходов углеобогащения из начального в конечное состояние (увеличение содержания мелкозема до 50-60%) можно ожидать снижения угла сдвига на 4-5°.

Для плотин высотой до 20 м и 20-35 м (при максимальных нормальных напряжениях до 0,3 и до 0,6 МПа) ориентировочные значения углов сдвига максимально выветрелых водонасыщенных отходов углеобогащения в конечном состоянии, уплотненных до относительной плотности $I = 0,8-0,9$ приведены в табл. 9.62.

**Ориентировочные значения углов сдвига глинистых отходов
углеобогащения**

№ п/п	Наименование материала	Высота плотины	
		до 20 м	20-35 м
1	Горелые отходы	45°-48°	40-45°
2	Негорелые отходы коксохимических заводов (мало- и среднеглинистые)	40°-45°	35-40°
3	Негорелые отходы обогащения энергетических каменных углей и антрацитов (средне- и высокоглинистые)	30°-40°	25-35°

Наиболее вероятные значения углов сдвига отходов углеобогащения третьей группы находятся в пределах 30-35° для плотин высотой до 20 м и 25-30° для плотин высотой 20-35 м; более высокие прочностные характеристики могут иметь отдельные разновидности материала этой группы, отличающиеся высокой плотностью сложения.

Сжимаемость отходов

Сжимаемость отходов углеобогащения характеризуется следующими особенностями.

Связь между напряжениями и деформациями близка к линейной только для хорошо уплотненного воздушносухого материала (как горелого, так и негорелого).

Водонасыщение горелых отходов обогащения вызывает сравнительно небольшое увеличение сжимаемости. Величина просадочной деформации достигает лишь 30-40% от стабилизировавшейся деформации воздушносухого материала при той же нагрузке.

При водонасыщении негорелых отходов обогащения сжимаемость возрастает очень сильно, а связь между напряжениями и деформациями нелинейна независимо от плотности материала. Режим водонасыщения (до начала или в процессе приложения нагрузки) практически не влияет на величину конечной деформации. Просадочная деформация практически полностью происходит при первом насыщении водой. Последующие циклы высушивания и водонасыщения материала при неизменной нагрузке не вызывают увеличения сжимаемости.

Величина просадочной деформации чрезвычайно велика и для негорелых сильноглинистых отходов углеобогащения достигает 300-400%.

Изменение плотности сложения заметно влияет на сжимаемость всех разновидностей отходов углеобогащения. При переходе от максимально плотного к предельно рыхлому сложению (изменение относительной плотности от 0,9-1 до 0-0,1) сжимаемость водонасыщения отходов углеобогащения увеличивается в 2-3 раза.

Увеличение содержания мелкозема до 50% вызывает увеличение плотности материала (при той же величине относительной плотности) и уменьшение его сжимаемости на 20-40%.

В о д о п р о н и ц а е м о с т ь

Водопроницаемость отходов углеобогащения характеризуется коэффициентом фильтрации (см/с, м/сут).

Необходимо учитывать фильтрационную анизотропию материала в насыпях, возведенных послойной укаткой: коэффициент фильтрации в горизонтальном направлении (вдоль слоев) может на порядок превышать вертикальный коэффициент фильтрации (поперек слоев).

Водопроницаемость отходов углеобогащения в зависимости от их состояния изменяется в широких пределах. Для предварительных оценок могут быть использованы следующие данные.

В зависимости от степени выветрелости материала, используемого для строительства, и от степени его уплотнения при укладке в сооружение может быть достигнуто начальное значение коэффициента фильтрации в пределах $A \cdot 10^{-2}$ - $A \cdot 10^{-5}$ см/с (наиболее вероятные значения $A \cdot 10^{-3}$, $A \cdot 10^{-4}$ см/с).

При переходе от предельно рыхлого к максимально плотному сложению коэффициент фильтрации отходов углеобогащения при прочих равных условиях может уменьшаться в пределах двух порядков.

Ориентировочные значения коэффициентов фильтрации отходов углеобогащения различной плотности в зависимости от степени выветрелости, характеризующейся содержанием мелкозема, приведены в табл. 9.63.

Таблица 9.63

Коэффициенты фильтрации отходов углеобогащения различной выветрелости

№ п/п	Степень выветрелости (содержание мелкозема, P_m , %)	Коэффициент фильтрации, см/с
1	Маловыветрелые ($P_m < 15\%$)	$10 - 10^{-2}$
2	Умеренновыветрелые ($P_m = 15-30\%$)	$10^{-2} - 10^{-4}$
3	Выветрелые ($P_m = 30-50\%$)	$10^{-3} - 10^{-5}$
4	Сильновыветрелые ($P_m > 50\%$)	$10^{-4} - 10^{-7}$

К о н с т р у к ц и и п л о т и н и з о т х о д о в у г л е о б о г а щ е н и я

Конструкцию и размеры поперечного профиля плотин из отходов углеобогащения назначают на основании технико-экономических расчетов с учетом физико-механических характеристик материала, назначения сооружения, имеющейся строительной техники, топографических, инженерно-геологических, гидрологических и климатических условий строительства.

В зависимости от степени выветрелости и возможности уплотнения в сооружении имеющимися в наличии механизмами, отходы углеобогащения могут быть использованы для отсыпки однородных плотин, противофильтрационных элементов и упорных призм.

Рекомендуемые конструкции плотин из отходов углеобогащения, запроектированных по I или II принципу, показаны на рис. 9.34.

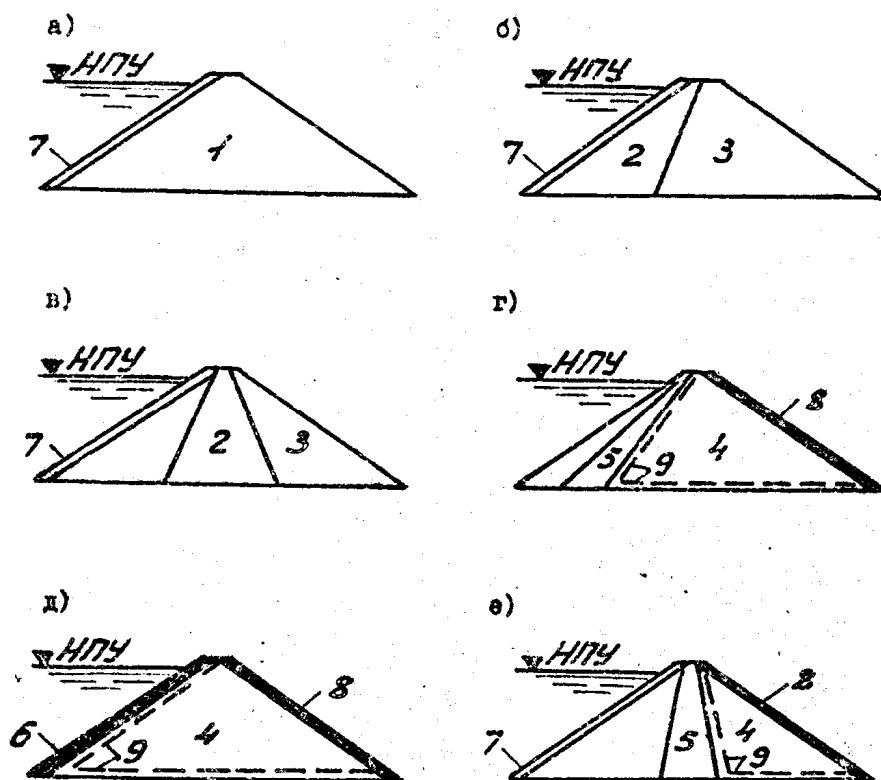


Рис. 9.34. Конструкции плотин из углеотходов

а – однородная плотина; б, в – плотины с зонированной укладкой углеотходов; г, д, е – плотины с противофильтрационными элементами, ленточным дренажем и покрытием низового откоса, предохраняющими углеотходы от выветривания; 1 – углеотходы групп IB, II; 2 – максимально выветрелые (измельченные) углеотходы групп IB, II; 3 – маловыветрелые углеотходы групп IA-IB; 4 – углеотходы групп IB-II, защищенные от выветривания; 5 – противофильтрационный элемент из углеотходов групп IB, II или глинистого грунта; 6 – негрунтовый противофильтрационный элемент; 7 – крепление верхового откоса; 8 – защитное покрытие низового откоса; 9 – ленточный дренаж

Как правило, следует возводить из отходов углеобогащения весь профиль сооружения, предусматривая в необходимых случаях зонирование материала.

В первую очередь следует рассматривать возможность строительства однородных плотин. В верховой части однородных плотин (слой мощностью 10-12 м от откоса) может быть предусмотрена более высокая степень уплотнения материала за счет уменьшения толщины отсыпаемых слоев или использования более мощных уплотняющих механизмов.

Если в наличии имеются отходы углеобогащения разной степени выветрелости, для отсыпки верховой призмы или противофильтрационных элементов в виде ядер и экранов следует использовать лежалый, максимально выветрелый материал из отвалов, а в низовую призму укладывать отходы текущего выхода с ОФ и свежие маловыветрелые отходы из отвалов.

При использовании для строительства плотин маловыветрелых отходов углеобогащения, уплотнение которых имеющимися строительными механизмами не по-

зволяет, добиться требуемых фильтрационных характеристик, может быть предусмотрено устройство противофильтрационных элементов из связных грунтов или негрунтовых материалов.

Ввиду значительного снижения сопротивления сдвигу отходов углеобогащения при водонасыщении и выветривании в некоторых случаях может оказаться экономически оправданным строительство плотин по II принципу, с осуществлением конструктивных мероприятий, предотвращающих взаимодействие материала с водой и его выветривание (устройство противофильтрационных элементов, понижение депрессионной поверхности дренажем, устройство защитных покрытий низового откоса).

С низовой стороны противофильтрационных элементов рекомендуется укладывать дренажный слой в сочетании с ленточным дренажем в основании сооружения. Такая конструкция обеспечивает организованный отвод профильтровавшейся воды, предотвращает водонасыщение основного тела плотины из отходов углеобогащения и позволяет сохранить в период эксплуатации начальные характеристики материала.

Заложения откосов плотин из отходов углеобогащения определяют на основании расчетов устойчивости. При строительстве по I принципу расчетные характеристики сопротивления сдвигу принимают для конечного состояния материала с учетом его выветривания в процессе эксплуатации в пределах всего профиля сооружения.

Если предусмотрены мероприятия по защите отходов углеобогащения от выветривания, расчетные характеристики сопротивления сдвигу должны быть отнесены к начальному состоянию материала и соответственно повысятся.

Дренажные устройства в теле и основании плотины выполняют для следующих целей:

- а) недопущения выхода фильтрационного потока на низовой откос и заглубления депрессионной поверхности ниже зоны промерзания;
- б) уменьшения зоны действия фильтрационного потока, что позволяет повысить устойчивость сооружения;
- в) перехвата, сбора и организованного отвода фильтрационной воды и предотвращения фильтрационных деформаций материала.

Типы и конструкции дренажных устройств в плотинах из отходов углеобогащения аналогичны применяемым в грунтовых плотинах; их размеры устанавливают на основании гидравлических и фильтрационных расчетов. По условиям производства работ рекомендуются следующие минимальные размеры отдельных элементов дренажных устройств: толщина слоев фильтра 0,15 м, диаметр дренажных труб 0,15 м, ширина дренажных лент 0,5 м. Откосы дренажных слоев, призм и кюветов рекомендуется проектировать с заложением не менее $m = 1$.

Зерновой состав обратных фильтров дренажей и переходных зон рекомендуется подбирать исходя из следующих условий. Для обеспечения свободного оттока профильтровавшейся воды размер фракций слоя фильтра D_{15} должен превышать не менее чем в четыре раза размер фракций d_{15} защищаемых более мелкозернистых отходов углеобогащения (D_{15} , d_{15} – размеры фракций, мельче которых содержится 15% материала по массе). В то же время для предотвращения фильтрационных деформаций размер D_{15} не должен превышать более чем в 4 раза d_{85} прилегающих к фильтру отходов углеобогащения. Величину d_{15} следует определять по зерновому составу отходов углеобогащения в начальном состоянии, а d_{85} – в конечном состоянии.

Для защиты верхового откоса плотин из отходов углеобогащения от разрушения ветровыми волнами рекомендуется применять гибкие покрытия из зернистых ма-

териалов (несортированный камень, металлургические шлаки, гравийно-галечниковый грунт) или из грунтобитума.

Для защиты низового откоса от эрозии и предохранения материала низовой призмы от выветривания в результате атмосферных воздействий рекомендуется устраивать облегченные защитные покрытия толщиной не менее 30 см (посев многолетних трав по слою растительного грунта, уплотненный слой щебня или гравийно-галечникового грунта, грунтобитум).

Как правило, на низовом откосе необходимо предусматривать организованный отвод поверхностных вод. Для этого по линии сопряжения плотины с берегами и на бермах следует размещать водопроводящие лотки и кюветы.

В о з в е д е н и е п л о т и н и з о т х о д о в у г л е о б о г а щ е н и я

Для достижения достаточно высоких физико-механических характеристик отходов углеобогащения, их укладку в тело плотины, как правило, следует производить с уплотнением до плотности сухого материала $\delta_{ск} = (0,92-0,95)\delta_{ск}^{макс}$, соответствующей относительной плотности сложения $I = 0,8-0,9$.

Материал, укладываемый в противofильтрационные устройства (ядра, экраны), а также в верхнюю часть однородных плотин, рекомендуется уплотнять до $\delta_{ск} = (0,95-0,97)\delta_{ск}^{макс}$ ($I > 0,9$).

Уплотнение отходов углеобогащения рекомендуется производить послойной укаткой. В качестве уплотняющих механизмов могут быть использованы катки вибрационного или статического (пневматические, кулачковые) действия.

Допускается производить уплотнение пневматическими землеройно-транспортными и транспортными средствами.

Не рекомендуется уплотнять отходы углеобогащения гусеничными машинами, применение которых не позволяет достигнуть достаточно высокой плотности сложения материала.

Укладка каждого слоя отходов углеобогащения включает в себя следующие операции: подготовка поверхности предыдущего слоя, отсыпка отходов углеобогащения автосамосвалами, в случае необходимости – увлажнение материала и выстаивание не менее 2 часов, разравнивание бульдозером, укатка, отбор контрольных проб.

Подготовку поверхности уплотненного слоя производят его рыхлением на глубину около 5 см (например, боронованием). Если уплотняют кулачковыми или пневматическими катками, специальное рыхление поверхности предыдущего слоя перед отсыпкой последующего слоя можно не производить.

Поверхность отсыпанного материала следует разравнивать непосредственно перед его уплотнением.

Параметры уплотнения (оптимальную влажность, толщину уплотняемого слоя, количество проходов уплотняющего механизма по одному следу), обеспечивающие необходимую плотность укладки материала в сооружение, следует устанавливать по результатам опытных укаток в производственных условиях с применением выбранных уплотняющих механизмов.

Опытное уплотнение отходов углеобогащения может быть проведено на специально отведенной площадке или при укладке первого слоя материала в сооружение.

Плотность сложения мало- и умеренно выветренных негорелых глинистых отходов углеобогащения, соответствующая относительной плотности $I = 0,8-0,9$, в

большинстве случаев находится в пределах $\delta_{ск} = 1,7-1,8 \text{ т/м}^3$. Отходы обогащения антрацитов имеют более низкую плотность (ориентировочно $\delta_{ск} = 1,6-1,7 \text{ т/м}^3$).

Плотность горелых отходов углеобогащения ниже, чем негорелых (ориентировочно на $0,05-0,10 \text{ т/м}^3$).

Оптимальная влажность W_0 отходов углеобогащения зависит от степени выветрелости и мощности грунтоуплотняющих механизмов.

Ориентировочно можно принимать для мелкозема 2 мм негорелых глинистых отходов углеобогащения $W_0^{\text{мелк.}} = 14-18\%$; для материала в целом $W_0^{\text{общ.}} = 6-12\%$; для горелых отходов, соответственно $W_0^{\text{мелк.}} = 30\%$; $W_0^{\text{общ.}} = 20-25\%$.

Оптимальная влажность несколько уменьшается при увеличении мощности уплотняющих механизмов (в пределах 1-3% при увеличении веса пневмошинных катков от 12-15 т до 50 т).

Необходимость дополнительного увлажнения или подсушки определяется влажностью материала, используемого для строительства.

Влажность отходов углеобогащения в отвалах обычно составляет 4-7%, т.е. меньше оптимальной, поэтому, как правило, необходимо дополнительное увлажнение такого материала.

При использовании для строительства плотин переувлажненных отходов текущего выхода с ОФ может потребоваться подсушка материала. Подсушку рекомендуется проводить непосредственно на карте в конусах, отсыпанных из автосамосвалов.

Толщина уплотняемого слоя отходов углеобогащения в рыхлом состоянии при 6 проходах уплотняющего механизма по следу ориентировочно может быть принято по табл. 9.64.

Таблица 9.64

Ориентировочные значения толщины слоя уплотняемых отходов углеобогащения

Тип уплотняющего механизма	Масса уплотняющего механизма, т	Толщина уплотняемого слоя в рыхлом состоянии, см
Виброкатки	6-8	50-60
	10-12	60-70
Катки на пневмошинах	12-25	30-40
	25-35	40-50
	35-50	50-60

9.7. Использование отходов добычи и переработки угля в сельском хозяйстве

9.7.1. Использование отходов добычи и гравитационного обогащения углей в качестве компонента удобрений

Во многих странах широко применяются зольные уносы от сжигания углей для повышения плодородия кислых почв. При этом зольные уносы наряду с эффектом известкования являются дополнительным источником микроэлементов – стимуляторов

развития сельскохозяйственных культур. Эти работы проводятся в широких масштабах и дают значительный эффект. Значительно в меньшей степени реализуется в сельскохозяйственной практике использование отходов добычи и обогащения углей.

Из классификации отходов угольной промышленности как возможного сырья для различных направлений использования следует, что одной из немногих областей применения высокосернистых отходов может быть внесение их в почву в качестве компонента удобрений. Это позволяет восполнить дефицит в сере, испытываемый почвами в некоторых районах интенсивного земледелия.

Большой опыт подобного применения углеотходов накоплен в Пермской обл., где для повышения плодородия почв используют высокосернистые шахтные породы Кизеловского бассейна (шахты «Шумихинская», «Ключевская», им. Ленина и др.). Состав породы, % по массе: 5-30 C_t^d (в среднем, около 15); 3-9 S_t^d (6); 54-80 SiO_2 ; 8-24 Al_2O_3 . Содержание гумуса в породе 1,9-4,1%, азота – 0,1-0,23%; подвижного фосфора и калия, соответственно, до 0,7 и 0,3 мг на 100 г. Гидролитическая и обменная кислотность составляют, соответственно, 0,2 и 0,4 мг-экв/100 г; pH водной вытяжки изменяется от 4,2 до 6,7. Доза вводимых пород, предварительно измельченных до крупности менее 3 мм, 0,75-3 т/га.

Установлена наибольшая эффективность применения измельченных углеотходов в смеси с минеральными удобрениями и известью. При семилетнем наблюдении за опытными участками наилучшие результаты достигнуты на композициях, содержащих (на 1 га): 1,5-3 т породы и 60-120 кг действующего вещества азота, фосфора и калия. Многолетние исследования позволили заключить, что углеотходы не влияют на основные агрофизические свойства дерново-подзолистых почв, но способны увеличить их удельную площадь поверхности на 9 м²/г при внесении примерно 3 т/га, что приводит к увеличению сорбционных свойств почв. Дерново-подзолистые почвы обычно слабо поглощают гумусовые вещества. При введении углистой породы фульвокислоты десорбируются на 95-99%, а гуминовые кислоты – на 35%, что свидетельствует об их прочном закреплении и уменьшении степени вымывания.

Органическое вещество может использоваться микрофлорой почвы. Внесение углистых пород повышает численность микроорганизмов в дерново-подзолистых почвах в десятки раз. Кроме того, в 5-8 раз возрастает способность к фиксации молекулярного азота из атмосферы за счет улучшения условий жизнедеятельности азотфиксирующих бактерий. За четыре года прибавка урожайности ячменя и овса от действия углеотходов на опытных участках Пермской обл. составила 15-18%.

Многие из содержащихся в углеотходах агрохимических компонентов представлены формами, плохо усваиваемыми растениями. Один из способов перевода малоподвижных форм в легко усваиваемые основан на их биохимической активизации применением в виде компоста (т.е. смеси углеотходов с органическим удобрением). Использование компостов флотационных отходов обогатительной фабрики Днепродзержинского коксохимзавода с органическим удобрением или в смеси с хлористым аммонием и суперфосфатом повышает урожай на 5-15%. Особенно эффективнее этот метод на эрозированных и песчаных почвах.

Принципиально возможно внесение углеотходов или высокозольных углей (со специальной активацией или без нее) либо вместе с обычными удобрениями при возделывании сельскохозяйственных культур, либо при рекультивации земель, нарушенных в результате горных работ. Первое направление реализуется, как указано выше, только в опытных работах, а второе – осуществляется в течение ряда лет в промышленном масштабе, в частности в Венгрии.

Метод получил название – комбинированная рекультивация земель без нанесения почвенного слоя, подстилающих суглинков и «пионерных» растений. Он позволяет стабилизировать микробиологическую активность почвогрунта рекультивируемого участка в течение одного года и восстановить полностью плодородие нарушенных земель в течение 4-6 лет. С этой целью на поверхность породного отвала, подготовленного к рекультивации, наносят предварительно активизированную смесь высокозольных бурых углей или лигнита с минеральными удобрениями, заменяющую действие гумуса.

Полученную смесь с общим содержанием углерода 40% и более измельчают в молотковой мельнице до крупности менее 5 мм и продувают воздухом с помощью центробежного вентилятора. Объем воздуха для продувки 1 т смеси не менее 1000 м³. Одновременно смесь увлажняют, равномерно распыляя воду под давлением 0,4-0,6 МПа. Расход воды составляет 20-30 л на 1 т смеси. Если для приготовления биоактивизированного препарата (биоуголь) используют только пыль от транспортных конвейеров, то продувку воздухом и увлажнение исключают.

Приготовленный биоуголь смешивают с минеральными удобрениями, обеспечивая содержание в смеси, называемой биомассой (или БНПК), %: 5-10 N; 3-6 (P₂O₅); 3-6 (K₂O). Таким образом, в составе БНПК содержится суммарно по массе, %: 11-22 действующего вещества; 28-39 наполнителя; 40-60 биоактивного органического вещества. Приготовленная биомасса (БНПК) содержит в необходимом количестве органические кислоты и минеральные вещества (NPK).

Перемешивают компоненты биомассы – биоактивизированное органическое вещество с минеральными удобрениями – обычно механическим способом, обеспечивающим доступ воздуха. Добавление воды требуется в тех случаях, когда биоактивизированное органическое вещество содержит влаги менее 30-35%.

Полученные после перемешивания продукт до использования выдерживают в буртах или мешках не менее 48 ч. При этом получают грануловатую структуру смеси. Минеральные и органические вещества частично образуют химические и биологические связи. Полученный материал не поддается твердению и образованию комков, может храниться без потерь реагентов достаточно долгое время.

В зависимости от содержания органических веществ (органического углерода) в грунтах породных отвалов биоактивизированную смесь вносят в следующих дозах: при содержании органического вещества 0-5% - 30 т/га; 5-10 – 10 т/га; свыше 10% - не вносят.

Дозировка биоактивной смеси (БНПК) и минеральных удобрений при внесении в грунт указана в табл. 9.65. Поскольку доза внесения биоактивизированного препарата зависит от содержания углерода в рекультивируемом слое грунта, для понижения дозы, вероятно, целесообразно увеличить C_o^d смешением грунта с крупной породой. Концентрационная дозировка вводимой породы зависит от ряда условий (масса грунта, содержание в нем углерода, крупность и др.) и подлежит экспериментальной проверке.

Однако в осуществлении метода комбинированной рекультивации, как и во всех других случаях, связанных с введением углеотходов в почвенный слой, важнейшую роль играют природно-климатические условия района (продолжительность вегетации, температура окружающей среды, влажность и т.д.) в сочетании с физическими и агрохимическими свойствами рекультивируемых пород и активной деятельностью почвообразующей микрофлоры. Поэтому в каждом конкретном случае необходима детальная опытно-промышленная проверка метода, его корректировка и приспособление к природно-климатическим условиям района ведения рекультивационных работ.

Доза внесения минеральных удобрений и биоактивной смеси, т/га

Вещество	Биологическая подготовка поверхности отвала	На 2-4-е годы рекультивации под зерновые культуры	Производство смешанных культур после рекультивации (рекомендуется)
Биоактивная смесь БНПК	3-6	1,8-3,5	1-2
<i>N</i>	0,3	0,175	0,1
<i>P₂O₅</i>	0,18	0,105	0,06
<i>K₂O</i>	0,18	0,105	0,06
Всего NPK	0,66	0,385	0,22
<i>N</i> при подкормке	0,085	0,085	0,085
<i>N</i> при биологической подготовке под зеленые растения	0,085	-	-
Всего действующего вещества	0,83	0,47	0,305

Гравитационные отходы углеобогачительных фабрик более богаты соединениями кальция, микроэлементов, органического вещества серы, а также обладают относительно большой сорбционной способностью для компонентов, способствующих повышению плодородия почв. Эти их особенности послужили основанием для проведения широкомасштабных испытаний углеотходов в качестве удобрений.

В одном из экспериментов [293] при добавке в почву углеотходов, содержащих, %: сера 9, углерод 15, SiO_2 71 и Al_2O_3 12 (в пересчете на золу) при расходе 0,75-3 т/га установлено, что агрофизические и агрономические свойства почвы не изменяются. Однако существенно увеличиваются удельная поверхность почвы, содержание сапрофитовой микрофлоры и азотофиксирующих бактерий, что способствует увеличению активности фиксации. Эти явления особенно выражены при добавке углеотходов при расходе 12% к массе почвы. При внесении 2-3 т/га углеотходов наблюдалось увеличение урожайности озимой ржи на 15-20%, различных видов многолетних трав, используемых на сено, на 15-30%. По итогам эксперимента в течение трех лет при внесении углеотходов при расходе 1,5-3 т/га совместно с известью и минеральными удобрениями получен экономический эффект 95-120 руб/га в ценах 1982 года.

9.7.2. Использование отходов флотации с целью повышения плодородия почв

Как показали многолетние полевые опыты и лабораторные исследования, рациональным способом утилизации отходов флотации с положительным эффектом является исследование их в качестве мелиоранта малопродуктивных почв легкого механического состава [294].

В качестве мелиоранта использовались флотоотходы (флотохвосты) углеобогачительной фабрики Днепродзержинского коксохимического завода им. Орджоникидзе.

Флотохвосты представляют собой тонкодисперсную глинистую (пылевато-иловатую) сыпучую в сухом и мажущуюся во влажном состоянии массу темно-серого цвета, размер зерен которой не превышает 1 мм. Содержание частиц <0,01 мм составляет не менее 65%, а илистой фракции (<0,001 мм) около 12%, последняя обогащена органическим углеродом на 18-20%. Флотохвосты содержат 2,5-4,0% CaO , 1,0-2,0% MgO , 0,7-1,4% K_2O , 0,1-0,16% P_2O_5 , 0,1-0,3% N , 1,5-2,7% SO_3 , 0,03-0,05% MnO , 3,5-6,0% Al_2O_3 , 11-21% Fe_2O_3 , 30-40% SiO_2 , ряд микроэлементов (медь – 100 мг/кг, кобальт – 15 мг/кг, молибден – 16 мг/кг, бор – 134 мг/кг и др.) и поверхностно-активное вещество полиакриламид (0,72 мг/кг). По существу, это сопутствующие углю примеси, имеющие генетическую связь с ископаемыми почвами каменноугольного периода.

Представляя собой сопутствующую углю легкоглинистую и тяжелосуглинистую породу, флотохвосты содержат около 15% фракции 1-5 мкм и порядка 20% фракции <1 мкм. Именно в этих двух фракциях сосредотачивается преобладающая часть наиболее активных и подвижных коллоидно-дисперсных глинистых минералов (слоистые алюмосиликаты). Эти высокодисперсные минералы значительно увеличивают активную поверхность и емкость поглощения и сопоставимы с действием глин (табл. 9.66).

Таблица 9.66

**Сравнительная характеристика глины и флотохвостов ДКХЗ
им. Орджоникидзе**

Мериоранты	Содержание частиц 0,01 мм, %	K_2O , %	P_2O_5 , %	Органич. углерод, %	Полиакриламид, %
Глина	56-75	0,04-0,06	0,05-0,07	0,16-0,18	-
Флотохвосты, не менее	65	0,7-1,4	0,10-0,16	18-20	0,004

Поэтому закономерно предположить, что внесение «хвостов» флотации угля совместно с минеральными и органическими удобрениями на почвах легкого механического состава будет способствовать закреплению питательных элементов в наиболее важном для питания растений пахотном горизонте. Однако степень допустимости обменных ионов для питания растений определяется главным образом минералогическим составом мелиоранта. В связи с этим был изучен минералогический состав флотохвостов в целом (качественный анализ) и количественный состав их илистой фракции методом рентгендифрактометрического анализа.

Результаты показали, что первичные минералы флотохвостов представлены значительным количеством хорошо окристаллизованного кварца. Весь кварц - крупнозернистый и потому в мелкодисперсных фракциях он практически отсутствует, а присутствуют четко диагностированные карбонатные минералы: кальцит ($CaCO_3$) и доломит $Ca, Mg, (CO_3)_2$, при этом кальцит преобладает над доломитом. Глинистые минералы представлены три- и диоктаэдрическими слюдами, каолинитом и хлоритом. В них находится смешаннослойный минерал гидрослюда – монтмориллонит с набухающей решеткой. Незначительная интенсивность рефлексов полевых шпатов позволяет оценивать их содержание как следы. Все остальные алюмосиликаты имеют слоистую структуру и разрушаются значительно легче, чем полевые шпаты, образуя аморфные соединения SiO_2 и R_2O_3 , отдавая подвижные катионы кристаллической решетке.

Исследования илистой фракции флотохвостов свидетельствуют о преобладании слюды биотитового и мусковитного типов (50-55%) с содержанием калия 6-8%, а также о довольно высоком содержании каолинита (30%). На препаратах, снятых после прокаливания при температуре 550°C, фиксируется хлорит.

Таким образом, содержание в флотохвостах кальцита и доломита в условиях кислой реакции подзолистых и оподзоленных почв легкого механического состава является дополнительным источником ионов кальция, способствующих улучшению агрофизических свойств почв и физиологическому уравниванию почвенного раствора. Присутствующие в них карбонаты активизируют процессы преобразования минералов, в том числе и глинистых. Преобладающие в илистой фракции слюдистые минералы являются хорошо доступным для питания растений источником и резервом калия в силу высокого содержания фракции 5 мкм (до 35%).

Следовательно, «хвосты» флотации угля при внесении в почву являются не только источником дисперсных частиц, утяжеляющий механический состав легких почв, но и служат потенциальным источником глинистых материалов, способных к трансформации, к благоприятной реорганизации почвенного тела. При этом необходимо постоянство флотореагентов, обуславливающих стабильность свойств отходов флотации, что является необходимым условием их использования в качестве мелиоранта почв. Кроме того, флотоотходы должны практически не обладать токсичностью. В качестве флотореагентов использовались керосин и Т-66 (ректификат диметилдиоксан), флокулянта – полиакриламид.

Результаты многолетних исследований установили, что применение флотохвостов на почвах легкого механического состава как отдельно, так и в смеси с удобрениями приводит к стабильному повышению урожайности сельскохозяйственных культур (табл. 9.67).

Наиболее эффективно применение «хвостов» флотации угля на дерново-подзолистых почвах Полесья. Стационарные полевые опыты, проведенные на опытных полях НИИ сельского хозяйства Нечерноземной зоны УССР и Сумской областной сельскохозяйственной опытной станции показали (табл. 9.67), что 10 т/га флотохвостов обеспечивают получение дополнительной продукции в течение трех лет в размере 6,4 ц/га зерна озимой пшеницы, 9,8 ц/га зерна ячменя, 27 ц/га клубней картофеля и 43 ц/га зеленой массы однолетних трав. При совместном внесении той же дозы мелиоранта с полным минеральным удобрением эффективность и длительность действия последних повышается на 2,8 ц/га зерна озимой пшеницы, 3,9 ц/га зерна ячменя, 28 ц/га клубней картофеля, 30-86 ц/га зеленой массы однолетних трав и клевера.

При однократном внесении минеральных удобрений ($N_{60}P_{60}K_{60}$) флотохвосты обеспечивают их закрепление и последствие на почвах легкого механического состава.

Увеличение дозы флотохвостов до 30 т/га позволяет эффективно использовать их также в качестве одного из резервов органических удобрений. Например, замена 30 т/га навоза флотохвостами обеспечило на протяжении трех лет повышение урожайности выращиваемых сельскохозяйственных культур на уровне варианта с применением 60 т/га навоза.

Под воздействием «хвостов» флотации угля, особенно при совместном их внесении с удобрениями, значительно улучшается качество сельскохозяйственной продукции, в частности повышается содержание белка, азота и фосфора, увеличивается количество протеина (сбор сырого протеина с единицы удобряемой площади при этом возрастает в два и более раз).

Влияние флотовостов на урожай сельскохозяйственных культур (ц/га) на дерново-подзолистых супесчаных почвах (стационарные опыты)

Варианты	Житомирская обл., НИИСХ НЧЗ						Сумская сельскохозяйственная опытная станция (с-х Б. Хмельницкого)					
	Картофель, 1977		Ячмень, 1978		Клевер, 1979		Однолетние травы, 1977		Озимая пшени- ца, 1978		Картофель, 1979	
	урожай	при- бавка	урожай	при- бавка	урожай	при- бавка	урожай	при- бавка	урожай	при- бавка	урожай	при- бавка
Без удобрений	183	-	24,1	-	211	-	221	-	29,7	-	183	-
Флотовосты 10 т/га	178	-	33,9	9,8	221	10	264	43	36,1	6,4	210	27
<i>НРК</i>	218	35	37,2	13,1	235	25	289	68	38,5	8,8	237	54
Флотовосты 10 т/га + <i>НРК</i>	246	63	41,1	17,0	266	55	375	154	41,3	11,6	233	50
<i>НРК</i> + $CaCO_3$ 1 н	222	39	39,1	15,0	262	51	281	60	40,4	10,7	266	83
Флотовосты 1 т/га + <i>НРК</i> + $CaCO_3$ 1 н	233	50	43,6	19,5	277	66	352	131	39,3	9,6	287	104

Внесение «хвостов» флотации угля значительно улучшает питательный режим в пахотном слое исследуемых почв, о чем свидетельствует более интенсивное поступление в растения азота, фосфора и калия, а также увеличение содержания в почве доступных форм этих элементов.

Под воздействием «хвостов» флотации угля усредняется реакция почвенного раствора, снижается гидролитическая кислотность, возрастает емкость поглощения, увеличивается микробиологическая активность почв, особенно усиливаются процессы аммонификации и трансформации фосфоросодержащих соединений.

Установлено, что даже экстремальные дозы флотохвостов (80 т/га) не оказывают токсического действия на почвенную микрофлору. Наоборот, с увеличением их норм численность всех групп микроорганизмов растет. Образование значительных количеств бактерий, усваивающих органический азот на вариантах с чистыми флотохвостами указывает на содержание в мелиоранте органического вещества, доступного микроорганизмам. Установлена быстрая адаптация почвенной микрофлоры к использованию флотохвостов. При этом микрофлора «хвостов» флотации угля достаточно активна.

Согласно результатам рентгендифрактометрических анализов флотохвосты вызывают реорганизацию минеральной части илистой фракции почв, освобождая поверхность от пленок коллоидных полуторных окислов с последующей трансформацией гидрослюдистого материала в переходные смешаннослойные фазы гидрослюда – монтмориллонит, гидрослюда-вермикулит, что является определяющим моментом в увеличении поглотительной способности почв.

Таким образом, эффективность флотохвостов на почвах легкого механического состава объясняется не только тем, что с отходами флотации угля в почву поступают илистые частицы и основные питательные вещества, ряд микроэлементов, но также повышением напряженности биохимических процессов в целом, улучшением ряда агрономических свойств, прогрессивной реорганизацией почвенного тела.

При изучении влияния флотохвостов на процессы самоочищения в водной среде (кинетику распада органических веществ, кислородный баланс, процессы нитрификации, сапрофитную микрофлору), а также при оценке токсического эффекта различных их концентраций установлено, что применение «хвостов» флотации угля на полях в качестве мелиоранта не создает в поверхностном слое концентрации шлаковых примесей, отрицательно воздействующих на водные биоценозы.

На основании исследований установлено, что в опытных образцах сельскохозяйственных растений изменений по привкусу и запаху не обнаружено по сравнению с контролем.

Содержание влаги и золы в контрольных и опытных образцах растений существенно не изменялось – колебания показателей остались в пределах существующих норм по таблице химического состава пищевых продуктов.

При проведении хронического эксперимента состояние контрольных и опытных животных удовлетворительное, изменение массы тела соответствуют возрасту животных, достоверных различий в составе периферической крови, активности ферментов, состояния центральной нервной системы не отмечается. Следовательно, отсутствует токсическое влияние отходов флотации на живые организмы и сельскохозяйственные продукты.

Технические требования к отходам флотации угля, применяемым в сельском хозяйстве для повышения плодородия почв легкого механического состава:

- вся масса должна быть в сыпучем состоянии, пригодна для рассева и не должна пылить;
- влажность не более 10%;
- тонина размолта такова, что вся масса отходов должна проходить сито с диаметром отверстий в 1 мм;
- «хвосты» флотации угля не должны содержать токсических веществ.

Лучшим местом внесения «хвостов» флотации угля в севообороте являются поля, предназначенные для посева озимых культур, ячменя, кукурузы на зеленый корм и силос, викоовсяной смеси, многолетних трав. Для повышения эффективности флотохвостов их следует вносить совместно с органическими и минеральными удобрениями.

Доставка «хвостов» флотации угля производится по прямоточной технологической схеме: завод – железная дорога – автомобиль – поле. Для перевозки можно использовать железнодорожные открытые вагоны и автомобили. Разгрузка и погрузка механизированная. Доставки «хвостов» флотации угля и их внесение на полях осуществляются с помощью прицепного разбрасывателя минеральных удобрений, который агрегируется с трактором «Беларусь».

Доза определена на основании результатов вегетационных и полевых опытов. Она может колебаться от 10-15 т/га (при внесении самих флотохвостов и совместно с минеральными удобрениями) до 20-30 т/га (совместно с навозом). Внесение флотохвостов производится под зяблевую вспашку. Дальнейшая обработка почвы и посев сельскохозяйственных культур производится согласно общепринятой технологии.

Однако использование отходов углеобогажительных фабрик в качестве органических удобрений на эродированных почвах, особенно остро нуждающихся в органическом веществе, предусматривает активизацию малоподвижных органических соединений флотационных хвостов, так как в них только 1-2,5% от валовых количеств находится в подвижной форме (в почвах эта группа составляет 50-70%) [295].

Помимо содержания в них элементов питания, необходимых растению, отходы могут быть использованы также в качестве субстрата для приготовления сложных комплексных удобрений, в частности путем насыщения аммонийными формами азота и фосфатами в адсорбированной форме, в которой, как известно, ионы аммония и фосфорной кислоты хорошо усваиваются растением и не поглощаются почвой.

Адсорбционная способность флотационных хвостов велика: 10 т отходов в состоянии адсорбировать 45 кг азота в аммонийной форме и до 10 кг ионов фосфорной кислоты.

В связи с изложенным изучение возможности использования флотационных хвостов в качестве удобрений проводилось в направлении активизации органического вещества отходов, получения сложных удобрений и проверки эффективности отходов и приготовленных из них удобрений в полевых и вегетационных опытах с различными сельскохозяйственными культурами.

Активизация органического вещества отходов осуществляется расшатыванием и активизацией инертных групп органического вещества отходов, которая достигается химическим способом, путем обработки их водными растворами аммиака. В этом случае преследуются две цели: обогащение флотохвостов азотом и повышение подвижности органического вещества. Вторым, более мягким способом активизации органического вещества флотохвостов, является воздействие на него микрофлорой почвы.

Для выяснения этого было проведено компостирование флотохвостов с навозом и почвой в обычных и оптимальных для микроорганизмов условиях влажности и температур.

В табл. 9.68 приведены результаты определения свободных гуминовых кислот при обработке флотохвостов Брянской ЦОФ аммиачной водой и при двухнедельном компостировании с навозом и почвой при температуре 30°C и влажности, равной 60% от полной влагоемкости.

Таблица 9.68

Содержание подвижных гуминовых кислот при разных способах активизации органического вещества флотохвостов

Название	Флотохвосты			Обработка аммиаком (без дальнейшего компостирования)		Компостирование с навозом	
	без компостирования	при 2-х недельном компостировании	при компостировании с почвой	Содержание аммиака на 100 г флотоотходов		Отношение навоз : флотоотходы	
				0,8 г	1 г	1 : 1	2 : 1
Свободные гуминовые кислоты в мг на 100 г отходов	52,6	206	118,0	55,6	76,8	295,2	353,1
Выделение CO ₂ в м·экв на 100 г отходов за сутки	-	7,8	5,01	5,76	4,32	13,06	4,8

Как видно из табл. 9.68 компостирование флотохвостов в течение двух недель в благоприятных для микроорганизмов условиях увеличило образование подвижных гуминовых кислот почти в четыре раза: в контроле – 52,6 мг на 100 г отходов свободных гуминовых кислот, после компостирования – 206 мг. То же наблюдается при компостировании отходов с почвой.

Особенно резко возросло количество свободных гуминовых кислот при компостировании флотохвостов с навозом. Без компостирования на 100 г отходов приходится 52,6 мг свободных гуминовых кислот, при компостировании с навозом – 295,2 мг (отношение 1 : 1) и 353,1 мг (2 : 1).

Химический способ активизации путем обработки аммиаком без дальнейшего компостирования также повышает содержание подвижных гуминовых кислот, но в меньшей степени, чем при активизации микрофлоры путем компостирования (всего на 3-24 мг на 100 г).

Компостирование флотоотходов с навозом не только увеличивает образование свободных гуминовых кислот, но и усиливает минерализацию органического вещества флотоотходов, что сопровождается накоплением в компостах аммиака, нитратов, свободной углекислоты и подвижной фосфорной кислоты. При компостировании возрастает доступность элементов питания из флотохвостов. Например, при отношении навоза к флотоотходам, как 1:1 в 100 г отходов содержится 6.48 мг нитратного и

аммиачного азота, 2,12 мг ионно-обменной фосфорной кислоты; при отношении 2:1 – 2,27 мг азота и 3,17 мг фосфорной кислоты, тогда как исходные флотохвосты Брянской ЦОФ содержат 1,53 мг на 100 г ионно-обменной фосфорной кислоты и 1,76 мг подвижного азота.

Результаты положительного действия компостирования флотоотходов с навозом еще раз были проверены в двух лабораторно-полевых опытах, где компостирование проводилось в течение 4-6 месяцев при обычной температуре и влажности. Результаты приведены в табл. 9.69.

Таблица 9.69

Влияние компостирования флотационных хвостов с навозом на содержание свободных гуминовых веществ и доступность элементов питания

Название	Флотационные хвосты		Лабораторный опыт, 6 месяцев компостирования				Полевой опыт, 4 месяца компостирования			
			Брянской ЦОФ		Ирминской ЦОФ		Брянской ЦОФ		Ирминской ЦОФ	
	Брянской ЦОФ	Ирминской ЦОФ	флотоотходы:навоз		флотоотходы:навоз		флотоотходы:навоз		флотоотходы:навоз	
			1:1	2:1	1:1	2:1	1:1	2:1	1:1	2:1
Свободные гуминовые кислоты в мг на 100 г флотохвостов	21,5	67	663	503	650	272	574	330	441	700
Подвижный P ₂ O ₅ в мг на 100 г флотохвостов	1,53	1,21	20,7	9,3	32,1	7,38	61,5	99,7	64,4	66,7
Подвижный азот в мг на 100 г флотохвостов	1,76	2,11	26,2	19,1	17,4	8,85	1,16	1,5	2,24	2,67

Как видно из табл. 9.69 компостирование флотохвостов с навозом в обычных условиях способствует гумообразованию и повышению подвижности органического вещества флотоотходов; оно также повышает подвижность фосфатов из флотоотходов и содержание подвижного азота в аммиачной и нитратной форме, т.е. при компостировании возрастает агрономическая ценность флотохвостов. При компостировании отходов с навозом наблюдается увеличение содержания в них аммиака. По-видимому, кроме повышения подвижности азота отходов их иловатая фракция поглощает аммиак, образующийся при минерализации органического вещества навоза (табл. 9.70).

Поглощение аммиака флотационными хвостами при их компостировании: в 100 г абсолютно сухих компостов при отношении навоза к отходам, как 1:1 содержится 31 г сухого навоза и 69 г флотоотходов; при отношении 2:1 – 56 г навоза, 44 г флотохвостов; при отношении 1:2 – 17 г навоза и 83 г отходов.

Как видно из табл. 9.70, чем больше флотохвостов в компосте, тем выше содержание в них аммиака (особенно в лабораторном опыте, где перемешивание флотационных хвостов со свежим навозом было более тщательным).

Поглощение аммиака отходами при компостировании имеет большое агрономическое значение, так как при длительном хранении навоза аммиачный азот в значительной мере уходит в атмосферу.

**Поглощение аммиака флотационными хвостами при их компостировании
навозом**

Опыты	Отношение на- воз:флотоотходы	Хвосты Брянской ЦОФ			Хвосты Ирминской ЦОФ		
		Аммиак, мг			Аммиак, мг		
		на 100 г ком- постов	на 100 г на- воза	на 100 г фло- тоотходов	на 100 г ком- постов	на 100 г на- воза	на 100 г фло- тоотходов
Лабораторный	1:1	20,15	9,5	10,60	15,25	9,50	5,7
	1:2	17,19	5,3	11,90	12,26	5,30	7,0
Полевой	1:1	0,62	0,32	0,30	0,71	0,32	0,39
	2:1	0,70	0,58	0,12	0,63	0,58	0,05

Наиболее ценными являются компосты, приготовленные при отношении навоза к флотохвостам, как 1:1. В этих компостах достаточно энергично протекают микробиологические процессы, повышающие подвижность органического вещества и элементов питания, и для их приготовления расходуется меньше навоза.

Эффективность применения отходов и компостов под различные сельскохозяйственные культуры. В четырех полевых опытах и одном вегетационном проверялась эффективность разных доз флотоотходов и компостов, приготовленных в отношении навоза к хвостам, как 1:1, 2:1 и 1:2. В опытах учитывался урожай, анализировалось его качество, проверялось влияние внесенных удобрений на динамику питательных веществ в почве, на поглощение элементов питания растениями и их фотосинтезирующую способность. Размеры делянок в опытах 100 м², повторение трехкратное.

В табл. 9.71 и 9.72 приведены результаты учета урожая в полевых опытах 1965 г., в которых компосты, навоз и отходы вносились весной под культивацию, т.е. когда полной заделки удобрений в почву не было.

Как видно из табл. 9.71, внесение отходов повышает урожай культур на 5-28%; кроме того, в урожае содержится больше азота и фосфорной кислоты, что повышает кормовую ценность зеленой массы.

Наблюдение за развитием растений, динамикой питательных веществ и образованием в почве свободных гуминовых кислот показали, что растение на участках, удобренных отходами, в период вегетации лучше питалось азотом и фосфорной кислотой, что подтверждается высоким содержанием этих элементов в самих растениях во все сроки наблюдений и более высоким количеством нитратов и поглощенного аммония в пахотном слое почвы. Кроме того, на удобренных участках растения имели большую листовую поверхность с повышенным количеством хлорофилла на квадратный сантиметр, что обеспечивало более энергичный синтез углеводов. Например, в мае (в контрольном опыте с горохом и овсом) зеленая масса содержала 1% азота, в опыте с 10 т/га отходов – 1,096%; доступного азота в почве в контрольном опыте на-

ходило 2,97 мг на 100 г, а в опытах с 10 т/га отходов – 4,81 мг. В контрольном опыте с ячменем (в этот же период) в растениях содержалось 0,826% азота, при 10 т/га отходов – 0,845%, доступного азота в пахотном слое в контрольном опыте было 2,93 мг на 100 г, при 10 т/га отходов – 3,25 мг.

Таблица 9.71

Влияние разных доз флотохвостов на урожай. Почвы эродированные, черноземы на лёссовидном суглинке и мергеле

Культуры	Показатели	Дозы флотохвостов Брянской фабрики, т/га			
		контрольная	10	15	20
Ячмень (зерно)	Урожай, ц/га	11,86	14,92	15,24	10,78
	В % к контролю	100,0	126,0	128,0	91,0
	Вынос азота с урожаем, кг/га	50,8	54,5	55,3	38,4
	Вынос фосфорной кислоты с урожаем, кг/га	17,8	20,4	20,0	16,0
Овес с горохом (зеленая масса)	Урожай, ц/га	61,7	64,7	60,8	64,4
	В % к контролю	100,0	105,0	99,0	104,0
	Вынос азота с урожаем, кг/га	73,8	94,4	72,3	79,2
	Вынос фосфорной кислоты с урожаем, кг/га	25,9	23,3	29,4	21,3

Внесение отходов повлияло на активность процессов гумификации в почве, о чем можно судить по количеству образующихся свободных гуминовых кислот. На всех удобренных участках содержание свободных гуминовых кислот было в основном выше, чем в контрольном.

Урожай зеленой массы кукурузы и картофеля при внесении компостов из отходов с навозом в отношении 1:1 обычно выше, чем урожай, полученные при внесении такого же количества (5 т/га) чистого навоза. Во всех случаях урожай при внесении 10 т/га этих компостов такой же или несколько выше, чем при внесении 10 т/га чистого навоза. Таким образом, 10 т компостов дают такой же эффект, что и 10 т навоза. Это обстоятельство имеет большое экономическое значение, так как органического удобрения необходимого для почв, нуждающихся в органическом веществе, не хватает.

При внесении 10 т/га компостов, приготовленных в отношении 2:1 (опыт с картофелем), урожай обычно выше, чем при внесении 10 т навоза. Если компосты составлены в отношении 1:2, урожай снижается.

Урожай кукурузы и картофеля при внесении компостов, приготовленных в абсолютно сухой массе из отходов и навоза (почвы – чернозем эродированный на лёссовидном суглинке и чернозем пойменный)

Культура	Вариант	Урожай, ц/га	% к контролю	Содержание N в урожае, % к абсолютно сухой массе	Содержание P ₂ O ₅ в урожае к абсолютно сухой массе, %	Содержание крахмала, % на сырое вещество	Вынос N с урожаем, кг/га	Вынос P ₂ O ₅ с урожаем, кг/га
Кукуруза на зеленый корм	Контроль	84,6	100	3,28	1,17	-	69,4	24,7
	Компост навоз: отходы 1:1, 10 т/га	159,9	186	3,4	1,13	-	137,8	45,2
	Компост навоз: отходы 1:2, 10 т/га	114,6	135	3,13	1,41	-	89,6	40,4
	Навоз 5 т/га	138,5	163	3,29	1,33	-	113,9	46,0
	Навоз 10 т/га	151,2	178	3,6	1,21	-	136,1	45,7
	Контроль	79,3	100	1,12	0,65	9,3	174,2	75,9
Картофель	Навоз 5 т/га	90,4	114	1,4	0,78	10,2	159,5	89,6
	Навоз 10 т/га	88,0	112	1,15	0,82	17,4	187,3	-
	Флотационные хвосты Брянской ЦОФ, компост: навоз 1:1, 10 т/га	87,9	112	1,18	0,78	12,4	196,0	80,4
	Флотационные хвосты Брянской ЦОФ, компост навоз: флотоотходы 2:1, 10 т/га	91,5	115	1,32	0,77	9,95	220,0	81,6
	Флотационные хвосты Ирминской ЦОФ, компост: флотоотходы 1:1, 10 т/га	89,9	113	1,48	0,83	10,8	149,3	67,6
	Флотационные хвосты Ирминской ЦОФ, компост навоз: флотоотходы 2:1, 10 т/га	94,3	119	1,23	0,72	11,4	229,0	-

Наблюдения за развитием растений в период вегетации показали, что обеспечение растений азотом и фосфором, а также их фотосинтезирующая способность в вариантах с компостами не уступают вариантам с одинаковыми дозами навоза, а во многих случаях и превосходят их.

Внесение компостов оказало значительное влияние на почвенные процессы.

Действие компостов на процессы гумификации не уступают действию одинаковых доз навоза, качественный состав урожая картофеля и зеленой массы кукурузы такой же.

9.8. Контрольные вопросы

1. Дайте определение отходов горного производства.
2. Сущность классификации отходов:
 - по технологическим стадиям образования;
 - по агрегатному состоянию;
 - по содержанию ценных компонентов;
 - по степени ущерба, наносимого окружающей среде.
3. Чем определяется величина ущерба окружающей среде от наличия отходов?
4. Особенность воздействия отходов углеобогащения на окружающую среду.
5. Что относится к попутным полезным ископаемым, попутным компонентам, попутным примесям?
6. Состав отходов углеобогащения.
7. Свойства отходов углеобогащения.
8. Классификация отходов по их применению.
9. Используются ли отходы горного производства в качестве низкокачественного топлива?
10. Объясните сущность направлений использования отходов в качестве низкокачественного топлива:
 - смешивание перед сжиганием с более качественным твердым топливом;
 - сжигание в пылеугольных топках в присутствии мазута или газа;
 - сжигание в топках кипящего слоя;
 - газификация;
 - сжигание в виде водоугольного топлива.
11. Какие способы обогащения используются для доизвлечения горючей массы из углеродсодержащих материалов техногенных месторождений?
12. Расскажите об использовании следующего оборудования при переобогащении отходов:
 - противоточных крутонаклонных сепараторов;
 - тяжелосредных сепараторов;
 - тяжелосредных циклонов;
 - пневмосепараторов;
 - пилотной обогатительной установки ПЗУ-200;
 - трибогравитационной сепарации;
 - трибовиброгравитационной сепарации.
13. Каким способом осуществляется подъем сырья из илонакопителя?
14. Технологические схемы обогатительных установок переработки шламовых отходов илонакопителя:
 - ГОФ «Самсоновская»;

- ЦОФ «Дуванская»;
- ЦОФ «Суходольская»;
- ЦОФ «Нагольчанская»;
- ЦОФ «Свердловская»;
- ЦОФ «Держинская»;
- ОФ шахты «Пионер»;
- ЦОФ «Червоноградская»;
- ЦОФ «Калининская».

15. Технология извлечения ГП «Укрнииуглеобогащение» с получением гранулированного топлива.

16. Технологический комплекс ГП «Укрнииуглеобогащение» КПШ-100.

17. Какие ценные компоненты, кроме горючей массы, содержатся в породных отвалах?

18. Способы извлечения из породных отвалов:

- германия;
- висмута;
- железа;
- глинозема.

19. Использование отходов в производстве:

- кирпича;
- стеновых керамических материалов;
- легких заполнителей бетона;
- цемента.

20. Использование отходов в строительстве:

- дорог;
- гидротехнических сооружений.

21. В качестве чего используются отходы в сельском хозяйстве?

РАЗДЕЛ 10. ТЕХНОЛОГО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ ИНЖИНИРИНГ ПРИ ЛИКВИДАЦИИ ПРЕДПРИЯТИЙ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

10.1. Общие сведения

10.1.1. Угольное производство как источник техногенного воздействия на окружающую среду

По мере обострения кризиса между возрастающими потребностями общества и снижением возможностей природной среды проблема сбалансированного природопользования как объект комплексных исследований привлекает все большее внимание экономистов и экологов. Уже к началу 70-х годов прошлого столетия зародилось самостоятельное экономическое направление «экономика природопользования» или как его еще называют «эконология». «Экономика природопользования» изучает принципы рационального использования природных ресурсов в неразрывной связи с антропогенным воздействием на природу и последствия для человека.

Уровень воздействия продуктов антропогенной деятельности угольной промышленности на земную атмосферу и последствий ущерба оценивается действующим законодательством и условиями Киотского протокола, регламентирующими количество выбросов в атмосферу [7].

Источники выбросов. Источниками выбросов в атмосферу являются породные отвалы, хвостохранилища, угольные склады шахт и обогатительных фабрик, топочные устройства, двигатели внутреннего сгорания стационарных установок, шахтные вентиляционные и дегазационные системы, естественная эмиссия газов из угольных месторождений по различным каналам, образовавшимся в результате антропогенной деятельности. В угольной отрасли Украины насчитывается свыше 4 тыс. источников выбросов загрязняющих веществ в атмосферу. Они подразделяются на организованные и неорганизованные. К организованным относят источники, оснащенные аспирационной системой, позволяющей осуществлять сбор и организованный отвод естественным или принудительным способом выделяющейся пыли или газа. Это – дымовые трубы котельных и сушильных установок обогатительных фабрик, кузницы, места пересыпов угля, породы и цемента с укрытием и отводом пыли, окрасочные и сварочные камеры, лесоразделочные участки и др. К неорганизованным относят источники, не имеющие аспирационных систем (породные отвалы, угольные и лесные склады, открытые монтажные и сварочные участки и др.).

Твердые отходы основного производства. На территории Донбасса, где сосредоточено 90% всех действующих в Украине шахт и добыча угля составляет около 80 млн. т (93-94% от всей подземной), находится 838 породных отвалов, из которых 115 горящие. Наряду с шахтами складирование породы в виде отходов гравитационного обогащения и флотохвостов осуществляют обогатительные фабрики. Общая масса накопившихся отходов по различным оценкам составляет 2-3 млрд. т.

Терриконы – это источник выбросов в атмосферу продуктов эрозии и горения, загрязнения почвы и поверхностных водоемов продуктами, содержащимися в отвалах и смытыми атмосферными осадками, а также загрязнения химическими элементами подземных вод в процессе инфильтрации осадков сквозь толщу пород и почву.

Породные отвалы и хвостохранилища в районах угледобычи внесли глубокие изменения в природный ландшафт Донбасса. В настоящее время на значительной части Донецкой и Луганской областей под воздействием горного производства сформирова-

ровались техногенные ландшафты. Они характеризуются не только формами рельефа, которые им придают различного типа породные отвалы (прежде всего терриконы), но и наложением на природные зоны геохимических, а иногда и геофизических аномалий. Воздействие горного производства на природный ландшафт Донецкого края связано также непосредственно с нарушением почвенного покрова, выведением из хозяйственного оборота части сельскохозяйственных земель под заложение на них отвалов и строительство хвостохранилищ, очистных сооружений. В результате косвенного воздействия этих инженерных сооружений изменяется режим и состояние подземных, минерализованных и загрязненных вод.

Медико-санитарные исследования свидетельствуют, что уровень заболеваемости выше, а продолжительность жизни населения, проживающего в зоне влияния породных отвалов, ниже, чем на других территориях. Комфортность жизни хуже, а временная нетрудоспособность случается чаще и продолжается дольше. Исследования почв в зонах отвалов выявили наличие в них токсичных элементов трех классов опасности. Однако в подавляющем большинстве случаев они не превышают предельно допустимые концентрации.

Шахтные воды. Этот источник оказывает, казалось бы, малое непосредственное влияние на состояние атмосферы. Однако, вступая в контакт с аэрозолями, твердыми частицами и химическими ингредиентами, шахтная вода, находясь в непрерывном круговороте, становится источником загрязнения и отравления природных водоемов, подземных вод, почвы и атмосферы. Химический состав подземных вод формируется под влиянием солей, которые вымываются из пород при инфильтрации поверхностных вод. В результате миграции по сбоям и пустотам, соединяющим большинство шахт Донецкого бассейна, концентрация этих веществ возрастает.

Геологические условия и минералогическая среда не единственные факторы, которые влияют на состав шахтной воды. По мере проникновения воды в шахту и ее продвижения в направлении водоотлива она загрязняется взвешенными веществами, нефтепродуктами и обогащается бактериологически, насыщается газами, пополняется химическими веществами, а в ряде случаев приобретает кислую реакцию. Поэтому шахтная вода образует сложную динамическую систему, содержащую газы, минеральные и органические вещества, находящиеся в растворенном, коллоидном и взвешенном состояниях.

Загрязнения, выброшенные в атмосферу, являются непосредственными источниками загрязнения открытых водоемов, особенно в местах расположения промышленных городов. В водных объектах накапливаются большие количества сернистого ангидрида и диоксида азота. Органические вещества при наличии в воде окислителей (например, озона) способны превращаться в муравьиную и адипиновую кислоты, которые являются сильными ядами. При хлорировании воды, содержащей фенол, возможно образование чрезвычайно опасного нитрохлорфенола. Качество воды в техногенно нагруженных районах Донбасса в значительной мере является следствием газообменных процессов на границе «атмосфера – вода», а также внутриводоемных изменений.

В зависимости от интенсивности внешнего воздействия на водную экосистему поступающих веществ и характера протекающих в ней физико-химических процессов система может восстанавливаться либо переходить в другое устойчивое состояние с иными качественными характеристиками. Для Донбасса, в атмосфере которого накопились значительные массы диоксида серы и азота, сероводорода, аммиака, вероятность таких изменений водных экосистем достаточно велика.

Рудничный воздух. Воздух, нагнетаемый в шахту, в процессе движения по выработкам изменяет свой химический состав, влажность и температуру. Из общего количества шахт Украины, разрабатывающих пласты каменного угля на современных глубинах, свыше двух третей относятся к газообильным. Природная газоносность угольных пластов на отдельных шахтах достигает 45 м^3 и более в пересчете на 1 т сухой беззольной угольной массы.

Метан растворен в пленках воды, имеющих в угле и вмещающих породах, и находится в газообразном, жидком и твердом состояниях. При естественном залегании для окружающей среды он опасности не представляет, но как только пласты вскрывают, в них происходит резкий спад давления, что и обуславливает выделение метана.

На долю аспирационных систем вентиляторов главного проветривания шахт приходится до 65% выбросов, где основным компонентом (около 80%) является метан. Свободный метан, выделяющийся в атмосферу, - это продукт антропогенной деятельности, связанной с добычей угля. По данным инвентаризации выбросов метана шахтами Украины, выполненной в 1999-2000 г.г., его объем прямо пропорционален массе добытого угля и составляет в среднем $17,3 \text{ кг/т}$.

По оценкам специалистов, велика вероятность того, что метан выделяется в атмосферу по всей подработанной площади через разломы и различные каналы, образовавшиеся в толще пород и почве. Об этом свидетельствуют многочисленные случаи проникновения метана в помещения и на отдельные участки земной поверхности. Выявлено много точек выхода метана на поверхность и зарегистрированы пожары, из-за которых пострадали люди. Точное измерение или расчет этого объема и концентрации газа в потоке из-за отсутствия надежной информации затруднены, хотя сам факт и продолжительность переносов газов отдельным исследователям удалось установить.

Массовая ликвидация шахт приводит к образованию зон, угрожаемых и опасных с точки зрения проникновения метана в здания. Так, в Стахановском районе в результате работ по ликвидации четырех шахт в опасных зонах оказалось свыше 2 тыс. жилых, производственных, административных зданий. Зарегистрированы случаи воспламенения метана, травмированы люди. Поэтому вопросы управления выделением метана и его утилизации остаются крайне актуальными.

Из общего количества выделяющегося рудничного газа до 90% выбрасывается в атмосферу. Из 300 млн. м^3 каптированного в 2006 г. дегазационными установками метана только 40% шахты используют на собственные нужды, остальное выбрасывается в атмосферу. Концентрация метана в смеси, выбрасываемой в атмосферу дегазационными системами, в 79% случаев колеблется в пределах 10-25%. Большинство угольных шахт (89%) выбрасывает в атмосферу метан вентиляционными системами, концентрация его в исходящих струях до 0,3%. Это свидетельствует о том, что установки главного проветривания в основном недостаточно загружены по метану. Скважинная добыча метана с земной поверхности либо из выработок полностью не решает проблем как безопасности, так и защиты атмосферы от образования парникового эффекта.

Топочные устройства. Угольная промышленность располагает обширной инфраструктурой. В отрасли насчитывается более 2 тыс. стационарных источников выбросов в атмосферу. Промышленные и коммунально-бытовые котельные в течение года сжигают до 4 млн. т угля, 100-200 млн. м^3 газа, до 1000 т мазута. Сушильные установки обогатительных фабрик, ремонтные мастерские, кузницы, породные отвалы,

угольные склады являются источниками, непрерывно увеличивающими концентрацию CO_2 в атмосфере. Это вызывает усиление парникового эффекта, нарушения в структуре атмосферной циркуляции, глобальное перераспределение осадков, что приводит к изменению продуктивности биопсы.

Наиболее высокая доля отходящих загрязняющих веществ приходилась (2002 г.) на ведомственные ТЭЦ (40,95%) и аспирационные системы (35,1%), куда входят и системы главных вентиляторов проветривания шахт, на промышленные котельные приходится 9,7%, коммунально-бытовые – 4,3%, от неорганизованных источников – 7,85% их общего объема. В отходящих вредных веществах твердые и аэрозольные составляют 25,69%, газообразные – 74,31%. В 2003 г. из 951,26 тыс. т веществ, отходящих от стационарных источников выбросов, на очистку в аспирационные системы поступило 208,57 тыс. т, или 21,9% их общей массы. Твердая фаза отходящих выбросов составила 99,5%. В аспирационных системах уловлено 188 тыс. т твердых веществ (90,6%) и 219 тыс. т газообразных. Из поступивших на очистку SO_2 , CO , NO_x , H_2S уловлено 9,75; 2,85; 8,94 и 0,08% соответственно, остальные газообразные продукты (793,3 т) выброшены в атмосферу. Наибольшая доля улавливаемых веществ приходилась на пылегазоочистное оборудование ведомственных ТЭЦ (ГП «Александряуголь»). Установленное на котлоагрегатах современное оборудование (батареиные циклоны сухого улавливания, электрофильтры) обеспечивает улавливание до 83% веществ, пылегазоочистное оборудование промышленных котельных – 5,8%, сушильные установки – 4,4%, коммунально-бытовые котельные – 1,8% и пылегазоочистное оборудование других аспирационных систем – 5%.

Улавливаются газообразные вещества главным образом на углеобогащательных фабриках, сушильные установки которых оснащены «мокрыми» пылеуловителями (скрубберами). От неорганизованных источников отходит и выбрасывается в атмосферу около 72,6 тыс. т вредных веществ. На долю выбросов от горящих породных отвалов приходится 85,3%.

Киотский протокол. Развитие промышленности сопровождается ростом выбросов в атмосферу, что приводит к возникновению парникового эффекта и потеплению климата, к разрушению озонового слоя планеты. Это нашло подтверждение в ряде международных соглашений и программ по защите земной атмосферы, началом которых стала Стокгольмская конференция по охране окружающей среды, проведенная в 1972 г. Организацией Объединенных Наций.

В дальнейшем в развитие положений этой конференции были приняты решения по защите от загрязнения атмосферы веществами, распространяющимися на большие расстояния (Женевская конвенция, 1979 г.), по снижению до 2010 г. по сравнению с 1990 г. выбросов в атмосферу диоксидов серы на 40%, оксидов азота на 35%, летучих органических соединений на 42%. Международная конвенция в Рио-де-Жанейро (1997 г.) подтвердила положение о том, что защита климата планеты должна стать всеобъемлющей стратегией мирового сообщества по охране окружающей природной среды.

В настоящее время одним из важнейших международных документов по защите атмосферы от выбросов парниковых газов является Киотский протокол к Рамочной Конвенции ООН об изменении климата (Нью-Йорк, май 1992 г.), подписанный в 1997 г. на международном саммите, состоявшемся под эгидой ООН в Киото. Участники саммита взяли на себя обязательство сократить к 2012 г. в среднем на 5,2% выбросы в атмосферу парниковых газов (CO_2 , CH_4 , H_2O , HFC_5 , PFC_5 , SF_4). За точку отсчета приняты объемы выбросов 1990 г.

Экономический механизм соглашения. Украина принимает активное участие в общих программах международных организаций по защите окружающей среды. С момента ратификации (4 февраля 2004 г.) Верховной Радой Украины Киотского протокола к Рамочной Конвенции ООН об изменении климата Украина является одной из сторон Конвенции и на своей территории обязана проводить государственную политику в соответствии со всеми ее требованиями. Хотя многие авторитетные ученые скептически относятся к роли антропогенной деятельности человечества в процессах образования озоновых дыр и парникового эффекта в земной атмосфере, сама идея сокращения выбросов в атмосферу парниковых газов весьма продуктивна, поскольку стимулирует поиск новых технологий получения энергии из возобновляемых природных источников и сокращение потребления органического топлива. Выполнение задач по снижению парниковых выбросов на период до 2012 г. осложнено тем, что самые крупные потребители угля (Китай и Индия) не взяли на себя обязанность по Киото, а США и Австралия от него отказались. США, где потребляется почти половина всей производимой в мире энергии, не ратифицировали Киотский протокол, но активно проводят работы по созданию так называемых «чистых технологий» и намерены использовать гидрогенезацию угля как источник энергетической безопасности.

Рамочной Конвенцией к Киотскому протоколу определен порядок продажи квот CO_2 -эквивалента парниковых газов. Его механизм воспринимается мировой общественностью неоднозначно. Вплоть до того, что некоторые специалисты признают его мировой политической аферой. Однако он действует и может стать источником инвестиций.

В настоящее время существует четыре активных рынка квот: Европейская схема торговли выбросами; Система торговли выбросами Великобритании; Торговая система Нового Южного Уэльса (Австралия); Чикагская климатическая биржа (США). По данным Оценочного банка развития и реконструкции, суммарный объем сделок на этих рынках за период с января 2004 г. по май 2005 г. составил 56 млн. т CO_2 -эквивалента. Самый крупный из рынков – Европейский, где цена за 1 т CO_2 составляет 19-20 евро, но этот рынок полностью внутренний и для Украины закрыт. Наиболее перспективны проекты совместного осуществления (ПСО) или механизм чистого развития (МЧР). Однако опыта по продвижению таких проектов на рынок у нас нет. Что касается угольной промышленности как оператора на Европейском рынке, то следует признать, что нет полной системной информации (подробного кадастра) о качестве и количестве метана в угольных месторождениях, а также данных о размещении объектов возможного потребления шахтного метана либо продуктов его когенерации. Отсутствует координационный центр (назовем его агентство) по консультациям, оформлению и сопровождению сделок по обоим видам проектов. Существенным тормозом в развитии рынка CO_2 -эквивалента является отсутствие единой международной методологии в оценке факторов, связанных с ПСО и МЧР.

Проблемы установления массы и состава выбросов. Наиболее точный источник информации в Украине о выбросах – это статотчетность предприятия (форма 2ТП-воздух), в основу которой положены прямые измерения и анализы. При ее заполнении допускаются неточности, ошибки, искажения. Природоохранные службы недостаточно внимания уделяют ее качеству. Например, ряд шахт, в производстве которых задействованы десятки топочных котлов, работающих преимущественно на угле, не указывает расход топлива, выбросы сероводорода, абсолютную метанообильность и концентрацию метана в выбросах. Из-за этого проводить качественный комплексный мониторинг, прогноз и другие природоохранные действия невозможно.

Существуют методики косвенного определения характеристик выбросов в виде различного рода нормативов и документов, которые дают несопоставимые результаты. Так, в мировой практике используется метод прогнозирования по средней карбоноёмкости экономики групп стран. В соответствии с ним осуществлен прогноз выбросов в атмосферу парниковых газов по четырем сценариям возможного развития экономики Украины. Полученные результаты показывают, что квота на эмиссию парниковых газов в CO_2 -эквиваленте, равном 880 млн. т в год, а по другим данным 854,1 млн. т, может быть превышена уже в 2007-2011 г.г.

Следует отметить, что универсальной методики для подобных прогнозов нет.

Авторы работы [296] использовали для расчетов средние величины выбросов на 1 т условного топлива и считают, что ежегодные выбросы в CO_2 -эквиваленте в 2008-2012 г.г в Украине не превысят 565 млн. т.

Вклад угледобывающих предприятий в развитие парникового эффекта. Рассмотрим методику расчета выбросов, образующихся при сжигании топлива на предприятия отрасли, по универсальному валовому показателю E_j за время P [297]

$$E_j = BQ_H, \quad (10.1)$$

где B - годовой расход топлива, тыс. т; Q_H - низшая теплота сгорания, МДж/кг.

Средняя низшая теплота сгорания использованных в топках шахт топлив: природного газа – 45,75, мазута – 40,40, угля – 24,37 МДж/кг.

Для определения массы выбросов в CO_2 -эквиваленте, установленным Рамочной Конвенцией к Киотскому протоколу, использован безразмерный коэффициент, равный для CO_2 – 1, для NO_x – 310 и для CH_4 – 21.

Валовой выброс химических соединений, содержащихся в выбросах, т. определяют из выражения

$$E_i = GE_0Q_H, \quad (10.2)$$

где G - масса израсходованного топлива, т; E_0 - удельный выброс каждого из химических соединений от сжигания топлива.

Массы выбросов в атмосферу, вычисленные в соответствии с методикой [297], приведены в табл. 10.1.

Таблица 10.1

Массы выбросов в атмосферу

Виды топлива	Кол-во топлива, использованного в топках, тыс. т	Соединения		
		N_2O , т	CO_2 , тыс. т	CH_4 , т
Уголь	3069	92,1	6322,1	69,7
Природный газ	109	245,4	211,4	3,6
Шахтный метан	153	344,5	229,3	5,1
Мазут	0,6	1,9	1,6	0,1

Таким образом, угледобывающие предприятия от сжигания в топочных устройствах минеральных ресурсов в пересчете в CO_2 -эквивалент выбрасывают в атмосферу около 7 млн. т парниковых газов. Выбросы метана (за вычетом утилизированного шахтами на собственные нужды) составили 1173 млн. m^3 , что в CO_2 -эквиваленте равно 16,7 млн. т. Суммарная доля этих выбросов в предоставленной Украине квоте Рамочным соглашением к Киотскому протоколу составляет 2,7%. От сжигания угля (без учета выбросов производства металлургического кокса и агломерата, а также топлива, использованного шахтами на собственные нужды) общая масса газообразных выбросов составляет 73,9 млн. т, в том числе парниковых газов 72,7 млн. т.

Механизм и роль парникового эффекта в жизненных процессах на планете Земля чрезвычайно важны. Газы, задерживающие тепловое излучение Солнца и препятствующие оттоку теплоты от Земли в космическое пространство, относят к парниковым. Земля поглощает 46% энергии, излучаемой Солнцем, 20% – ее атмосфера и 34% отражается в космос атмосферой и поверхностью Земли. Благодаря такому балансу среднегодовая температура у поверхности Земли в последнее тысячелетие равна примерно $15^{\circ}C$. Без препятствия парникового слоя оттоку теплоты в космос средняя температура опустилась бы до $-18^{\circ}C$ и существование жизни на Земле в нынешнем виде стало бы невозможным.

Основной парниковый газ в атмосфере Земли – это водяной пар, образующийся в планетарном круговороте воды. Он задерживает 60% теплового излучения Земли. По-видимому, роль водяного пара в изменении земного климата Киотским протоколом занижена, а роль диоксида углерода, содержание которого в атмосфере составляет 0,035%, завышена. Достаточно сопоставить массы выбросов в атмосферу CO_2 ($0,023 \cdot 10^{12}$ т в год) и антропогенные перемещения воды (более $6 \cdot 10^{12}$ т в год).

Вклад в парниковый эффект метана оценивают в 15%, что составляет 4,5 трлн. т, в то время как, например, только из рисовых полей его выделяется в 2,2 раза больше, нежели при нефтедобыче и угольными шахтами. Кроме того, метан образуется в результате жизнедеятельности жвачных животных и насекомых (особенно термитов). Его влияние усиливает парниковый эффект еще на 15%. Таким образом, угольный метан играет довольно скромную роль в предсказываемых катаклизмах на Земле. Вместе с тем это самый опасный враг для шахтеров. Поэтому его укрощение – важнейший и самый эффективный инструмент в обеспечении безопасной жизнедеятельности.

Метан по своим параметрам не уступает природному газу и в связи с этим является дополнительным энергетическим ресурсом, бесполезно теряемым в атмосфере. Его утилизация, как и предотвращение или хотя бы сокращение выбросов продуктов сжигания угля (сажа, зола, выносы аэрозолей и твердых частиц, соединений серы, вызывающих разрушение инженерных конструкций и кислотные дожди, окись углерода), являются важной проблемой на современном этапе устойчивого социально-экономического развития общества.

Пути снижения вредного влияния на атмосферу. Угольные месторождения остаются перспективным источником удовлетворения потребностей общества не только как источник прямого преобразования в тепловую энергию, но (наряду с другими органическими материалами) и сырьем для получения жидких и газообразных углеводородных ресурсов. Исходя из этого, следует соответственно рассматривать два направления использования запасов угля. Прежде всего – это разработка доступных запасов в условиях, обеспечивающих максимальную безопасность ведения горных работ и удовлетворение потребностей экономики Украины. Основными недос-

татками угля как энергетического сырья являются низкий КПД и в ряде случаев необратимые вредные воздействия на все компоненты окружающей природной среды – атмосферу, гидросферу, литосферу, растительный и животный мир.

В ряде стран мира уголь – основной источник выработки электроэнергии, поэтому проблемам полноты его сжигания уделяется большое внимание. Например, в Германии, Великобритании и Дании построены либо строят капиталоемкие и дорогие в эксплуатации теплоэлектростанции на «чистом угле». При используемых технологиях эмиссия дымовых газов в атмосферу снижается до 10% и предотвращается выброс диоксида углерода. В США, потребляющих около 20% добываемого в мире угля и не присоединившихся к Киотскому протоколу, решение проблемы сосредоточено на повышении КПД угольных электростанций, что позволит снизить энергетические затраты и сократить выбросы в атмосферу вредных веществ.

Угольная промышленность по масштабам потребления органического топлива значительно уступает теплоэнергетике Украины. В ее составе, как уже упоминалось, находится большое количество промышленных и коммунальных котельных с устаревшим и изношенным оборудованием, поэтому проблема роста теплового КПД и снижения выбросов вредных веществ в атмосферу не менее актуальна, чем для теплоэнергетики, и может быть разрешена с помощью более простых хорошо апробированных и широко используемых за рубежом средств:

- глубокая очистка дымовых газов, обеспечивающая улавливание до 99% твердых частиц;
- гранулирование угля со специальными добавками;
- связывание оксидов серы на выходе дымовых газов известняком (до 90%);
- минимизация выбросов оксидов азота посредством применения малотоксичных горелок, многоступенчатого сжигания топлива, каталитического восстановления оксидов азота;
- сжигание угля в циркулирующем кипящем слое (ЦКС);
- брикетирование используемой в топках угольной мелочи путем прессования в смеси со связующим материалом (нефтебитумы);
- сжигание супертонкой (10-20 мкм) угольной пыли, в результате чего ее факел по эколого-энергетическим параметрам приближается к газовому;
- сжигание угля в кислородной атмосфере.

Разумеется, даже такие, казалось бы, простые инженерно-технические мероприятия требуют значительных средств, поэтому при существующем экономическом состоянии отрасли без государственной поддержки эти средства можно реализовать лишь на отдельных экономически самостоятельных предприятиях.

Угледобывающие предприятия имеют еще одну возможность для сокращения объема выбросов в атмосферу и наращивания квот в CO_2 -эквиваленте. Это перевод котельных на шахтный метан, что позволит на 1 т угля (в условном топливе) прирастить квоту в CO_2 -эквиваленте на 4,5 т. В последние годы дегазационными системами шахт каптируется около 300 млн. м³ метана в год (теплота сгорания 11994 ккал/кг, плотность 0,554 кг/м³), что эквивалентно по теплотворной способности 2,5 млн. т угля. Примерно треть этого количества шахты утилизируют.

По-видимому, существенно увеличить дебет метана по скважинам, пробуренным из горных выработок, не удастся. Это обусловлено рядом причин, в том числе естественной газодинамической активностью массива, субмолекулярной пористостью, молекулярно структурой, фазовым состоянием метана в угле и вмещающих породах. Мировой опыт свидетельствует, что обеспечить высокую степень извлечения и

газоотдачу можно лишь в случае создания густой сети пробуренных с поверхности скважин, активно воздействуя на углепородный массив (гидроразрыв, взрывные волны, электромагнитные поля и др.).

Отдельные шахты уже почти полвека используют каптируемый из углепородной толщи метан в качестве топлива. За это время созданы и применяются средства, которые с помощью когенерационных установок обеспечивают более полный энергетический потенциал органического топлива. Научно-технические основы создания на базе угледобывающих предприятий энергетических комплексов всесторонне проработаны [298, 299].

Добыча метана из угольных месторождений становится важным элементом газодобывающего производства. В США, например, годовая добыча превышает 40 млрд.м³, что составляет 7% общей добычи горючего газа. Цена угольного метана ниже, чем природного газа. В отрасли работает около 200 фирм. Извлечение метана из угольных пластов достигает 80%. Такую степень извлечения обеспечивает пневмо- и гидродинамические (с помощью воды, пульпы или специальных растворов) воздействия на пласты, что стимулирует повышенную газоотдачу угля. Активно ведутся работы по развитию добычи угольного метана и в других странах.

Высокие эколого-экономические результаты дает разработка угольно-газовых месторождений при промышленном бурении скважин с земной поверхности и использовании теплоэнергетических когенерационных модулей, которые способны работать на обедненных метановоздушных смесях и производить не только тепловую, но и электрическую энергию. При этом выбросы парниковых газов в CO_2 -эквиваленте снижаются на порядок. Поскольку основная масса шахтных выбросов в атмосферу – это исходящая струя, то низкая концентрация в ней метана взрывоопасна для топливных агрегатов. Поэтому использовать такую смесь можно посредством каталитического окисления с последующей утилизацией тепла отходящих газов. Перспективной представляется технология извлечения метана из низкоконцентрированных газоздушных выбросов вентиляционных систем угольных шахт посредством низкотемпературной адсорбции, при которой образование хладагента происходит вследствие кристаллизационных процессов. При этом попутно возникает возможность решить и такую важную для отрасли проблему, как улучшение температурного режима в шахте. Собственно и сам уголь является реальным природным ресурсом для производства синтетического моторного топлива и горючего газа, при сжигании которых уменьшаются выбросы в атмосферу.

Процесс непрерывной газификации твердого органического топлива впервые осуществлен в 1839 г. и в прошлом столетии был широко распространен. Например, в Великобритании, Чехии, Словакии, Германии ежегодно генерировалось от 1,2 до 2 млрд. м³ топливного газа, который на 50-70% удовлетворял хозяйственно-бытовые потребности этих государств. В СССР в конце 50-х годов эксплуатировалось почти 25 тыс. газогенераторных установок, которые производили 35 млрд.м³ газа. В мире накоплен опыт переработки угля в жидкое топливо, в процессе которого образуется горючий газ. Не останавливаясь детально на способах получения синтетического топлива (гидрогенизация, полукоксование, газификация), можно констатировать, что технически проблема решена и при современном развитии науки и техники способ может быть коренным образом усовершенствован. Термический КПД процесса уже в то время достиг 40%. В начале 80-х годов полукоксование угля и дальнейшая гидрогенизация полученной в результате этого смолы стали экономически равноценными переработке нефти. КПД составил 0,83.

На новый уровень технического развития вышел процесс подземной газификации угля, работы по которому были начаты в СССР в начале 30-х годов. Недостатки, свойственные этому процессу в прошлом столетии, в значительной мере устранены. Созданы новые конструкции дутьевых и газоотводных скважин, разработан метод нагнетательно-всасывающей технологии и др. В частности, уменьшено количество буровых скважин, снижено техногенное влияние на подземную гидросферу. В итоге стойкая максимальная теплота сгорания продуктов газификации на воздушном дутье достигала 5,4 МДж/м³, а на кислородном – 11 МДж/м³, т.е. возросла на 35 и 71% соответственно. Степень выгазовывания угольного пласта повысилась до 90-95%, а КПД газификация – до 80-85%. Себестоимость газозвоздушной смеси 50-60 дол. в пересчете на 1 т у.т. [299].

Особенное значение в современных условиях приобретает газификация мелких классов угля, количество которых растет в связи с механизацией горных работ, а также угля с высоким содержанием серы. Процесс газификации происходит одновременно с улавливанием золы и серы, что позволяет получить очищенный от вредных примесей газ, пригодный для энергетических и технологических целей и удовлетворяющий санитарным нормам.

10.1.2. Этапы ликвидации горного производства

Ликвидация или консервация предприятий горной отрасли осуществляется в соответствии со статьей 54 Кодекса об охране недр [3].

После отработки запасов полезных ископаемых, а также в случаях, когда в соответствии с технико-экономическими расчетами или другими обоснованиями дальнейшая разработка месторождения (или его части) и переработка минерального сырья является нецелесообразной или невозможной, предприятия угольно промышленности (добывающие и перерабатывающие) или участки этих объектов подлежат ликвидации или консервации.

В случае полной или частичной ликвидации или консервации горнодобывающего или горно-перерабатывающего объекта, горные выработки, скважины, гидротехнические сооружения, породные отвалы должны быть приведены в состояние, которое гарантирует безопасность людей, имущества и окружающей природной среды, а в случаях консервации – гарантирует также и сохранность месторождения, горных выработок, скважин, гидросооружений, породных отвалов на весь период консервации. В случаях ликвидаций добычных и перерабатывающих предприятий должны быть решены вопросы возможного использования горных выработок, скважин, гидросооружений и породных отвалов для других целей общественного производства.

При ликвидации или консервации объектов горного производства или их участков техническая, геологическая и маркшейдерская документация заполняется на момент завершения горных работ и прекращения переработки горной массы и передается на хранение в установленном порядке.

На горнодобывающих объектах, смежных с предприятиями, которые ликвидируются или консервируются, должны быть осуществлены мероприятия, которые гарантируют безопасность продолжения ведения горных работ.

Этапы ликвидации (консервации) горного предприятия

1. Постановление Кабинета Министров.

2. Приказ Министра угольной промышленности.

3. Обследование шахты:

- подземного комплекса;
- поверхностного комплекса;
- техническое состояние;
- остаточная стоимость основных фондов;
- запасы угля;
- штат;
- долги предприятия другим организациям;
- долги предприятия обслуживающему персоналу (з/п, уголь, регресс);
- смета долгов.

4. Заявка шахты в проектный институт на разработку проектно-сметной документации.

5. Разработка институтом ТЭО в двух вариантах:

- на закрытие шахты;
- - на восстановление шахты.

6. Утверждение ТЭО в Министерстве угольной промышленности.

7. В случае принятия ТЭО на закрытие шахты институт разрабатывает проектно-сметную документацию, которая проходит специальную экспертизу и после ее согласования рассматривается и утверждается в Министерстве.

8. Передача шахты в реструктуризацию с увольнением администрации и обслуживающего персонала шахты и назначением директора по реструктуризации шахты.

9. Закрытие шахты сухим методом (обрушение) или затоплением. Перед этим осуществляется демонтаж и поднятие оборудования.

10. Перед затоплением осуществляется строительство перемычек, для создания объема заполнения и недопущение утечки воды на поля других шахт.

11. Создание комиссии по осуществлению надзора за выполнением работ, в которую входят представители проектной организации, технической службы, Гостехнадзора и Минуглепрома.

12. Осуществление затопления шахты.

13. Продажа поверхностного комплекса в целом или по частям одновременно с поднятым нагора оборудованием.

14. Передача террикона (породного отвала) для надзора на баланс другой шахты или специализированной организации.

15. Осуществление рекультивации промплощадки шахты.

16. Создание комиссии по приемке выполненных работ, которая составляет Акт и Протокол. В этих документах помимо приемки выполненных работ по закрытию шахты, определяется организация, которая будет обслуживать в дальнейшем долговые обязательства шахты как перед юридическими, так и перед физическими лицами.

Закрытие или консервация углеобогадательного предприятия осуществляется аналогично, с учетом специфики составляющих частей фабрики.

Технологично-экологический инжиниринг при закрытии обогатительных предприятий направлен, в основном, на ликвидацию последствий их деятельности и осуществляется по следующим направлениям:

- использование отходов в качестве техногенного сырья с целью получения энергетического или коксового концентрата;

- использование отходов в качестве добавки или основного сырья в производстве строительных материалов;
- использование отходов при строительстве дорог и искусственных земляных сооружений взамен грунта;
- использование отходов как сырья в черной и цветной металлургии для получения кремне-алюминиевых сплавов, карбид-кремниевых материалов, кислородных соединений алюминия, литейного чугуна и др.;
- использование отходов как сырья химической промышленности для производства серы, удобрений и др.;
- рекультивация земель, входящих в промплощадку обогатительного предприятия;
- озеленение плоских породных отвалов.

В настоящее время основное внимание и основные финансы должны уделяться технологично-экологическому инжинирингу при эксплуатации обогатительных предприятий и их закрытии. И в первом и во втором случаях технологично-экологический инжиниринг направлен на решение, в первую очередь, экологических задач. В первом случае – это снижение выпуска отходов, во втором – их утилизация.

10.2. Мониторинг экологических последствий ликвидации предприятий угольной промышленности

Мониторинг негативных экологических последствий ликвидации предприятий угольной промышленности проводится на ликвидируемых шахтах, разрезах и обогатительных фабриках Донбасса, Кузбасса, Печорского, Челябинского, Подмосковского, Кизеловского, Южноуральского бассейнов, месторождений Приморского края, Сахалинской области и Ленинградского месторождения сланцев с целью выявления, предупреждения, ликвидации и локализации опасных техногенных процессов и явлений, приводящих к аварийным ситуациям, угрозам безопасности жизни и здоровья населения, загрязнения и нарушения окружающей среды [300].

Основными видами проводимого мониторинга являются:

- гидрогеологический (наблюдения за динамикой затопления и изменением уровня подземных вод; определение направления движения и расхода воды, перетекающей на смежные действующие или ликвидированные предприятия; наличие и уровень подтопления жилых массивов и других территорий);
- гидрохимический (наблюдение за содержанием загрязняющих веществ в шахтных водах и контроль за их химическим составом; контроль за химическим составом подземных вод водоносных горизонтов и поверхностных водных объектов-приемников шахтных вод и др.);
- газодинамический (контроль качества воздуха в подвальных помещениях зданий и сооружений, колодцах, выявление угрожаемых и опасных зон по выделению газов);
- геодинамический (выявление провалов, оседаний земной поверхности, горизонтальных деформаций, определение провалоопасных зон);
- мониторинг породных отвалов (выявление зон горения, проведение тепловой съемки, экспресс-анализов выделяющихся газов, отбор и анализ почвогрунтов на прилегающей территории).

Гидрогеологический мониторинг. К сожалению, зачастую имеют место случаи, когда гидрогеологический прогноз является ошибочным, а гидрогеологический

мониторинг не может своевременно установить этого, так как не выявляет начавшего просачивания шахтных вод через угольные целики, породные массивы, некачественно затампонированные скважины в соседние действующие шахты или осуществляется с недопустимо большим в конкретных условиях интервалом наблюдений.

Особенно часто это касается наиболее крупных территориальных гидрогеологических комплексов, включающих иногда десятки шахт, в том числе зарубежных, имеющих между собой многочисленные гидрогеологические связи. Так, при ликвидации украинской шахты «Северная» (ОАО «Краснодонуголь») ОАО «Луганскигпрошахт» было дано заключение о наличии устойчивого целика и невозможности перетока шахтных вод с данной шахты в ликвидированные и частично затопленные шахты города Донецка (Россия), и в действующую шахту «Западная» ОАО «Донкокс». Однако при отсутствии мониторинга внезапно начал развиваться переток шахтных вод с шахты «Северная» и со смежных ликвидированных шахт на шахту «Западная» с суммарным дебитом более 440 м³/ч. Это привело к подтоплению выработки и необходимости срочной разработки проекта и осуществления строительства мощного водоотлива и очистных сооружений.

Не всегда точно гидрогеологическим прогнозом определяются уровни грунтовых вод после затопления шахт. Несвоевременный гидрогеологический мониторинг приводит в этом случае к подтоплению домов и сооружений, потере источников водоснабжения, оползням и разрушению зданий и сооружений. Такая ситуация имела место при закрытии ряда шахт в различных регионах России. Изложенное позволяет сделать вывод, что нормативные документы [301-304], согласно которым осуществляется гидрогеологический прогноз, определяются мероприятия и осуществляется мониторинг гидрогеологической ситуации, нуждаются в серьезной корректировке.

В первую очередь, для повышения надежности мониторинга необходимо иметь эффективные методы и технологию определения скорости фильтрации подземных вод через угольные пласты и породные массивы.

Фильтрация подземных вод через угольные целики, подработанные и неподработанные породные массивы и незатампонированные скважины приводит к изменению их физических свойств, которые могут быть дистанционно определены с поверхности, и из подземных выработок действующих шахт с помощью различных геофизических методов. По нашему мнению, необходимы дальнейшие исследования и доработка таких методов с целью совершенствования точности гидрогеологического мониторинга.

С гидрогеологическим мониторингом тесно связан *гидрохимический мониторинг шахтных вод*, однако исчерпывающий нормативный документ по ведению гидрохимического мониторинга в отрасли отсутствует. Проектная организация по своему усмотрению определяет содержание, сроки осуществления и периодичность гидрохимического мониторинга, поэтому имеется много случаев, когда из-за несвоевременного гидрохимического мониторинга экологическая ситуация выходит из-под контроля.

Так, например, при затоплении шахты «Комиссаровская» (Восточный Донбасс) загрязненность шахтных вод, поступающих в реку Лихая (бассейн реки Дон), превысила проектные предельные допустимые концентрации по ряду вредных элементов в десятки и сотни раз. В результате несвоевременного мониторинга ситуации и принятия необходимых мер нанесен существенный ущерб речной флоре и фауне, а речная вода стала непригодной для хозяйственных нужд, полива огородов и купания.

Аналогичная ситуация отмечена на многих ликвидированных шахтах Кизеловского бассейна, Приморского края, Кузбасса и других регионов.

Проблема с гидрохимическим мониторингом осложняется тем, что он осуществляется обычно в одном стволе или скважине, имеющих чаще всего минимальную глубину. В этом случае, особенно при притоке в ствол воды с вышележащих горизонтов или выдавливании в него слабозагрязненных вод, имеющих меньшую плотность, сильно загрязненными водами с глубоких горизонтов, имеющими повышенную плотность, в нем длительное время могут не фиксироваться высокие уровни загрязнения воды. Но в момент, когда они будут зафиксированы, принимать меры по предотвращению загрязнения поверхностных и подземных вод уже обычно поздно.

Указанные недостатки позволяют сделать вывод, о необходимости разработки более эффективного нормативно-методического документа, посвященного методике гидрохимического прогноза, обоснованию эффективных мероприятий по формированию экологически безопасного состава или очистке шахтных вод при затоплении шахт, а также разработке методики ведения гидрохимического мониторинга.

Для постоянного ведения гидрохимического мониторинга в режиме реального времени весьма актуально создание автоматических приборов дистанционного контроля за химическим составом шахтной воды по ряду наиболее часто встречающихся загрязняющих веществ и методики их оптимального применения, выбора места их установки и периодичности контроля.

Как показывает практика, методика газодинамического мониторинга также имеет ряд недостатков. В различных угледобывающих регионах неоднократно отмечались чрезвычайные ситуации, связанные с выходом из затапливаемых шахт газовых смесей с пониженным содержанием кислорода и взрывоопасными концентрациями метана. Зафиксированы случаи гибели людей из-за гипоксии в Приморье и Восточном Донбассе в колодцах и подвалах, заполненных «мертвым» шахтным воздухом с низким содержанием кислорода. Зафиксированы случаи взрывов метана в подвалах зданий и сооружений в Кузбассе, Восточном Донбассе и других регионах.

Основной проблемой газодинамического мониторинга является то, что концентрации опасных газов могут изменяться в подвалах и зданиях над ликвидированными полями шахт при резких изменениях атмосферного давления, горных ударах и слабых землетрясениях в течение минут или часов, а газодинамический мониторинг производится обычно с периодичностью в недели и месяцы. В данном случае проблему повышения надежности газодинамического мониторинга можно решить только при применении автоматических приборов, сигнализирующих населению и (или) дистанционно в центр мониторинга о возникновении опасной концентрации метана или углекислого газа.

Наибольшие проблемы при ведении *геодинамического мониторинга* на ликвидированных шахтах возникают с образованием на их поверхности многочисленных провалов, количество которых на много превышает число прогнозируемых зон провалообразования, указанных в проектах.

Практика показала, что большинство отрицательных геодинамических явлений на ликвидируемых предприятиях проявляет себя не сразу, а спустя годы и десятилетия после прекращения их работы.

Ранее в мировой практике были известны случаи техногенных землетрясений при затоплении карьеров и шахт. Например, в США 16 января 1994 г. затоплением карьера было спровоцировано 7-балльное землетрясение, ущерб от которого превысил 2 млн. дол. США. Землетрясения силой 3-5 баллов зафиксированы и в России,

при затоплении угольных шахт в Анжерском, Прокопьевско-Киселевском и Междуреченском районах Кузбасса, а также в Шахтинско-Несветаевском районе Восточного Донбасса. Многие исследователи считают доказанным наличие связи между уровнем затопления шахт и появлением провалов, горных ударов и землетрясений [305].

Однако возможность геодинамических проявлений горного давления при затоплении шахт в проектах ликвидации и консервации шахт не рассматривается, а геодинамический мониторинг возможных землетрясений и горных ударов не осуществляется.

В настоящее время в этой области действуют нормативные документы [306-308], с помощью которых могут быть достаточно точно определены характеристики зон сдвижений, ожидаемые и предельно допустимые деформации земной поверхности и в том числе провалоопасные зоны. Однако указанные нормативные документы имеют ряд недостатков – не позволяют предсказать ожидаемые сдвигения подработанного массива при затоплении шахт и карьеров. Кроме того, с их использованием невозможно оценить возможный объем трещиновато-пористого коллектора в зоне сдвижения подработанного горного массива как по воде, так и по газу, что приводит к серьезным ошибкам в прогнозе скорости его заполнения водой, расчете возможных объемов и зон выделения газов, а также возможных объемов перетоков воды и газа на поля соседних шахт. Поэтому назрела необходимость их совершенствования и пересмотра.

Учитывая высокую опасность геодинамических явлений для населения, животных, зданий и сооружений, необходимо, чтобы геодинамический мониторинг не прекращался через пять лет после ликвидации шахт, а производился в течение не менее 20 лет после ликвидации предприятий.

Изучение и обобщение опыта провалообразования в Восточном Донбассе, их визуальный осмотр рабочей группой ИГД им. А.А. Скочинского показали, что в местах ликвидированных вскрывающих выработок провалы появляются с регулярной периодичностью. Основной причиной этого является некачественная ликвидация этих выработок, которая в свою очередь связана с несовершенством нормативной базы в данной области, поскольку основные требования, которые должны выполняться на шахтах России при ликвидации стволов, изложены всего лишь в нескольких абзацах «Инструкции о порядке ведения работ по ликвидации и консервации опасных производственных объектов, связанных с пользованием недр» и не охватывают многих аспектов сложнейшего вопроса ликвидации и консервации вскрывающих горных выработок.

Нормативно-методическая документация, регламентирующая процессы *мониторинга породных отвалов* также нуждается в совершенствовании. Например, породные отвалы шахт «Самбековская» и «Соколовская» (Восточный Донбасс) были потушены и рекультивированы в 2008-2009 г.г., а в 2010 г. на них обнаружены многочисленные очаги горения.

По нашему мнению, подрядчик, осуществлявший тушение и рекультивацию данных отвалов, действовал в соответствии с утвержденным в установленном порядке проектом, который в свою очередь соответствовал действующим нормативным документам, в частности Правилам безопасности при обогащении и брикетировании углей (сланцев) [309].

Во избежание подобных ситуаций необходимо внесение изменений в [309]. К примеру, § 696 гласит, что: «Перед началом работ по тушению или разборке горящих породных отвалов производятся температурные съемки, при которых замеры темпе-

ратур проводятся на глубине 0,1; 0,5; 1,5 и 2,5 м». Как показывает опыт, этого явно недостаточно – в большинстве случаев очаг залегает гораздо глубже 2,5 м, что приводит к недостоверным исходным данным для проектирования и влечет за собой не только существенное увеличение финансовых издержек, но и повышение риска безопасности жизнедеятельности населения в данных районах. Подобные случаи далеко не единичны – только в Восточном Донбассе за последние годы зарегистрированы рецидивы на отвалах бывшей шахты «Южная», ЦОФ «Гуковская», «Глубокая», ш/у «Горняцкое» и др.

Начальный очаг самовозгорания породного отвала по данным наблюдений составляет всего несколько кубических метров породы, и на начальном этапе прекратить самовозгорание отвала можно с минимальными затратами времени и средств. Однако если дать очагу самовозгорания развиваться, то в течение нескольких месяцев могут возгореться десятки тысяч, а в течение года – сотни тысяч кубических метров породы. В этом случае для тушения и рекультивации породного отвала потребуются многие миллионы рублей.

Тем не менее, в Восточном Донбассе на 162 породных отвалах ликвидированных шахт в течение 2003-2008 г.г. было выполнено всего по одной температурной съемке. На остальных породных отвалах температурные съемки вообще не производились.

Температурные съемки породных отвалов чаще всего осуществляются с помощью забивки на глубину от 0,5 до 2,5 м термопар по сетке 20x20 м или реже 15x15 м. Между тем по требованиям [309], на негорящих породных отвалах температурная съемка должна производиться не менее трех раз в году, а на горящих отвалах ликвидированных шахт – один раз в год.

При такой редкой сетке обследования отвалов обнаружить начальный очаг саморазогревания породного отвала, размеры которого не превышают 1-3 м³, можно только случайно. Даже на действующих породных отвалах, где температурная съемка производится не менее трех раз в год, опасные очаги самовозгорания обнаруживаются чаще всего, когда на отвале загораются пары серы, что происходит при температуре более 280°С.

В этих условиях для раннего выявления очагов самовозгорания может быть эффективным дистанционное зондирование поверхности породных отвалов с помощью беспилотных летательных аппаратов (БЛА). Оно заключается в аэрофотосъемке в видимом и инфракрасном диапазоне поверхности породных отвалов и последующей обработке полученных результатов, с использованием программного обеспечения для построения температурных полей с привязкой их к координатам. Определение площади пожаров производится по координатам температурных изолиний, огибающих участки с температурами, характеризующими наличие очагов горения или возгорания. Интенсивность возгорания определяется как абсолютными величинами температур на поверхности породного отвала, так и градиентом поля температур по поверхности породного отвала. В настоящее время под руководством ННЦ ГП ИГД им. А.А. Скочинского ведутся исследования углепородных отвалов с помощью БЛА в Кузбассе и Восточном Донбассе.

Результаты дистанционного зондирования углепородных отвалов беспилотными летательными аппаратами позволяют оперативно оценивать состояние породных отвалов (негорящий, горящий, интенсивно горящий), обнаруживать на их поверхности с достаточной степенью точности отдельные очаги самовозгорания и использовать полученные данные при разработке проектов тушения (например, при проекти-

ровании объемов работ по тепловой съемке), что приведет к существенному снижению трудоемкости и повышению точности мониторинга очагов самовозгорания на породных отвалах.

Кроме того, при рекультивации, существующие конические отвалы переформируются в плоские. После чего поверхность отвала засыпается слоем глины толщиной 0,3-0,5 м, который уплотняется катками. Такой метод профилактики является неэффективным, и значительное количество отвалов, несмотря на выполненные профилактические работы, самовозгораются, что приводит к необоснованным затратам. Одной из причин является недостаточная мощность слоя глины, который трескается и не препятствует проникновению кислорода.

В этом случае нанесение слоя глины носит только декоративный характер. По опыту Германии его мощность выбирается методически в зависимости от конкретных горно-геологических условий и достигает 2 м. Данный параметр также требует научно-методического подхода к его определению.

С целью установления достоверных пространственных параметров расположения очага горения, определения оптимального слоя покрытия отвалов необходимо провести ряд исследований и разработать предложения в «Методическое руководство по тушению горящих породных отвалов шахт и разрезов» по внесению изменений и дополнений в раздел 2 «Температурная съемка, оборудование и приборы». При проведении исследований должны быть определены теоретические основы и получен опыт обнаружения очагов самовозгорания беспилотными летательными аппаратами. Кроме того, беспилотные летательные аппараты следует использовать для своевременного обнаружения очагов горения на бортах разрезов.

Кроме того, рассматривается возможность применения беспилотных летательных аппаратов для ведения иных (помимо мониторинга горения породных отвалов) видов мониторинга негативных последствий ликвидации угольных предприятий, таким как:

- отслеживание высокотемпературных выбросов загрязнений, непрозрачных в рабочих спектральных диапазонах (выбросы исходящей из шахты струи воздуха, продукты проведения взрывных работ на разрезах и т.д.);
- установление подтопления территорий, изливов шахтных вод на поверхность, провалов земной поверхности;
- отслеживание выделений метана из шахт и шахтных полей.

В настоящее время, когда завершен этап технических работ на ликвидируемых шахтах, практика организации и осуществления мониторинга за текущими изменениями состояния компонентов окружающей среды является недостаточной. При этом установлено, что во всех угольных регионах, где ликвидируются шахты, в последние два – три года происходят неожиданные экологически опасные техногенные проявления, часто носящие внезапный характер. С большой долей вероятности можно утверждать, что такие неконтролируемые и непрогнозируемые опасные техногенные проявления связаны в основном с геодинамическими изменениями состояния недр в районах ликвидируемых шахт и разрезов. В этих условиях необходим принципиально новый подход к организации мониторинга, планирования и реализации природоохранных мероприятий с прогнозированием возникновения опасных ситуаций.

Прежде всего, мониторинг необходимо перевести в категорию горно-экологического, в основе которого должен быть разработан и реализован подход, основанный на применении достоверных методов прогноза с использованием современных технических средств (ГИС-технологии, 3D-моделирование, беспилотные ле-

тательные аппараты, аэрокосмическая съемка и др.). Внедрение указанных методов позволит оптимизировать планирование горно-экологического мониторинга по его направлениям, одновременно обеспечивая эффективное прогнозирование в природно-техногенной среде. Минимизация затрат на мониторинг будет достигнута путем ранжирования участков наблюдения по важности и соответствующего планирования мониторинговых наблюдений.

10.3. Особенности рекультивации породных отвалов

В крупных угледобывающих регионах РФ на территории Сибири промышленные предприятия, относящиеся к различным отраслям, широко пользуются в своей хозяйственной деятельности продуктивными сельскохозяйственными угодьями. Для предприятий агропромышленного комплекса высокоплодородные земли – основа земледелия, без которого производство продуктов питания просто немыслимо. Коммерческий интерес угледобывающих предприятий лежит глубоко в недрах и восстановление почвенной оболочки, которую необходимо удалить с территории угольного месторождения и нанести на поверхности отвалов – это отвлечение от основной деятельности (добыча угля) финансовых, людских и материально-технических ресурсов [310].

Сегодня на территориях, прилегающих к горным отводам угольных разрезов, практически каждый свободный гектар задействован в возделывании сельскохозяйственных культур.

В условиях обозначившегося дефицита площадей сельхозугодий возникает естественный вопрос – в какой мере и насколько эффективно используются предприятиями АПК рекультивированные угольными разрезами земли после их возврата в сельскохозяйственный оборот. Проблемы использования в сельском хозяйстве восстановленных изъятых из оборота под нужды открытой угледобычи земель исследовались применительно к условиям Рыбинского района Красноярского края, на территории которого 60 лет функционирует крупнейший в отрасли угольный разрез «Бородинский». Для ответа на этот вопрос летом 2008 и 2009 г.г. были продолжены комплексные исследования на территории рекультивированных отвалов, начатые весной 2007 г.

Площадь внешних отвалов, отсыпанных угольным разрезом «Бородинский» в 1970-1980-х г.г. и в последствии рекультивированных для сельскохозяйственного использования, составляет 211 га. В исследованиях каждому из трех отвалов присвоено условное название – «Южный», «Западный», «Северный». Площадь каждого – 69, 38 и 104 га соответственно. Результаты комплексного исследования отвала «Южный» представлены в [311, 312].

После того, как был комплексно обследован отвал «Южный», центр исследований переместился на территорию отвалов «Северный» и «Западный». Широкий ассортимент локального фитоценоза, произрастающего на них, сложный микрорельеф поверхности отвала, неизученный агрохимический состав рекультивированных почв – все это явилось основой для проведения комплексных исследований, конечная цель которых – дать научно обоснованный ответ на вопрос: почему в настоящее время в районе с развитым земледелием ни один из рекультивированных отвалов не задействован в сельском хозяйстве.

В связи с этим на отвалах «Северный» и «Западный» в 2008-2009 г.г. проводились комплексные исследования, включающие:

- определение агрохимических показателей плодородия почвенного слоя как нанесенного на поверхность отвала, так и находящегося в естественном природном состоянии;
- определение геометрических параметров микрорельефа поверхности отвала;
- определение количества камней, находящихся на поверхности отвалов;
- изучение структуры фитоценоза на территории отвалов.

Исследование агрохимических показателей почв рекультивированных отвалов

Этот блок исследований традиционно проводился с привлечением специалистов и соответствующего лабораторного оборудования ФГУ Станции агрохимической службы «Солянская» (Рыбинский р-н Красноярского края).

На предварительном этапе на поверхности отвалов выносились контуры исследуемых участков, составляющих 10%-ную выборку согласно основным положениям по планированию статических выборочных наблюдений [313]. Всего обследованы 19 почвенных участков суммарной площадью 15 га.

В состав полевых работ в этом блоке входили: создание прикопов в верхнем почвенном слое, оформление их вертикальных сечений с целью получения фотоснимков, отбор почвенных проб для агрохимического исследования в соответствии с отраслевыми рекомендациями и по ГОСТ 28168-89, ГОСТ 17.4.4.02-84 [314].

Установлено, что мощность нанесенного ПСП не соответствует требованиям, предъявляемым к сельскохозяйственному направлению рекультивации. Максимальная мощность соответствует требованиям к созданию кормовых угодий и не соответствует требованиям к созданию пахотных угодий. Пестрота плоскостей разрезов говорит о значительном засорении нанесенного плодородного слоя почвы (ПСП) подстилающими вскрышными породами. Такое засорение возникает за счет действия различных факторов и, прежде всего, носящих информационных характер.

На третьем этапе, в ходе лабораторных исследований, агрохимические показатели почв: органическое вещество (гумус), подвижные соединения фосфора и калия, емкость катионного обмена, валовые фосфор и калий, нитратный азот, аммонийный азот, общий азот, *pH* (КС1) определялись в соответствии с государственными стандартами на эти виды работ. Основные показатели представлены в табл. 10.2.

Таблица 10.2

Агрохимические показатели почв в естественном природном состоянии и после рекультивации

Наименование показателя	Уровень показателя		
	В почвах, в природном состоянии	В почвах отвала «Северный»	В почвах отвала «Западный»
Содержание гумуса, %	8,4-10,0	4,2-7,5	5,6-7,6
Содержание ионообменного калия, мг/кг	70-410	70-122	70-120
Содержание подвижного фосфора, мг/кг	54-157	42-159	48-155
Содержание физической глины, %	35	52	47

Анализ изменения агрохимических показателей указывает на снижение уровня содержания гумуса на 3% и увеличение содержания физической глины с 35 до 52% в рекультивированных землях относительно земель, находящихся в природном состоянии. Содержание калия и фосфора практически осталось неизменным.

Исследование рельефа поверхностей отвалов

Предварительный визуальный осмотр поверхности отвала выявил наличие множества локальных понижений, что говорит о значительной по площади эрозии. В этой связи с целью измерения геометрических параметров элементов микрорельефа, а также определения площади эрозии проводились соответствующие инструментальные полевые работы, конечная цель которых – определение соответствия рельефа поверхностей сданных отвалов техническим условиям. Результаты статистической обработки материалов проведенных полевых работ по обмеру элементов микрорельефа представлены в табл. 10.3.

Таблица 10.3

Результаты исследования рельефа поверхностей отвалов

Наименование показателя	Отвал «Северный»	Отвал «Западный»
Исследуемая площадь, га	110	38
Объем выборки, %	10	10
Количество понижений рельефа, ед./га	148	86
Минимальный размер понижений, м×м	1,5×3,8	3,0×6,0
Максимальный размер понижений, м×м	3,2×18,0	6,0×20,0
Минимальная глубина понижений, м	0,15	0,2
Максимальная глубина понижений, м	0,8	0,4
Площадь поверхностной эрозии, га	89,2	14,1

По данным [311, 312], поверхность отвала «Западный» является более благоприятной для прохода сельхозтехники, т.к. в целом ее рельеф достаточно спокойный, чего не скажешь о поверхности отвала «Северный». На территории последнего в ходе выполнения полевых работ выявлено равномерное территориальное расположение понижений рельефа на всей исследуемой площади. Подобный микрорельеф делает проблемным передвижение сельскохозяйственной техники в ходе земледельческих работ: пропашных тракторов с навесным и прицепным оборудованием и зерноуборочных комбайнов.

Исследование засоренности поверхностей отвалов каменными конкрециями

В ходе осмотра поверхностей отвалов свое внимание исследователи остановили на наличии камней, находящихся на поверхности отвалов и частично выступающих над поверхностью нанесенного почвенного слоя. Количество обнаруженных камней на исследуемых участках и их геометрические размеры представлены в табл. 10.4.

Результаты исследования засоренности поверхностей отвалов

Показатели	Средний уровень
Количество камней, шт./га	4
Размеры на уровне рекультивированной поверхности:	
сечение в плане, м×м	40×50
высота выступающей части камня над поверхностью, м	0,28

Примечание: распространение камней обнаружено в периферийной части отвалов шириной 60-80 м.

Как известно, камни, находящиеся на поверхности полей севооборота, уменьшают размеры обрабатываемой площади, вызывают частые поломки и усиленный износ сельскохозяйственных машин и орудий [315]. Поэтому, для создания культурного пахотного слоя камни, находящиеся на поверхности почвы и скрытые на глубине до 30 см в обязательном порядке должны быть удалены за контуры полей. Наличие камней необходимо учитывать при планировании соответствующих работ по подготовке поверхностей отвалов для реального использования в земледелии.

Исследование структуры растительного мира

При проведении полевых исследований растительного мира, произрастающего на рекультивированных поверхностях отвалов, выявлены особенности локального фитоценоза. В первую очередь был установлен каркас фитоценоза для каждого отвала. В ходе визуального осмотра установлено преобладание молочая, осота, мятлика, чертополоха в структуре растительного мира отвалов. На отвале «Северный» этот ряд расширяется за счет включения в него хвоща, дудника лесного и чины луговой.

Буквально все растения, доминирующие в растительном мире, произрастают как в виде одиночных особей, так и семействами от 2-5 до 30-40 и более единиц. Часто встречаются участки, заселенные на 92-95% одним видом растений, составляющих каркас фитоценоза.

Молочай и осот образуют густопереплетенные стеблевые и корневищные заросли. Хвощ, мятлик и чертополох образуют как отдельные поляны, так и произрастают в сочетании со всеми видами фитоценоза. В ходе полевых исследований было установлено произрастание на отвалах широкого спектра лекарственных трав.

Площади отдельных видов этого фиторяда незначительны, хотя такие, как кипрей, лопух, володушка, земляника лесная и др. часто произрастают в виде отдельных, довольно больших по площади участков. В результате выделено три основные группы растений: доминирующие – составляющие основу каркаса фитоценоза; отдельная группа – лекарственные растения, употребляемые в медицине и перспективные для ввода в медицину [316]; а также прочие виды растений, не поименованные в первых двух группах.

Замер площадей распространения позволил определить структуру заселенности поверхностей отвалов тем или иным видом растений (табл. 10.5).

Такая структура фитоценоза свидетельствует о том, что в таком виде использовать поверхность отвала в качестве пастбищных или сенокосных угодий не представляется разумным, т.к. при поедании коровами полыни и хвоща, молоко становится кровавым, молочные продукты приобретают неприятный вкус и запах, а при поедания

нии щавеля конского оно свертывается и плохо сбивается [314]. Вследствие этих обстоятельств в настоящее время поверхности отвалов в агропромышленном комплексе не используются.

Таблица 10.5

Структура растительного мира

Наименование вида	Площадь распространения, га	
	Отвал «Северный»	Отвал «Западный»
Растения-доминанты		
Хвощ	18	-
Осот	6	1,5
Молочай	4	1,2
Мятлик обыкновенный	23	12
Василек шероховатый	8	6
Чина луговая	6	3
Растения, употребляемые и перспективные для ввода в медицину		
Володушка золотистая, кипрей узколистный, герань полевая, полынь, борщевик рассеченный, чина луговая, тысячелистник обыкновенный, земляника лесная, ярутка полевая, истод сибирский, щавель конский, клевер, подорожник (два вида), лопух войлочный и т.д.	5,4	2,8
Прочие виды		
Крапива жгучая, камыш осоковый и т.п.	45,6	14,5

В целом результаты исследований растительного мира говорят о сокращении видового разнообразия рекультивированного отвала в сравнении с естественным, ландшафтным, а также об изменении структуры в сторону преобладания видов, входящих в сорняковый ряд.

Позитивным обстоятельством мы посчитали обилие всевозможных насекомых, среди которых выделили наиболее их ярких представителей. И это оказалось той частью жизни, что частично порадовала глаз исследователей.

Итак, внешние отвалы, рекультивированные угольным разрезом «Бородинский» в таком состоянии, в котором они находятся сегодня, экономической ценности для агропромышленного комплекса не представляют, вследствие этого на один из отвалов сегодня в сельском хозяйстве не используется. Рекультивированные поверхности отвалов общей площадью 211 га характеризуются низкими агрохимическими показателями; наличие на поверхности камней; сложным волнистым микрорельефом, а также произрастанием на них сорняков. По [309], для ввода в эксплуатацию этих отвалов необходимы ресурсные вложения (в ценах 2009 г.), составляющие 62 млн. руб.

10.4. Рекомендации по технологии озеленения плоских породных отвалов Донбасса

10.4.1. Породные отвалы как особый экологический объект

Отвалы угольных шахт Донбасса (терриконики) характеризуются сложными условиями для произрастания растений [317]. Здесь фактически отсутствует почва, а отвальная смесь представлена в основном глинистыми и песчано-глинистыми сланцами с примесью известняков и песчаников. Они содержат значительное количество горючих веществ – уголь, угольную пыль, шахтный мусор и древесину. Кроме того, при угольных разработках на поверхность выносятся каменноугольные сульфидсодержащие породы. Попадая в поверхностный слой породных отвалов, сульфиды подвергаются окислению. Этот процесс может протекать несколько десятков лет. Вследствие образования повышенных концентраций подвижных (активных) соединений железа и алюминия, высокой кислотности, возможного накопления чрезвычайно токсичных для растений сернокислых солей тяжелых металлов образуются комплексы с очень высокой токсичностью и низкой биологической продуктивностью.

В составе отвальных пород преобладают крупные фракции – камни, щебень. Грубый механический состав обуславливает их высокую аэрацию и низкую влагоемкость. Эти смеси, как правило, не обеспечены элементами минерального питания, особенно азотом (табл. 10.6).

Таблица 10.6

Характеристика свойств грунтов поверхностного слоя отвалов различной степени выветренности (0-30 см)

Состояние пород в отвалах	Подвижные металлы, мг/100 г		Азот по Корнфилду, мг/100 г	Фосфор по Чирикову, мг/100 г	Калий по Масловоу, мг/100 г	Реакция <i>pH</i> водного	Засоление	
	алюминий	железо					степень	тип
Неперегоревшие (стадия окисления)	20-100	20-200	<8	<5	5-25	3,5-2,5	Среднее – очень сильное	Сульфатнонатрий-магниевое
Перегоревшие (стадия выветривания)	0,5-5	10-50	<8	<5	5-30	6,0-4,0	Среднее	Сульфатномагниевыйкальциевое

Усложняет условия произрастания растений значительная приподнятость породных шахтных отвалов над окружающей поверхностью (высота терриконов иногда достигает 80 м и более), критическая крутизна склонов составляет 30-37°. Скорость ветра на отвалах больше, чем у подножия в 4-6 и более раз, а температура нагрева поверхности отвалов в летний период иногда достигает 60-70°C. Крутые склоны плохо увлажняются, под действием сухих ветров быстро иссушаются, а зимой здесь наблюдается глубокое промерзание. Отвалы угольных шахт характеризуются наличием активных термических процессов, они в сильной степени подвержены водной и ветровой эрозии, наблюдаются осыпи и оползневые явления. В результате на породных

шахтных отвалах формируются специфические, довольно сложные и в целом неблагоприятные условия для произрастания растений.

Задача специалистов по рекультивации состоит в том, чтобы благодаря применению научно-обоснованных систем мероприятий создать экологически устойчивые биоценозы с высокими санитарно-гигиеническими, мелиоративными и защитными свойствами.

Рекультивация должна состоять из единого технологического процесса, направленного на ликвидацию отрицательного воздействия на окружающую среду: переформирование конических отвалов в плоские, тушение очагов горения, оформление поверхности, физическая, химическая и фитомелиорация.

Выбор направления освоения и мероприятий по рекультивации плоских породных шахтных отвалов обосновывается в технических условиях к проектированию рекультивационных работ. В этих документах обосновывается направление или вид рекультивации, ее целесообразность, объемы работ и т.д. Учитывая специфику и разнообразие условий на породных отвалах, необходимо располагать материалом, который должен явиться основой выбора наиболее рационального способа их дальнейшего освоения.

В предлагаемой схеме сбора и подготовки документации особое внимание обращено на получение материалов для характеристики пород и на методику их обследований, так как именно эти данные обычно служат основой выбора направления рекультивации. Для этого необходимо провести описание строения поверхностного слоя отвалов, отбор образцов и анализ, выполнить необходимый объем аналитических работ, составить классификацию пород по пригодности для биологической рекультивации, разработать картосхему распределения грунтосмесей по качественным показателям.

Строение поверхностного слоя отвалов

Поверхностный слой породных шахтных отвалов представляет собой хаотичную смесь горных и вскрышных пород различного литологического состава. При полевом и лабораторном обследовании важно оценить пригодность грунтосмесей для биологической рекультивации, расчленить поверхность отвала на участки, занятые породами различного качества, выделить места горения. В качестве топоосновы используют маркшейдерские материалы или выполняют крупномасштабную геодезическую съемку (1:100 или 1:500).

В результате обследования отвала на первом (рекогносцировочном) этапе дается общая характеристика поверхности (высота, угол откоса, наличие эрозионных процессов, растительного покрова), проводится диагностирование грунтов по внешним морфологическим признакам (цвет, скелетность), отмечаются места горения, определяется содержание сульфидов.

Для более детальной характеристики свойств грунтов образцы отбирают на анализ, для чего на площади не более 100 м², равномерно разбитой сетью участков, закладывают разрезы, чтобы по ним охарактеризовать основные вскрышные породы. Выкопанный разрез наносят на план топоосновы. После предварительного изучения окраски, сложения, структуры, механического состава, скелетности выделяют основные горизонты и данные заносят в полевой журнал (дневник). Экологические условия места закладки разреза описывают по схеме: рельеф и приуроченность разреза к его элементам, состояние поверхности, растительный покров и его состояние.

После описания разреза приступают к отбору образцов. Для этого на стенке разреза намечают глубины, из которых будут отбираться образцы, и записывают данные в полевой журнал (дневник). Количество образцов и глубины отбора определяют качественным составом грунтов. Так как отвалы представлены хаотичной смесью, образцы отбирают преимущественно послойно сплошной колонкой с глубины 0-10, 10-20, 20-40, 40-60, 60-80 и 80-100 см в мешочки из оберточной бумаги или ткани по 1-1,5 кг. Каждый образец этикетируют. Упакованные образцы отправляют в лабораторию для выполнения аналитических работ.

Основными факторами, от которых зависит возможность биологической рекультивации, являются реакция среды, засоленность, степень скелетности грунтов.

На основании материалов обследования с учетом аналитических данных составляется картосхема, на которой выделяются участки по типам грунтосмесей, что означает различную пригодность к биологической рекультивации. К картосхеме могут быть приложены картограммы обеспеченности грунтосмесей элементами питания, а также иллюстрирующие распределение токсичных соединений в грунтосмесях. По данным обследования уточняют целевое использование территории, разрабатывают агротехнические и мелиоративные мероприятия, подбирают деревья, кустарники, травы и травосмеси применительно к выделенным при обследовании типам однородных участков.

10.4.2. Направления и этапы рекультивации нарушенных земель

Основная задача рекультивации породных шахтных отвалов заключается не только в консервации и ликвидации отрицательного воздействия на окружающую природную среду, но и в дальнейшем рациональном использовании этих объектов. При обосновании направления и вида (целевого использования рекультивированных площадей) рекультивации в каждом конкретном случае для определенного объекта анализируется состав и свойства грунтов отвалов, степень их пригодности для биологической рекультивации, местонахождение, социальное и природоохранное значение, экологическая целенаправленность.

Существует пять главных направлений рекультивации нарушенных земель:

- сельскохозяйственная рекультивация – восстановление территорий для сельскохозяйственного использования (под пашню, сенокосы, сады, пастбища и т.д.);
- лесная – создание на нарушенных территориях лесонасаждений различного целевого назначения (противоэрозионных, водоохранных, зеленых зон, лесопарков, лесов производственного значения);
- реакционное направление – создание на нарушенных землях объектов отдыха;
- водохозяйственное – создание в понижениях технологического рельефа водоемов различного назначения;
- санитарно-гигиеническое – биологическая или техническая консервация нарушенных земель, отрицательно воздействующих на окружающую природную среду.

Все эти направления преследуют единую цель – наиболее рациональное и эффективное использование нарушенных территорий, создание гармоничных ландшафтов, наиболее полно отвечающих хозяйственным, эстетическим и санитарно-гигиеническим потребностям общества, то есть рекультивация должна носить комплексный характер при одновременном использовании различных направлений и видов.

Отвалы угольных шахт, как правило, расположены в густонаселенных районах, преимущественно в черте городов и рабочих поселков. Естественно, население ощущает их отрицательное воздействие. С учетом этого обстоятельства, а также сложных экологических условий на этих объектах основными направлениями рекультивации должны стать санитарно-гигиеническое и рекреационное, то есть создание насаждений защитно-мелиоративного и паркового типов.

Учитывая разнообразие рельефа плоских отвалов – наличие плато (плоской вершины) и откосов различной экспозиции, часто наблюдаемую спаренность отвалов, их разновысотность, ступенчатость, следует создавать эстетические ландшафтные композиции, где наряду с посадкой древесных и кустарниковых пород производить посев трав и травосмесей.

Оценив условия произрастания растений и выбрав наиболее целесообразный вид освоения отвалов, разрабатывают требования к этапам рекультивации, определяют приемы и методы рекультивационных работ. Каждое направление и вид рекультивации имеют свои методы практических работ, приемы агротехники, ассортимент древесных и кустарниковых пород, трав и травосмесей.

Этапы рекультивации – это последовательно выполненные комплексы работ по рекультивации земель. Обычно выделяют два этапа: технический и биологический. Технический этап – горно-техническая или инженерная подготовка территории к разным видам целевого использования. Горно-техническая рекультивация включает рациональное формирование рекультивируемых площадей с учетом требований целевого использования. К ним относят планировку, выполаживание откосов, снятие, транспортировку и нанесение почв и плодородных пород, строительство дорог, гидротехнических и мелиоративных сооружений и т.д.

Биологический этап рекультивации породных шахтных отвалов включает мероприятия по созданию объекта с определенной биологической продуктивностью: это комплекс агротехнических и фитомелиоративных мероприятий.

В зависимости от вида рекультивации определяют круг требований, предъявляемых к каждому этапу. Наиболее целесообразно создавать на шахтных отвалах насаждения защитно-мелиоративного и по возможности паркового типа, а в целях создания эстетических композиций и более устойчивого защитно-мелиоративного покрова проводить посев трав и травосмесей. Исходя из этого, необходимо разрабатывать технические требования к рекультивируемым объектам, которые должны обеспечить эффективность последующей биологической рекультивации и целевого использования рекультивируемой площади. В данном случае горно-техническая подготовка территории отвалов должна способствовать созданию экологически устойчивых фитоценозов с высокими защитными, санитарно-гигиеническими свойствами и иметь эстетический вид.

С этой целью разработаны требования к горно-техническому этапу рекультивации.

На стадии проекта переформирования конических породных шахтных отвалов (терриконов) в плоские разрабатываются первоочередные требования к подготовке поверхности отвалов для последующей биологической рекультивации. Перечень требований включают в общий технический цикл основного производства.

Общие требования к подготовке поверхности отвалов для озеленения включают формирование устойчивого откоса склоновых поверхностей, приемлемых для последующего озеленения; формирование поверхности плоской вершины; захоронение токсичных пород; уборку шахтного мусора, крупных камней и т.д.; тушение очагов

горения и охлаждение породы; строительство дорог, подъездных путей, строительство оросительных систем (при необходимости); планировку прилегающей территории.

Подготовка поверхности плоской вершины отвалов предусматривает тщательную планировку поверхности; обвалование по периметру в целях задержания талых и атмосферных осадков, размыва и смыва грунтов; тушение очагов горения и охлаждения породы; химическую мелиорацию грунтов с кислой реакцией на глубину корнеобитаемого слоя, но не менее чем на 50 см; глубокое (до 40-60 см и более) рыхление грунтов; нанесение потенциально плодородного грунта мощностью, соизмеримой с распространением основной массы корней (50-100 см).

Подготовка поверхности откосов заключается в ликвидации последствий эрозионных и диффузионных процессов (засыпка промоин, мелких оврагов в процессе выполаживания отвалов); тушения очагов горения; химической мелиорации грунтов с кислой реакцией среды; террасирования откосов, строительстве противоэрозионных сооружений.

Террасировать рекомендуется после усадки переформированного отвала. Строительство террас предусматривает не только улучшение условий лесопроизрастаний, но и задержание стока. Поэтому их параметры выбирают с учетом технологии выращивания лесных насаждений, возможности механизации работ, покрытия полотна террас потенциально плодородным грунтом, высоты насаждений через 8-10 лет произрастаний, необходимости полного зарегулирования талого стока. Ширина полотна B принимается 4-6 м, высота H межтеррасного пространства – 6 м, что равно высоте древесных пород в 8-10-летнем возрасте. Параметры поперечного профиля ступенчатой террасы определяются исходя из условий полного задержания талого стока 5-процентной обеспеченности (эта особенность принята в связи с опасностью возникновения значительных эрозионных процессов и большой стоимостью восстановительных работ).

Сток задерживается путем создания обратного уклона полотна террасы и строительства водозадерживающих валиков. Зависимость высоты валика от обратного уклона и ширины полотна террасы описывается формулой

$$h = \sqrt{\frac{B^2 \operatorname{tg} \gamma}{4}} = \frac{B}{2} \sqrt{\operatorname{tg} \gamma \cdot 4}, \text{ м}, \quad (10.3)$$

где h - высота валика, м; B - ширина полотна, м; γ - угол наклона полотна, град.

Потенциальная емкость поглощения стока талых вод 1 м полотна террас $W_{\text{од}}$ определяется по формуле

$$W_{mp} = B^2 - \frac{\operatorname{tg} \gamma}{2} + (B - 3h)(h - 0,15), \text{ м}^3/\text{м}, \quad (10.4)$$

где 0,15 – сухой запас высоты валика (превышение гребня валика над проектной отметкой уровня воды на полотне, м).

С учетом формулы (10.1) величина W_{mp} принимает вид

$$W_{mp} = 2h^2 + (B - 3h)(h - 0,15), \text{ м}^3/\text{м}. \quad (10.5)$$

Влияние параметров размещения ступенчатых террас на величину стока W отражено в формуле

$$W \approx (H / \cos \varphi + B + 2h)h^*, \text{ м}^3/\text{м}, \quad (10.6)$$

где H - высота откоса террасы, м; φ - угол наклона откоса, град; h - слой стока $P = 5$ -процентной обеспеченности ($h^* = 0,126$ м).

Выбор варианта ширины полотна террас осуществляется путем расчета ширины проезжей части с учетом габаритов валика. Ширина проезжей части террасы

$$l_{np} \approx B - 4h. \quad (10.7)$$

Объем земляных работ, необходимый для создания противоэрозионных валиков, W_{np} при перемешивании грунта до 10 м рассчитан по формуле

$$W_{np} = W'_e L_e, \quad (10.8)$$

где W'_e - объем 1 м валика; L_e - общая длина валика, м.

Дорожную сеть к террасам рекомендуется устраивать согласно проекту с шириной полотна 1,5 м и уклоном не более 0,15. Объем земляных работ, необходимый для создания дорожной сети, $W_{дор}$ равен:

$$W_{дор} = W'_d L_d, \quad (10.9)$$

где W'_d - объем работ по созданию 1 м межтеррасных дорог; L_d - длина участка дороги.

В местах сопряжения террасы с дорогой рекомендуется устраивать распылители стока высотой 0,3 м с заложением откосов 1:8 или на 0,3 м выше, чем отметка оси террасы на расстоянии 4:6 м в обе стороны от оси дороги, устраивать участок полотна террасы в месте сопряжения с дорогой. Создание противоэрозионных водозадерживающих валиков по наружной границе террасы осуществляется по мере готовности полотна. Согласно проекту землевание полотна террас рекомендуется проводить потенциально плодородным грунтом. При отсутствии возможности нарезки террас следует проводить микротеррасирование поверхности откосов.

Микротеррасы из-за неустойчивости нарезают поперек склона непосредственно перед посадкой лесных культур. Ширина полотна террас составляет 30-40 см, межтеррасное расстояние – 1,0-4,5 м. Террасы нарезают микротеррасером или вручную.

Биологический этап рекультивации – завершающий этап большинства направлений рекультивации. Биологический этап породных шахтных отвалов имеет некоторые особенности и обусловлен рядом факторов, определяющих его успех.

Требования к составу и свойствам пород

Состав, свойства и структуру пород отвалов определяют из условий роста и развития растений.

Пригодными для фитомелиорации считаются породы, у которых по химическим параметрам реакция почвенной (грунтовой) среды pH водное более 3,5; содержание хлоридов не превышает 0,08%, сульфатов натрия и магния – 0,50%; соды – 0,02%; подвижного алюминия – 15 мг/100 г грунта; обменного натрия – 5% емкости поглощения; окисляемой серы – 0.2%; содержание сульфидсодержащих пород – до 20% общей массы грунтосмесей, а по физическим параметрам содержание физической глины составляет от 10-15 до 70-75%.

Принцип фитомелиорации плоских породных отвалов

Фитомелиорация плоских породных шахтных отвалов осуществляется в комплексе с другими противоэрозионными и природоохранными мероприятиями в целях предотвращения дальнейшего разрушения и последующего рационального использования. Фитомелиорации должны предшествовать мероприятия по подготовке участков: зарегулирование поверхностного стока на водосборных площадках, закрепление действующих размывов, засыпка мелких промоин и т.д. Выбор способа озеленения и вида фитомелиоративных работ проводят с учетом конкретных задач, условий произрастания и реальных технических возможностей фитомелиорации.

Форма лесомелиоративных насаждений (массивная, полосная) зависит от конкретных условий и целевого назначения. Ассортимент древесных и кустарниковых пород, схемы их смешения выбирают с учетом целевого назначения и конкретных лесорастительных условий участка.

При проектировании и осуществлении фитомелиоративных работ рекомендуется учитывать требования растений к составу и свойствам пород. Очередность работ устанавливается с учетом конкретных условий объекта, основных задач мелиорации и дальнейшего использования. Исходя из специфики рельефа отвалов и пестроты лесорастительных условий, их следует озеленять в один или несколько этапов с предварительной мелиорацией или без нее.

Ассортимент деревьев и кустарников, схемы их смешения

Лесомелиоративные насаждения, создаваемые на породных шахтных отвалах, должны быть биологически устойчивы (морозостойки, засухоустойчивы, малотребовательны к почвенному плодородию) и отличаться высокими мелиоративными свойствами. На участках с более благоприятными лесорастительными условиями они должны обладать ценными эстетическими и санитарно-гигиеническими свойствами. Поэтому нужно тщательно подбирать ассортимент деревьев и кустарников с учетом целевого назначения насаждений и конкретных лесорастительных условий облесяемых участков. При определении условий лесопроизрастания используют классификационную схему пригодности грунтов для биологической рекультивации. В связи со сложностью лесокультурных работ на породных шахтных отвалах при подборе древесных и кустарниковых пород учитывают их требовательность к уходу за почвой. Предпочтительны породы, более устойчивые к неблагоприятным условиям, могущие произрастать с минимальным уходом за грунтом или даже без него.

Лесные насаждения, создаваемые на породных отвалах, могут состоять из одной или нескольких пород, которые следует размещать с учетом биологических свойств и взаимоотношений между ними в конкретных условиях, отдавая предпочтение главной породе.

Для повышения защитного снегонакопительного действия в состав насаждений можно вводить кустарники. Предпочтение отдается тем из них, которые одновременно с высокой биологической устойчивостью обладают хорошим вегетативным возобновлением, развивают мощную корневую систему.

Ассортимент деревьев и кустарников, рекомендуемых при озеленении плоских шахтных отвалов, приводится в табл. 10.7.

Таблица 10.7

Подбор древесных и кустарниковых пород для озеленения плоских породных отвалов

П о р о д а	Плоская вершина		Террасированные откосы		Биологическая устойчивость лесных культур	Тип лесонасаждения		
	I	II	I	II		мелиоративный	противоэрозийный	лесопарковый
Сосна обыкновенная	x	x	x	+	2		+	1
Сосна крымская	x	x	x	+	2		+	+
Акация белая (робиния лжеакация)	x	x	x	x	2	+	x	+
Береза бородавчатая (повислая)	x	+	x	+	2-3	+	x	+
Вяз пористо-ветвистый (приземистый)	x	x	x	+	3	+	+	+
Ясень зеленый (ланцетный)	x	+	+	-	3	+	+	+
Груша лесная	+	-	+	-	3	+	+	+
Яблоня лесная	+	-	-	-	3-4	+	+	+
Тополь	x	+	x	+	2-3	+	+	+
Клен ясенелистный	x	+	x	+	2-3	+	+	+
Абрикос обыкновенный	x	+	x	-	3	+	+	+
Лох узколистный	x	x	x	x	2	+	+	+
Жимолость татарская	x	+	+	+	2-3		+	
Шиповник	x	x	x	+	3		+	+
Свидина кровавокрасная	x	x	x	+	3		+	
Боярышник	x	+	x	+	3		+	+
Терн	x	x	x	+	3		+	
Бирючина обыкновенная	x	x	x	+	3		+	
Тамариск	x	x	x	x	2		+	
Вишня войлочная	x	-	+	-	3		+	

Категория грунтов для произрастания растений: I – нанесен потенциально плодородный грунт; II – отвальная нетоксичная смесь. Пригодность лесных пород: x – вполне пригодные; + - относительно пригодные; - - не рекомендуется. Биологическая устойчивость пород: 1 – очень высокая; 2 – высокая; 3 – умеренная; 4 – низкая.

Требования к посадочному материалу

Для озеленения плоских породных отвалов используют стандартные одно- и двухлетние сеянцы деревьев и кустарников. Привезенный к месту посадки материал хранится во временной прикопке. Перед посадкой его сортируют. Не стандартные, отставшие в росте сеянцы со слабой, плохо развитой корневой системой удаляют.

Стандартные сеянцы формируют пучками, до 20-25 см укорачивают корни, обрубывают стволы, оставляя не более 20 см (у хвойных стволы не обрубывают).

Подготовленный к посадке материал снова укладывают к прикопке, корни увлажняют и засыпают рыхлым грунтом (лучше почвой) так, чтобы корневая шейка была закрыта. Подготовленный таким образом материал пригоден для посадки.

Ассортимент трав и травосмесей

Создать на породных шахтных отвалах экологически устойчивый, социально ценный фитоценоз с высокими защитно-мелиоративными свойствами можно лишь при их комплексном освоении, то есть наряду с посадкой древесных и кустарниковых пород высевать травы и травосмеси: пырейник новоанглийский, кострец безостый, житняк гребенчатый, донник белый и лекарственный, люцерну посевную и серповидную; эспарцет песчаный. В общей массе семян доля злаковых трав должна быть вдвое больше, чем бобовых. Норму высева семян следует увеличить по сравнению с рекомендованной для зональных почв на 25-30%.

Для кострца безостого и пырейника она должна составлять в среднем 21 кг/га, житняка – 17, эспарцета песчаного – 120, люцерны серповидной – 25 кг/га.

Агротехника создания и выращивания лесных культур

Способ подготовки посадочных мест выбирают применительно к грунтовым условиям. На плоской вершине и полотнах террас рекомендуется поделка борозд плугом или воронок мотобуром. В вариантах, экранированных потенциально плодородным грунтом, и отвалах, представленных хорошо выветренной породой, следует применять лесопосадочную машину. Перед посадкой корни сеянцев надо замочить в земляной болтушке. Высаживать лесные культуры в рыхлую породу на микротеррасы рекомендуется вручную под лопату или меч Колесова ранней весной. В подготовленной посадочной яме должно быть по одному сеянцу.

Корни растений перед посадкой нужно расправить, не допуская загиба. Корневая шейка должна располагаться на 2-3 см ниже поверхности грунта. После посадки растения обязательно оправляют, а почвогрунт в зоне расположения корней уплотняют.

При создании насаждений в зависимости от конкретных условий участка применяют рядовую или групповую посадку. Густота размещения растений должна обеспечить быстрое смыкание порога культур, что позволит достичь желаемого мелиоративного эффекта. При линейной (рядовой) посадке ряды культур размещают параллельно на расстоянии 1,5-2,0 м. В рядах растения размещают через 0,6 м (общее количество сеянцев на один гектар составит 11-18 тыс. шт.).

Вид, повторность и продолжительность ухода устанавливают с учетом способа создания насаждений, степени засоренности, погодных условий, рельефа и других

факторов. Уход осуществляется механизировано и вручную. Снижение затрат на ручной уход может быть достигнуто применением гербицидов.

Ежегодно осенью рекомендуется проводить учет сохранности лесных культур и при необходимости весной следующего года дополнять выпавшие древесные или кустарниковые породы.

Агротехника посева и выращивание травянистых растений

Посев трав рекомендуется проводить на плоских вершинах, полотнах террас и микротеррасах откосов. Для ускорения залужения отвальных пород в междурядьях лесных культур можно высевать бобовые травы. Во всех случаях травы нужно сеять в ранневесенний период в подготовленные вручную борозды глубиной 3-5 см с расстоянием между ними 15-20 см. На выровненных участках с рыхлым грунтом можно применять травяную смесь. Обязательным приемом является послепосевное уплотнение (прикатывание) грунта.

Уход за посевом заключается в прополке междурядий в целях удаления сорняков, рыхления грунта, засыпки промоин после дождей, а также скашивании трав, причем желательно оставлять нетронутые участки для обсеменения (самообсеменения). При некачественных всходах или редких посевах следует провести подсев тем же видовым составом трав.

10.4.3. Методы мелиорации грунтов с целью интенсификации роста фитоценозов

В целях улучшения качественного состава рекультивационного слоя отвалов необходим комплекс мероприятий по их мелиорации. Выделяют физические, химические и биологические методы мелиорации. Физические методы – это улучшение состава грунтосмесей путем землевания или экранирования токсичных либо малопригодных для произрастания растений грунтосмесей потенциально плодородными породами.

Экранирование и землевание – эффективные, но дорогостоящие меры улучшения условий для произрастания растений. Поэтому эти мероприятия следует предусматривать в том случае, если планируется создание насаждений с высоким экологическим эффектом, а выполнение работ по нанесению потенциально плодородного грунта рекомендуется включить в цикл работ по горно-технической подготовке отвалов для биологической рекультивации.

К химическим методам мелиорации относят способы нейтрализации кислотности грунтосмесей отвалов, применение минеральных удобрений и других мелиорантов в целях улучшения условий произрастания, минерального питания растений. Для нейтрализации кислотности породы отвалов известкуют. Мелиорантами могут быть зола, жидкий аммиак, органические отходы.

Опыт лесной рекультивации показал, что минеральные удобрения на отвалах – довольно эффективное средство повышения продуктивности лесных культур. Исследования [317] показали, что экранирование поверхности отвалов потенциально плодородным грунтом и внесение минеральных удобрений улучшают условия лесопроизрастания и интенсифицируют рост лесных культур.

Сорняки активно реагируют на удобрения, поэтому рекомендуется вносить их локально. Для этого вдоль рядов лесных культур на расстоянии 30-40 см проклады-

вают борозды, куда вносят рассчитанную норму удобрений, а затем закрывают их грунтом.

Срок внесения – весна или осень по окончании вегетационного периода. Дозы удобрения рассчитываются с учетом свойства грунтов, условий увлажнения, требовательности пород, наличия удобрений. Лучшие результаты получены при внесении азота, фосфора, калия по 100 кг/га д.в. (табл. 10.8, 10.9).

Таблица 10.8

Высота четырехлетних лесных культур по вариантам опыта, см

П о р о д а	Вариант опыта		
	контроль (без экранирования)	экранирование потенциально плодородным грунтом	экранирование NPK(100)
Акация белая	107	248	298
Абрикос обыкновенный	16	80	178
Груша лесная	12	77	135
Ясень зеленый	20	82	195

Таблица 10.9

Влияние удобрения грунтов на корненаселенность культур трехлетнего возраста (для слоя 0-40 см)

П о р о д а	Корни на одно дерево		Процент к контролю
	контроль	NPK(100)	
Тополь новоберлинский	36,1	162,1	449
Акация белая	88,5	159,4	180

Удобрять травы лучше в виде подкормки весной и осенью в дозах азота 100-120 и фосфора 80-100 кг/га. Некоторые виды растений обладают способностью фиксировать атмосферный азот и переводить его в гидролизуемые соединения. Это акация белая, ольха серая и черная, лох узколистный и бобовые травы – эспарцет, люцерна, донник и др. Многочисленные опыты доказали их эффективность для лесной рекультивации.

Азотное голодание – одно из важных препятствий поселения и успешного роста растений на техногенных субстратах. Поэтому выращивание растений - азотфиксаторов на биологическом этапе рекультивации обязательно. Под влиянием акации белой отмечено усиление роста ясеня зеленого на 30-50%. Наиболее целесообразно размещать ее через два ряда других пород. Это предотвращает угнетение их саженцев, обеспечивает хорошее взаимодействие корневых систем.

10.5. Особенности переработки и сепарации строительных отходов при ликвидации предприятий угольной промышленности

Отходы разрушения зданий и сооружений образуют главный компонент твердой составляющей муниципальных отходов и более чем половину муниципальных хозяйственно-бытовых отходов в Украине. В настоящее время свыше 90% этих отходов не утилизируется, являясь причиной переполнения легальных свалок и роста несанкционированных мест складирования отходов. Наряду с этим источники естественных строительных материалов продолжают опустошаться, поскольку из-за увеличения объемов строительства и ремонта растет спрос на это сырье [318].

Все строительные отходы можно разделить на три основные категории:

- отходы, полученные при сооружении новых зданий;
- отходы, полученные от разбора и сноса старых зданий (до 70% общего объема строительных отходов);
- отходы промышленности строительных материалов.

Большую часть объема отходов, образованных при сносе, реконструкции, ремонте или строительстве зданий, инженерных коммуникаций, промышленных объектов и другие, составляют следующие виды: отходы бетона и железобетона, сколы асфальта, отходы древесины, лом черных металлов, отходы рубероида и битума, бой стеклянных и керамических изделий, бумажные и полимерные отходы, использованный кирпич [318, 319].

Преобладающими составляющими строительных отходов являются бетон и железобетон, каменные материалы и асфальт. Все эти материалы практически не изменяют свои физико-механические свойства и представляют собой вторичные ресурсы, которые целесообразно использовать при строительстве зданий и дорог, создании инженерной инфраструктуры, производстве бетона, ремонте железнодорожных путей, работах по благоустройству территорий, рекультивации земель и т.п.

В последнее время, помимо решения экологических задач, возросший интерес к повторному использованию строительного лома связан также с тем, что на территориях строительных свалок предполагается размещение отходов, которые по сравнению со строительными плохо утилизируются. Подход к строительным отходам как к вторичному сырью помогает решить проблему размещения отходов и снизить затраты на строительство новых зданий.

В разработках ведущих научно-исследовательских институтов, занимающихся вопросами обогащения в горной промышленности, выделяются два существенных метода переработки сыпучих отходов: мокрый и сухой.

Основная операция мокрого способа – промывка исходных отсеков дробления на виброгрохоте. Для этого над приемным лотком и ситом грохота устанавливают трубы с форсунками, через которые в рабочее пространство грохота подают воду под давлением. При мокром способе обогащения возможно получение более качественного продукта. Однако, такой способ требует дополнительных затрат на обезвоживание полученного продукта и осветление промывочной воды. Обычно зимой такие установки не работают.

В связи с этим при переработке строительных отходов наиболее часто применяется сухой метод, который не требует дополнительного оборудования и обеспечивает непрерывный технологический процесс. При этом основными операциями являются: выделение из общей массы компонентов, имеющих минеральную основу, их дробление и классификация по крупности. Согласованность этих процессов позволяет

достичь высокой эффективности. Первичную очистку отходов от балластных примесей производят ручным или механическим способом. Первый способ наиболее распространен и дешев, но занимает много времени. Второй способ более эффективен и позволяет получать качественный вторичный щебень, но существенно повышает его себестоимость.

При механизации процесса в зависимости от желаемого результата применяется различное оборудование. Например, инновационные технологии на базе индукционного сепаратора позволяют выделять из отходов медь и алюминий. Для отделения легких примесей (бумага, пластмасса и т.п.) применяют воздушные сепараторы. При более простых вариантах применяют всевозможные технические решения и приспособления [320].

Перерабатываемый строительный лом, прежде чем попасть на утилизацию, подвергается воздействию атмосферных факторов. В результате материал приобретает такие отрицательные качества, как влажность и засоренность различными глинистыми примесями. Для получения более качественного продукта проводится очистка компонентов на минеральной основе (бетон, кирпич и т.п.), и если необходимо - сушка.

В процессах обогащения для очистки дробленого материала от пылевато-глинистых частиц при влажности до 2% используют вибрационный очиститель, представляющий собой вибрационный грохот [321].

При необходимости сушки перерабатываемого материала в промышленности хорошо себя зарекомендовали сушильно-очистительные барабаны, позволяющие одновременно проводить сушку материала и очистку его от глинистых примесей. Разделение материала по крупности осуществляют на разнообразных просеивающих поверхностях [322].

Применение данного оборудования при разборке строительных отходов позволяет максимально механизировать процесс за счет переоборудования уже имеющихся на предприятиях сортировочных установок; при этом отпадает необходимость в приобретении дорогостоящего оборудования. Очистка строительного мусора позволит получать заполнитель без вредных примесей, что расширит область его применения. При этом эффективность утилизации отходов повышается, а вторичный щебень обладает высоким качеством и может эффективно заменять природные заполнители.

Процесс сепарации некондиционных и поврежденных бетонных и железобетонных изделий и конструкций, отслуживших свой срок, включает ряд технологических операций: сортировку, классификацию, дробление, железоотделение. С технической точки зрения переработка строительных отходов осуществляется двумя методами: стационарным и мобильным.

Эксплуатация стационарного завода экономически выгодна тем, что сортировка и переработка осуществляется промышленным способом и в промышленных объемах (рис. 10.1). На специальной площадке можно разместить всю инфраструктуру, хранить сырье и получаемые вторичные материалы. Фирмы, занимающиеся сносом зданий, используют только отходы, которые сами же получают при демонтаже, а при эксплуатации стационарного перерабатывающего комплекса возможно принятие и сторонних материалов. Поэтому создание стационарных комплексов – наиболее перспективный путь развития компаний, профессионально занимающихся переработкой строительных отходов. Как правило, такие комплексы состоят из нескольких участков [323].

Участок приема отходов, где осуществляется их складирование, предварительная сортировка и разделка негабаритных плит или обломков до размеров, которые способна пропустить дробилка. Этот участок обычно обслуживают экскаваторы с навесным оборудованием: гидромолотами, гидрокусачками и др.

Участок подачи материала, где работают фронтальные погрузчики с емкостью ковша 4-5 м³, способные обеспечить непрерывную подачу материала на участок переработки.

Участок переработки, на котором расположены магнитный сепаратор, дробилка и грохот, осуществляющие основной производственный процесс. После переработки материал поступает на склад.

Склад готовой продукции может быть укомплектован поворотными конвейерами, ссыпаящими щебень разных фракций в конические отвалы, или автоматизированными силосными помещениями, где хранится щебень, распределенный по фракциям, откуда он автоматически отгружается заказчику.



Рис. 10.1. Общая схема стационарного завода по утилизации строительных отходов

На крупных перерабатывающих предприятиях в схему переработки также включены: дробилка вторичного дробления, более полный набор грохотов, система воздушной сепарации легких частиц (остатки утеплителя, обоев, линолеума и др.), а иногда и установка для мойки вторичного щебня. Требуемый фракционный состав и крупность фракций получаемого материала (глубина переработки отходов) определяют выбор агрегатов для стадий дробления и грохочения, а также их количество и тип.

В качестве дробильных агрегатов чаще всего используют щековые дробилки. Переработка различных видов строительных отходов подразумевает и изменение технологической схемы. Например, переработка бетона исключает применение металлоотделителей. Это упрощает технологическую линию и делает возможным применение типовых линий, разработанных для переработки горных пород.

Работающие комплексы не только выполняют важную экологическую и экономическую задачи государственного значения, но также являются высокорентабельными предприятиями.

Мобильный метод применяется при переработке строительных отходов на временных площадках, организованных на объектах, где образуются отходы или в непосредственной близости от них. Он, как правило, осуществляется, в два этапа. На первом этапе при помощи гидронежниц или гидромолота происходит первоначальная обработка: измельчение больших фрагментов перекрытий и стен. На втором этапе отходы железобетона поступают в мощные дробильные установки, где превращаются в конечный продукт – вторичный щебень. После этого при помощи железоотделителей из него выделяют металл.

Такой метод наиболее быстрый и дешевый. Получаемый при этом продукт, не прошедший фракционирование по классам крупности, имеет низкую стоимость, но его применение сильно ограничено – только для засыпки болот, котлованов, создания временных дорог и т.п.

При реализации такой схемы используют мобильные дробильные комплексы на гусеничном или колесном ходу (рис. 10.2).

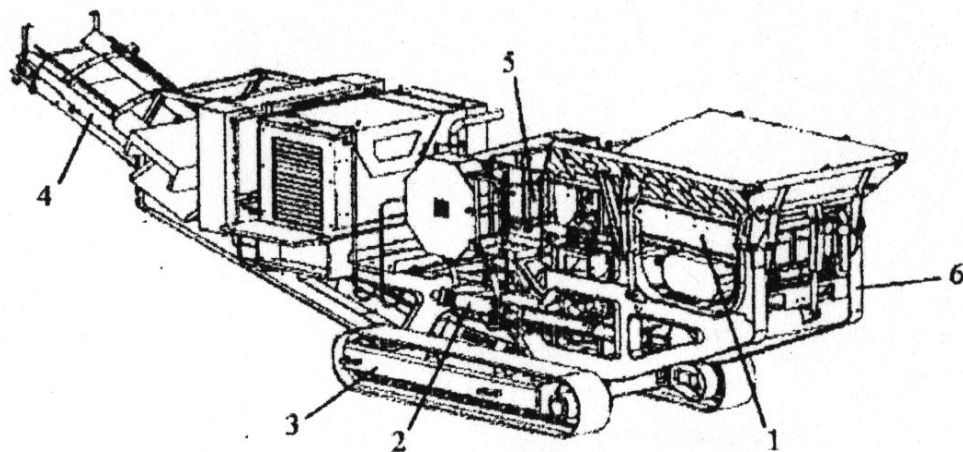


Рис. 10.2. Мобильный комплекс для получения нефракционного вторичного щебня:
1 – питающий бункер; 2 – боковой конвейер с лентой; 3 – гусеничное шасси;
4 – основной конвейер; 5 – щековая дробилка; 6 – рама

Главное преимущество самоходных комплексов заключается в том, что при необходимости предварительной очистки материала от глинистых примесей, дополнительное оборудование монтируется на одном шасси с дробилкой и железоотделителем. Такая концепция позволяет достичь высокой мобильности оборудования, шумо- и пылеизоляции, что немаловажно в условиях плотной городской застройки.

Для получения вторичного щебня различных классов крупности используют мобильные сортировочные установки (рис. 10.3). Такие установки представляют собой мощный грохот, смонтированный на гусеничном или колесном шасси. Грохот имеет одно или два сита, что позволяет рассортировать материал на фракции.

На шасси кроме грохота монтируют дополнительное оборудование, без которого невозможно выполнение работ по сортировке отходов по крупности. Все элементы такого оборудования выполнены с учетом обеспечения наибольшей мобильности и удобства во время транспортирования: конвейеры за счет гидравлики имеют возможность складываться, а бункер оснащен складывающимися боковыми стенками. Все конвейеры в зоне загрузки прорезинены и защищены мощными ударопрочными пластинами, имеют заменяемые ролики и скреперы для защиты хвостовых роликов. Кон-

вейерные барабаны снабжены предохранителями обратного хода. Установка оборудована дизельным двигателем и собственным генератором, что позволяет работать при отсутствии электричества.

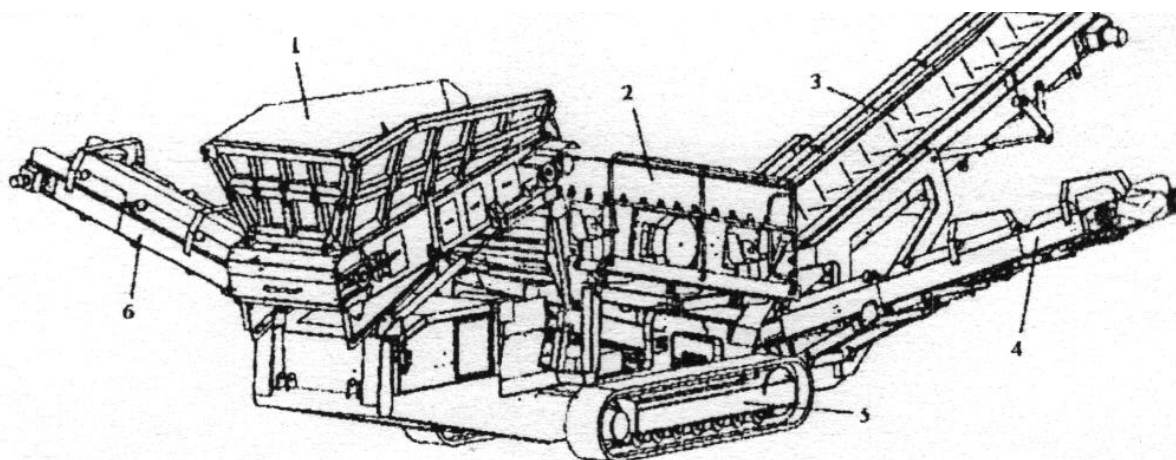


Рис. 10.3. Мобильная сортировочная установка:

- 1 – загрузочный бункер; 2 – короб грохота с просеивающими поверхностями;
- 3 – конвейер надрешетного продукта; 4 – конвейер подрешетного продукта;
- 5 – гусеничное шасси; 6 – конвейер межрешетного продукта

Существует практика объединения нескольких самоходных установок в единый дробильно-сортировочный комплекс. В таком комплексе предусматривается последовательное расположение самоходных дробилки и грохота так, чтобы дробленый материал поступал в приемный бункер грохота. Преимущество такой установки в том, что каждый технологический модуль полностью автономен и может использоваться как отдельная установка для решения других технологических задач.

Мобильные установки не требуют фундаментов, что значительно уменьшает затраты на монтаж и ускоряет их пуск в эксплуатацию. Когда мобильные агрегаты применяются в тесной городской застройке, то они имеют низкую производительность и не обеспечивают получение чистого фракционного щебня. Помимо этого, они требуют особых мер экологической защиты близлежащих домов, что затрудняет возможность непрерывной работы перерабатывающей установки.

10.6. Защита ландшафта Донбасса от действия загрязняющих веществ с породных отвалов

На территории Донбасса размещено более тысячи предприятий угольной, металлургической, нефтеперерабатывающей и химической промышленности, отходы которых – это шахтные породы, металлургические шлаки и золошлаки [324]. Типичной формой складирования отходов производства для этого техногенно-нагруженного региона являются отвалы. 80% из них – отходы угледобычи и углеобогащения. Под эти отходы выделено 7190 га ценных сельскохозяйственных земель. Породные отвалы отрицательно влияют на прилегающие территории и атмосферный воздух. Окисление и горение пород сопровождается выбросами летучих компонентов и паров широкого спектра, в которых, кроме воды, есть серная кислота, двуокиси углерода и азота. В сухую погоду с отвалов выдувается пыль, которая загрязняет атмо-

сферу. Во время атмосферных осадков или таяния снега значительная часть химических элементов отвальной породы выщелачивается водными растворами и мигрирует в окружающую среду. На крутых склонах отвалов происходит активная водная эрозия, вследствие которой порода, насыщенная токсичными веществами, попадает с водными потоками на прилегающую территорию, загрязняя речки и водоемы, грунты сельскохозяйственных угодий и приусадебных участков.

Для повышения уровня экологической безопасности аграрных ландшафтов и территорий, защиты их от попадания загрязняющих веществ необходимо иметь:

- критерий комплексной оценки уровня потенциальной экологической опасности отвалов промышленных отходов для ландшафтов;
- методологию оценки уровня фактической экологической опасности отвалов промышленных отходов на основе новых методов дистанционного определения массы загрязняющих веществ и мере их распространения по прилегающей территории;
- закономерности и количественные показатели интенсивности попадания загрязняющих веществ с отвалов промышленных отходов до ландшафтов вследствие эрозийно-гидрологических процессов.

Для классификации отвалов Луганской области по уровню потенциальной экологической опасности проанализированы космические снимки и топографические карты 78 отвалов угольных шахт и прилегающей к ним территорией, а также сведения, которые представлены шахтными управлениями.

Учитывая широкий спектр негативного влияния породных отвалов на состояние здоровья населения и элементы природно-антропогенных ландшафтов, предлагается основными проявлениями экологической опасности отвалов считать их загрязняющее действие на воздух в границах городов и других населенных пунктов (территорий, которые застраиваются), на населенные пункты, пахотные земли, кормовые угодья, речную сеть, водоемы. За интегральный критерий оценки степени потенциальной опасности отвалов приняты показатели их размещения в ландшафте и, в первую очередь, расстояние от отвала до соответствующего элемента ландшафта, а также румбы направления на него и основного направления миграции загрязняющих веществ.

В зависимости от расстояния до объекта действия предложено пять степеней потенциальной экологической опасности отвалов [324]:

I - м а к с и м а л ь н а я экологическая опасность (объекты размещены непосредственно около подножья отвалов);

II - с р е д н я я (объекты размещены в границах санитарной зоны, т.е. до 500 м);

III - с л а б а я (объекты размещены на расстоянии от 500 до 1000 м);

IV - о т н о с и т е л ь н а я опасность (объекты размещены в границах от 1000 до 2000 м);

V - н е п р я м а я п о т е н ц и а л ь н а я экологическая опасность (объекты размещены на расстоянии более 2000 м).

В результате измерения установленных параметров ландшафтного размещения отвалов на топографических планах и космических снимках с помощью программ Google Earth и MapInfo Prof определено процентное соотношение отвалов по степеням их потенциальной экологической опасности для шести элементов ландшафтов – объектов негативного действия отвалов.

Итогом кластерного анализа является дендрограмма степени негативного действия отвалов с учетом шести видов экологической опасности, которая приведена на рис. 10.4.

Из анализа результатов рис. 10.4 следует, что в зависимости от объекта действия от 13% до 38% отвалов характеризуются максимальной – I-ой степенью потенциальной экологической опасности.

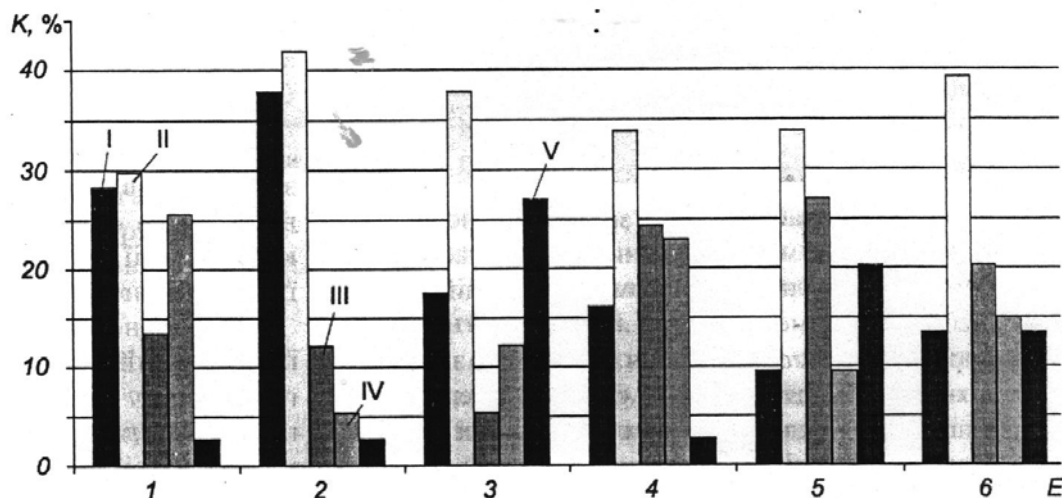


Рис. 10.4. Распределение отвалов К по степеням (I-V) их потенциальной экологической опасности для элементов ландшафтов E:

1 – территории, которые загрязняются; 2 – приусадебные участки; 3 – пахотные земли; 4 – кормовые угодья; 5 – речная сеть; 6 – водоемы

Наибольшая группа отвалов от 30% до 42% от общей численности имеют II-ю степень негативного действия по шести видам проявления потенциальной экологической опасности.

Следовательно, больше половины всех отвалов – от 51% до 80% - характеризуются I и II степенями опасности, т.е. они или непосредственно контактируют с объектом своего негативного действия, либо размещены не далее 500 м от него и находятся в границах санитарно-защитной зоны, где должны быть размещены совсем другие - защитные инженерно-биологические элементы ландшафта.

Известно, что лесные насаждения на отвалах в значительной мере снижают интенсивность ветровой и водной эрозии на них.

Предполагая, что экологическая опасность терриконов зависит от степени покрытия их поверхности лесной растительностью, а интенсивность миграции продуктов водной эрозии сдерживается лесонасаждениями около подножья отвалов, предложено два дополнительных критерия для классификации отвалов по их экологической опасности: степень покрытия поверхности отвалов лесной растительностью и степень покрытия (замыкания) по периметру подножья отвала насаждениями. Эти критерии определяют потенциальную степень реализации экологической опасности отвалов для прилегающей территории [324].

По критериям покрытия поверхности отвалов и периметра их подножья лесными насаждениями выделено пять степеней их опасности:

I - отсутствие лесных насаждений (максимальная опасность);

II - покрытие площади поверхности или длина периметра подножья отвала насаждениями меньше 20%;

III - покрытие площади поверхности или длина периметра подножья отвала насаждениями на 20-50%;

IV - покрытие площади поверхности или длина периметра подножья отвала насаждениями на 50-85%;

V - покрытие площади поверхности или длина периметра подножья отвала насаждениями свыше 85%.

Распределение отвалов (%) по степени экологической опасности, вызванной недостаточной защищенностью лесомелиоративными способами их поверхности и прилегающей территории, приведено в табл. 10.10.

Таблица 10.10

Распределение отвалов по степени экологической опасности
с учетом лесонасаждений

Степень экологической опасности	Отвалы с защитными насаждениями	
	на поверхности	по периметру
I	51	41
II	23	32
III	18	14
IV	4	4
V	4	9

На основании данных табл. 10.9 можно сделать вывод о том, что большинство отвалов не имеют защитных лесных насаждений ни на поверхности, ни около подножья, поэтому их потенциальная экологическая опасность велика.

Для дистанционной оценки степени перемещения породы с отвалов на прилегающую территорию и рассеяния вредных веществ с отвалов на ландшафтно-геохимических аренах предложен способ, основой которого является выделение на космических фотоснимках контуров с разной окраской, определение объединений интенсивностей красного (*R*), зеленого (*G*) и синего (*B*) фототонов и их сравнение с эталонными образцами [325].

На космических снимках в соответствии до фототонов шкалы *RGB* на прилегающей к отвалам территориям выделяют однородные и неоднородные контуры. Однородные контуры, характеризуются темно-серыми фототонами, соответствуют участкам с незагрязненными грунтами. Неоднородным контуром служат соединения разных по фототону элементов. Светлые элементы неоднородного контура соответствуют поверхности грунта с наибольшим уровнем загрязненности. Разработана шкала изменения состояния загрязнения грунтов, по которой оценивается (в балах) уровень (от слабого до сильного) загрязнения земель для каждого контура, размещенного на ландшафтно-геохимических аренах. Общий уровень загрязнения грунта (*N*) определяется как сумма умножений площади всех участков (*M_i*) на уровень загрязнения грунтов участков в балах (*b_i*), которая разделена на всю площадь ландшафтно-геохимических арен (*A*):

$$N = \left(\sum M_i b_i \right) / A. \quad (10.10)$$

Для определения количественных показателей интенсивности попадания загрязняющих веществ с отвалов на прилегающую территорию выбрана из 78 отвалов три: шахта «Дуванская», шахта «Княгининская», шахта «Матросская». Основным критерием выбора, кроме принадлежности к разным углеопасным районам Луганской области, было очень интенсивное проявление (I и II степень) экологической опасности исследуемых компонентов ландшафта [324].

В связи с тем, что основной причиной вынесения загрязняющих веществ с поверхности отвалов и их дальнейшей миграции на прилегающую территорию является водная эрозия, в течение 2006-2009 г.г. на отвале шахты «Матросская» выполнялись эрозийно-гидрологические исследования. Этот отвал в 2006 г. был реформирован с двух конических в один плоский, вследствие чего его склоны покрылись срезанной породой, а вымоины, которые были на них, засыпанными. Поэтому появилась возможность изучения эрозийного процесса от его начала на свежесыпанном отвале.

Для оценки вынесения количества породы со склона отвала использовался метод С.С. Соболева [326], который состоит в измерении параметров поперечного сечения вымоин на участке определенной ширины и длины, вычислении суммарной площади сечения вымоин и определении их объема.

Измерения показали, что за первые 12 месяцев талыми и ливневыми водами с нижнего склона отвала было вымыто 234 т породы в пересчете на 1 га участка, за другие – 268 т/га, за третьи – 198 т/га. В среднем за три года масса годового смыва породы составила 233,3 т/га.

На основании полученных данных установлено, что динамика вынесения массы (M) вымываемой породы с 1 га описывается эмпирическим уравнением [325]

$$W = kt + 2,43, \text{ т/га}, \quad (10.11)$$

где t - количество месяцев; k - коэффициент пропорциональности, зависящий от физико-механических свойств породы, равный, например, для шахты «Матросская» 13,03; для шахты «Княгининская» - 11,62. В среднем для ориентировочных расчетов можно применять $k = 12$.

Количество общей массы (M_{Σ}) вымываемой породы с отвала равно

$$M_{\Sigma} = M \cdot S, \text{ т}, \quad (10.12)$$

где S - площадь отвала, га.

Для оценки экологического состояния прилегающих к отвалу территорий были отобраны образцы воды с водоемов, которые примыкают к отвалам, образцы породы и грунта на самих отвалах и в ореоле гидрологического и воздушного перенесения загрязняющих веществ. Химический анализ породы исследуемых отвалов показал, что она характеризуется уровнем pH от 3,2 до 3,6 и оценивается как сильноокисленная.

Известно, что в кислых отвальных породах уже при pH 4-5,5 минералы, которые вмещают марганец, цинк, хром, свинец и другие элементы, поддаются растворению серной кислотой и мигрируют с поверхностным стоком на прилегающую территорию, при этом они находятся в формах, доступных растениям, а их концентрации достигаются токсического уровня [327].

Установлено [324], что вследствие притока подкисленных стоков грунты на прилегающих к отвалам территориях также характеризуются сильноокислостью и кислотностью

реакцией (pH 2,90-4,31). концентрация водорастворенного сульфат-иона (SO_4^{2-}) колеблется в породе от 23,2 г/кг до 6,16 г/кг; в грунтах в зоне шлейфа вынесения породы из отвалов – от 15,8 г/кг до 6,2 г/кг. Поскольку концентрация водорастворимого сульфат-иона превышает гранично допустимую концентрацию (ГДК), которая равна 160 мг/кг, в 145 раз, можно сделать вывод о катастрофическом загрязнении прилегающей к овалам территории подвижными сульфат-ионами.

Уровень экологического состояния прилегающих к терриконам поверхностных вод по загрязнению сульфат-ионами оценивается как неудовлетворительный. Оценка пригодности воды по содержанию солей и водородным показателям показала, что все ставки, за исключением одного, находящегося на расстоянии 860 м от шахты «Дуванская», непригодны для орошения (табл. 10.11).

Таблица 10.11

Экологическая оценка поверхностных вод по содержанию ионов SO_4^{2-}

Расстояние от подножия отвала до водоема, м	Содержание ионов SO_4^{2-} в пробах воды, мг/дм ³ (ГДК – 500 мг/дм ³)
7	1661
20	1463
30	1371
860	524

Вода в водоемах, которые прилегают к отвалам, загрязнена тяжелыми металлами. Движущие формы таких металлов как титан, марганец, цинк, хром, никель, свинец, медь находятся в воде в возросших концентрациях. Уровень экологического состояния по этим металлам характеризуется как неудовлетворительный и удовлетворительный (на примере ставка около отвала шахты «Матросская»), табл. 10.12.

Таблица 10.12

Оценка экологической опасности поверхностных вод в зависимости от содержания металлов

Элементы	Содержание элемента в воде, мг/дм ³	Показатель ГДК, мг/дм ³	Экологическая оценка
Cu	0,0198	1	Удовлетворительная
Ti	0,2777	0,1	Неудовлетворительная
V	0,0119	0,1	Удовлетворительная
Ma	5,95	0,1	Неудовлетворительная
Ni	0,1983	0,1	Неудовлетворительная
Zn	0,0397	1	Удовлетворительная
Sr	0,7933	7	Удовлетворительная

В табл. 10.13 приведены результаты определения экологического состояния грунтов на прилегающих к отвалам территориях шахт «Дуванская», «Княгининская» и «Матросская» по загрязнению тяжелыми металлами, которые свидетельствуют о повышении в грунтах их концентрации.

Таблица 10.13

Оценка экологической опасности грунтов в зависимости от содержания металлов

Элемент	Содержание валовой подвижной формы элементов по отвалам, мг/кг	Отношение валового содержания элементов к Кларку	Экологическая ситуация	Отношение валового содержания элементов к ГДКв	Экологическая ситуация	Отношение подвижной формы к ГДКр	Экологическая ситуация
Cr	$\frac{100-150}{30-45}$	1,33-2	Способствующая - удовлетворительная	1-1,5	Способствующая - предкризисная	3-7,5	Кризисная
Ni	$\frac{20-150}{4-10}$	0,5-1,25	Способствующая	0,34-0,59	Способствующая - удовлетворительная	1-2,2	Способствующая – кризисная
Cu	$\frac{30}{15}$	1,5	Способствующая	0,55	Удовлетворительная	5	Кризисная
Zn	$\frac{50-100}{15-30}$	1-2	Способствующая - удовлетворительная	0,5-1	Удовлетворительная	0,65-1,3	Способствующая – предкризисная
Ph	$\frac{30-50}{21-35}$	3-5	Удовлетворительная - предкризисная	0,94-1,56	Удовлетворительная - предкризисная	10,5-17,5	Катастрофическая

Анализ формирования экологической безопасности на терриконных ландшафтах показал, что отвалы являются техногенными зонами повышенной экологической опасности, где постоянно проявляется напряженная и критическая экологическая ситуация, которая нередко становится катастрофической. Смытую породу можно локализовать, например, в ставках и отстойниках, однако, учитывая сильноокислую реакцию породы, сточных вод и прилегающих грунтов, можно предположить, что миграция тяжелых металлов, которые в этих условиях переходят в растворимую форму, продолжается с грунтовым стоком. Следовательно, необходимо уменьшать негативное влияние отвалов на элементы ландшафта путем разработки системы грунтоводоохранных мероприятий, которые не только защищали их от поступающих продуктов водной эрозии, но и способствовали их нейтрализации.

Инженерно-биологическая система, которая предлагается для защиты прилегающей к отвалам территории, водоемов и подземных вод от загрязнения, предусмат-

ривает создание по периметру отвала на расстоянии 10-20 м от его подножья двух концентрических траншей, совмещенных с валами [328].

Внутренняя траншея прерывиста и состоит из отдельных отрезков, которые имеют сообщение с внешней – непрерывной траншеей.

Внешняя траншея в своей наиболее низкой части замыкается обоими концами на ставок-отстойник.

Отрезки внутренней траншеи выполняют функцию сбора жидкого, твердого и ионного стока с соответствующего сектора склона отвала, внешняя траншея осуществляет функцию их транспортирования в отстойник. Перед выходом к внешней траншее в конце каждого отрезка внутренней траншеи размещается прослоек меловой породы, который находится между двумя слоями металлической сетки.

Вода, которая стекает с каждого сектора отвала во время ливней или таяния снега, поступает вначале во внутреннюю траншею, а потом, фильтруясь через перемычку-габион, попадает во внешнюю траншею, по которой транспортируется в отстойник.

По результатам спектрального анализа образцов породы с отвала шахты «Матросская» и донных отложений отстойника определено вынесение тяжелых металлов и других токсичных элементов с террикона и подсчитано уменьшение их распространения в результате удержания действующей инженерно-биологической системой – полосой травяной растительности, траншеей, отстойником.

В соответствии с полученными данными в результате смыва с каждого гектара поверхности отвала 153,8 т породы ежегодно с ними выносятся 801 кг разных химических элементов, в том числе 724 кг металлов. Большая часть породы в виде крупной ее фракции выпадает с потока и откладывается сразу около подножья отвала.

Полоса растительности способствует задержке мелких фракций, процесс отложения наносов продолжается и во время движения воды вдоль траншеи. Самые мелкие фракции породы – илистые частицы сохраняют высокую подвижность и, преодолевая препятствия на длинном пути перемещения, откладываются лишь в ставок-отстойнике.

Сравнение общей массы породы, которая смывается с отвала с массой ее наиболее подвижной части дает возможность констатировать, что основная масса смытой породы (88,4%) задерживается около подножья отвала, полосе растительности и в траншеях, однако задержка наиболее подвижной части породы, которая составляет 11,6% требует строительства достаточно объемного отстойника и системы мероприятий для безопасного сброса излишнего стока в географическую водную сеть данной территории.

10.7. Контрольные вопросы

1. В каких случаях производится ликвидация шахт и углеобогачительных предприятий?
2. Назовите этапы ликвидации (консервации) горного предприятия.
3. Назовите сущность мониторинга:
 - гидрогеологического;
 - гидрохимического;
 - газодинамического;

- геодинамического;
 - породных отвалов.
4. Особенности рекультивации породных отвалов.
 5. Агрохимические показатели почв.
 6. Как осуществляется исследование структуры растительного мира.
 7. Назовите суть направлений рекультивации нарушенных земель:
 - сельскохозяйственного;
 - лесного;
 - реакционного;
 - водохозяйственного;
 - санитарно-гигиенического.
 8. Когда рекомендуется начинать террасирование породного отвала?
 9. Какие породы считаются пригодными для фитомелиорации?
 10. принцип фитомелиорации плоских породных отвалов.
 11. Методы мелиорации грунтов с целью интенсификации роста фитоценозов.
 12. Назовите особенности переработки и сепарации строительных отходов при ликвидации предприятий угольной промышленности.
 13. Охарактеризуйте пять степеней потенциальной экологической опасности отвалов в зависимости от расстояния от объекта.
 14. В чем суть инженерно-биологической системы, которая предлагается для защиты прилегающей к отвалам территории, водоемов и подземных вод от загрязнения.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Закон України про охорону навколишнього природного середовища // Відомості Верховної Ради України. – 1991. - № 41. – 546 с.
2. Земельний Кодекс України // Відомості Верховної Ради України. – 2002. - №3-4. – С. 27-118.
3. Кодекс України про надра // Відомості Верховної Ради України. – 1994. – №36. – С. 340-363.
4. Водний Кодекс України // Відомості Верховної Ради України. – 1995. - №24. – С. 189-228.
5. Закон України про охорону атмосферного повітря // Відомості Верховної Ради України. – 1992. - №50. – С. 678-693.
6. Лісовий Кодекс України // Відомості Верховної Ради України. – 1994. - №17. – С. 99-144.
7. Майдуков Г.Л. Угольное производство как источник техногенного воздействия на земную атмосферу // Уголь Украины. – 2008. - №2. – С.27-34.
8. Газета «Комсомольская правда» - № 203/44 от 10.10.2005 г. – С. 6-7.
9. Долина Л.Ф. Сточные воды предприятий горной промышленности и методы их очистки.- Д.: УЭА «Зеленый Свет». – 2000. – 43 с.
10. Коткин А.М., Шуляк В.Е., Сердюк Л.Д. Исследование минерализации воды при обогащении углей. В кн. «Научные труды Укрнииуголеобогащения». – М.: Недра. – 1967. – Т. VI. – С. 314-322.
11. Трофимович Е.М., Гурвич С.М. Охрана водных объектов при добыче и обогащении руд и углей. – М.: Недра. – 1985. – 284 с.
12. Шуляк В.Е., Маслянская С.А., Сердюк Л.Д. Качественная характеристика поверхностного стока с промплощадок обогатительных фабрик // Уголь Украины. – 1979. - №4. – С. 24-25.
13. Бутовецкий В.С. Охрана природы при обогащении углей: Справочное пособие. – М.: Недра. – 1981. – 231 с.
14. Проектирование и строительство углеобогатительных фабрик / Под ред. Т.Н. Цая. – М.: Недра. – 1973. – 264 с.
15. Артюшин С.П. Проектирование углеобогатительных фабрик. Изд. 2-е, перераб.и доп. – М.: Недра. – 1974. – 200 с.
16. Полулях А.Д. Об изменении диапазона машинных классов на углеобогатительных фабриках // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 1999. - №3(44). – С. 3-8.
17. Полулях А.Д. Обогащение рядового угля пятью машинными классами // Уголь Украины. – 1999. - №5. – С. 49-50.
18. Полулях О.В. Методика определения диапазонов крупности машинных классов при обогащении угля // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн.зб. – 2007. – Вип. 29(70)-30(71). – С. 8-14.
19. Полулях А.Д. Технологично-екологический инжиниринг при обогащении полезных ископаемых // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2007. - №29(70)-30(71). – С. 211-223.
20. Полулях А.Д., Набоков А.К. Основные этапы ввода в эксплуатацию новых и реконструируемых углеобогатительных фабрик // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2010. - № 40(81). – С. 6-9.

21. Егоров Н.С., Мезрин В.В., Рожков В.А. Усреднение углей в СССР: Обзор. – М.: ЦНИЭИуголь. – 1985. – 35 с.
22. СОУ 10.1.00185755-004:2006 «Типовой технологический регламент углеобогажительного предприятия». – Луганск: ГП «Укрнииуглеобогащение». – 2006. – 45 с.
23. Технологические регламенты основных процессов ЦОФ «Узловская». - Луганск: ГП «Укрнииуглеобогащение». – 1997. – 126 с.
24. Основные технико-экономические показатели работ углеобогажительных фабрик и сортировок Украины в 1962 году. – Луганск: Укрнииуглеобогащение. – 1963. – 351 с.
25. Технико-экономический анализ работы углеобогажительных фабрик Украинской ССР, Ростовской области и Грузинской ССР за 1988 год. – Луганск: Укрнииуглеобогащение. – 1989. – 172 с.
26. Технико-экономический анализ работы углеобогажительных фабрик Украины за 2008 год. – Луганск: ГП «Укрнииуглеобогащение». – 2009. – 114 с.
27. Зарубин Л.С., Иофа М.Б., Чернов В.И. Магнетитовые утяжелители для тяжелосреднего обогащения углей. – М.: ЦНИЭИуголь. – 1983. – 41 с.
28. Магнетит для збагачення вугілля. Методи випробувань: ISO 8833:2003. – Луганськ: Укрндівуглезбагачення. – 2003. – 18 с.
29. Инструкция по нормированию расхода магнетита для обогажительных фабрик. – М.: МУП СССР. – 1987. – 10 с.
30. Заключение ГП «Укрнииуглеобогащение» о возможности использования на углеобогажительных фабриках Украины железорудного концентрата ОАО «Лебединский горно-обогажительный комбинат» в качестве тяжелосреднего утяжелителя / Под рук. А.Д. Полуляха. – Луганск: ГП «Укрнииуглеобогащение». – 2010. – 25 с.
31. Полулях А.Д. Контроль качества и расход магнетита на углеобогажительных фабриках Украины // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2010. - №40(81). – С. 65-71.
32. Абакумов Н.И., Корнеева В.И. Источники потерь магнетита на тяжелосредних установках и пути их снижения // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2010. - №40(81). – С. 60-65.
33. Справочник по обогащению углей / Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. – М.: Недра. – 1984. – 614 с.
34. Классен В.И. Флотация углей. – М.: Госгортехиздат. – 1963. – 379 с.
35. Саранчук В.И., Аровин И.А., Галушко Л.Я. Флотирование углей реагентами из продуктов коксохимии. – Донецк: Восточный издательский дом «Кальмиусс». – 2006. – 192 с.
36. Морозов О.А., Федосеева С.О., Кутуков И.Е. Новый флотационный реагент для углеобогажительных фабрик Украины // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2008. - №37(73). – С. 112-117.
37. Пиккат-Ордынский Г.А., Острый В.А. Технология флотационного обогащения углей. – М.: Недра. – 1972. – 200 с.
38. Классен В.И., Мокроусов В.А. Введение в теорию флотации. – М.: Металлургиздат. – 1959. – 238 с.
39. Білецький В.С., Мостика Ю.С. Дослідження реагентів для збагачення і брикетування вугілля // Наукові праці ДонНТУ. – 2007. - №15(131). – С. 40-50.
40. Никитин Н.И., Левандович А.П., Сулицкий В.И. Исследование нового флотационного реагента // Уголь Украины. – 2006. - №12. – С. 32-35.

41. Морозова Л.А., Морозов О.А., Мавренко Г.А. Анализ технологии флотации углей на обогатительных фабриках Украины // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн.зб. – 2010. - №41(82)-42(83). – С. 210-219.
42. Бевзенко Б.Ф., Кауфман С.І., Жура В.В. Дослідження спінювачів в умовах лабораторного збагачення шламів рядового вугілля // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2005. - №22(63). – С. 91-97.
43. Морозов О.А., Федосеева С.О., Кутуков И.Е. Новый флотационный реагент для углеобогатительных фабрик Украины // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2008. - № 32(73). – С. 112-117.
44. Жура В.В., Гуменецкий В.В. Використання спінювача ЛЗВ при флотаційному збагаченні вугільних шламів // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2000.
45. Лукина Н.С., Павлюкова Э.А. Методы экономической оценки влияния отходов флотации углеобогатительных фабрик на окружающую среду / В кн. «Совершенствование техники и технологии для технического перевооружения углеобогатительных фабрик». – Люберцы: ИОТТ. – 1988. – С. 93-103.
46. Пиккерт-Одрдынский Г.А., Острый В.А. Технология флотационного обогащения углей. – М.: Недра. – 1972. – 200 с.
47. Герасимова Е.В., Горловский С.И. Применение флокулянтов на обогатительных фабриках / В кн. «Применение полимеров в угольной промышленности». – М.: ЦНИТЭИ. – 1963. – С. 25-60.
48. Серев П.В., Білецький В.С. Селективна флокуляція вугільних шламів органічними реагентами. – Донецьк: Східний видавничий дім. – 2010. – 240 с.
49. Патент Англии 1114820, М. Кп. В. 03 Д. Способ обогащения и обезвоживания угольной мелочи / Chakravarti A.K., Chattopadhyay S., Sarkar G.G., Lahiri A. – Заяв. 24.01.67, опубл. 22.05.68.
50. Rubyov N.N. Ultra-flocculation: Theory, Experiment, Applications // Particle Size Enlargement in Mineral Processing. – Montreal. – 2004. – S. 35-41.
51. Определение оптимальных условий флокуляции хвостов флотационного обогащения угля / Н.Н. Рулев, В.Я. Королев, О.В. Кравченко, В.В. Лукьянова // Уголь Украины. – 2010. - №12. – С. 41-45.
52. Внедрение флокуляционно-флотационного способа обогащения угольных шламов / И.Н. Никитин, Б.П. Преображенский, А.В. Квасов и др. // Кокс и химия. – 1988. - №11. – С. 38-41.
53. Никитин Н.И., Никитин И.Н. Обогащение ультратонких углей // Уголь Украины. – 2008. - №2. – С. 45-48.
54. Определение оптимальных условий флокуляционной обработки концентрата флотационного углеобогачения перед его обезвоживанием на сетчатом вакуумном фильтре / В.Я. Королев, Н.Н. Рулев, О.В. Кравченко, В.В. Лукьянов // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2010. – Вип. 41(82)-42(83). – С. 232-237.
55. Укрупненные нормы расхода воды и количество сточных вод на единицу продукции для различных отраслей промышленности. – М.: Стройиздат. – 1973. – 324 с.
56. Обратное водоснабжение углеобогатительных фабрик / И.С. Благов, М.А. Борц, Б.И. Вахрамеев и др. – М.: Недра. – 1980. – 215 с.
57. Борц М.А., Гупало Ю.П. Обезвоживание хвостов флотации угольных шламов. – М.: Недра. – 1972. – 144 с.

58. Шуляк В.Е. Использование шахтных вод на углеобогажительных фабриках Донбасса. / В кн.: Охрана окружающей среды в процессе эксплуатации углеобогажительных фабрик и комплексное использование продуктов обогащения. – М.: ИОТТ. – 1976. – С. 158-162.
59. Власова Н.С., Барсукова А.Я. Об остаточной концентрации гетерополярных реагентов при флотации углей // Кокс и химия. – 1978. - №9. – С. 15-18.
60. Борщ М.А., Острый В.А. Влияние полимерных флокулянтов на флотацию угольных шламов // Кокс и химия. – 1972. - №5. – С. 10-12.
61. Кошбаров А.И., Антипенко Л.А. Влияние флокулянта «Метас» на флотацию шламов ЦОФ «Кузнецкая». – Труды ИОТТ. – М.: ИОТТ. – 1974. – Вып. 8. – С.17-21.
62. Коткин А.М. Исследование рабочей среды углеобогажительных фабрик. – Авт. ... канд. техн. наук. – Харьков: Горный институт. – 1961. – 32 с.
63. Фоменко Т.Г., Бутовецкий В.С., Погарцева Е.М. Технология обогащения углей. – М.: Недра. – 1976. – 304 с.
64. Полулях А.Д. Гидрогрохочение углей. – Д.: ПП Шевелев Е.А. – 2010. – 326 с.
65. Беринберг З.Ш., Полулях А.Д., Этштейн С.Б. Реконструкция узла подготовительного грохочения на ЦОФ «Узловская» // Обогащение и брикетирование угля. – 1982. - № 6. – С. 11-13.
66. Полулях А.Д., Мельничук В.Д. Опыт тяжелосредного обогащения газовых углей с применением углещелочного реагента-пептизатора на ЦОФ «Павлоградская» // Сб. науч.тр. ИГТМ: Системные технологии. – Днепропетровск. – 1998. – Вып. 4. – С. 57-62.
67. К влиянию реагентов-пептизаторов на технологию обогащения мелких классов угля в тяжелосредных суспензиях / В.Н. Классен, Л.Н. Ким, Н.П. Макаренко // Науч.сообщ.ИГД им. Скочинского. – М. – 1962. – Вып. XIII.
68. Нелепов В.ф. Снижение вязкости магнетитовых суспензий с применением углещелочного реагента // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2000. - №7(48). – С. 99-102.
69. Техника и технология обогащения углей / Под ред. В.А. Чантурия, А.Р. Моляко. – М.: Недра. – 1995. – 622 с.
70. Декл. пат. 15189 (UA), МКИ В 0313 5/10. Відсаджувальна машина / О.Д. Полулях, В.І. Чмільов, О.А. Золотко, Д.О. Полулях, Б.О. Кочешков, О.В. Іщенко. – 2006. – Бюл. № 6.
71. Полулях А.Д., Чмилев В.И. Промышленные испытания модернизированной отсадочной машины ОМ-18 // Уголь Украины. – 2008. - №3. – С.23-24.
72. Полулях А.Д., Чмилев В.И. Применение гидравлической отсадки с горизонтально-стационарным придонным слоем естественной постели для обогащения мелкого машинного класса рядового угля // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2010. – Вып. №41(82)-42(83). – С. 148-156.
73. Табагари Э.Ж., Этштейн Ю.С. О замене пенной сепарации процессом мокрой винтовой сепарации на ЦОФ «Узловская» // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2000. - №7(48). – С. 89-92.
74. Васько И.П. флотация павлоградских углей // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2000. – Вып. 7(78). – С. 111-115.

75. Бевзенко Б.Ф. О необходимости ситовой классификации питания флотации на углеобогатительных фабриках // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2005. – Вип. 23(64). – С. 69-73.

76. Курченко И.П., Бевзенко Б.Ф., Нищеряков А.Д., Полулях А.Д. Исследование классификации угольных шламов в гидроциклонах. – Луганск: Изд-во ВНУ. – 2006. – 216 с.

77. Полулях А.Д., Сансиев В.Г., Резниченко Г.Л. Гидроциклон с внутренним ситом // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2002. – Вип. 14(55). – С. 3-12.

78. Пат. 20938 (UA), МКИ В 03В 5/34. Циклонно-ситовий класифікатор / І.П. Курченко, Б.Ф. Бевзенко, О.Д. Полулях, А.М. Берлін, Б.О. Кочешков. – Опубл. 15.02.07. Бюл. №2.

79. Полулях А.Д., Бевзенко Б.Ф., Логачев А.Г. Испытания циклонно-ситового классификатора ЦСК-630 // Уголь Украины. – 2008. - №3. – С. 19-21.

80. Исследование флотационной активности и экономической эффективности различных реагентов / И.П. Курченко, Л.А. Морозова, Г.А. Мавренко и др. // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2004. – Вип. 21(62). – С.

81. Саранчук В.И., Аровин И.А. Флотореагенты на базе продуктов коксохимии // Углекимический журнал. – 2005. - №5-6. – С. 35-38.

82. Применение эффективных флотореагентов – важнейший путь интенсификации процесса флотации / И.П. Курченко, О.А. Морозов, С.О. Федосеева и др. // Уголь Украины. – 2008. - №3. – С. 10-13.

83. Пат. 13272, Украина, Кл. В 03 Д 1/14. Аэрационный блок флотационной машины / Г.А. Мавренко, В.И. Волоков, Л.М. Зинич, В.В. Любутин, И.Л. Пилютин, В.М. Лисовой. – Опубл. 28.02.97. Бюл. №1.

84. Интенсификация процесса флотации углей путем совершенствования конструкции флотационных машин механического типа // И.П. Курченко, А.П. Левандович, Л.А. Морозова и др. // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2005. – Вип. 22.

85. Усовершенствование конструкции флотационных машин механического типа / И.П. Курченко, Л.А. Морозова, Г.А. Мавренко и др. // Уголь Украины. – 2006. - №7. – С. 49-51.

86. Экспериментальный образец механической радиальной флотационной машины нового поколения // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2010. - №41(82)-42(83). – С. 186-192.

87. Гарус В.К. Совершенствование технологии тонкого грохочения илосодержащих угольных шламов Западного Донбасса. Дис. ... канд. техн. наук. – Д.: НГУ. – 2004. – 129 с.

88. Берлин А.М., Сансиев В.Г., Гарус В.К. Применение ударной нагрузки для очистки шелей сита от гидратной составляющей // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2003. – Вип.17(58). – С. 33-38.

89. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых: Учебник для вузов. – В 2 т. – М.: Изд-во МГТУ «Горная книга. – 2008. – Т.2. Технологии обогащения полезных ископаемых. – 310 с.

90. Чуюнов Г.Г. Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды: Учебник для вузов. – М.: Недра. – 1987. – 259 с.

91. Лобанов А.В. Сушка павлоградских углей // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2000. – Вип. 8(49). – С. 31-38.

92. ТР 10.1-00185755-020:2011 Технологический регламент филиала «Обогатительная фабрика «Свято-Варваринская» Пр АО «ДМЗ». – Луганск: ГП «Укрнииуглеобогащение». – 2011. – 181 с.
93. Шум и шумовая болезнь / Е.Ц. Андреева-Галанина, С.В. Алексеев, А.В. Кадышкин, Г.А. Суворов / Под. ред. Е.Ц. Андреевой-Галаниной. – Л.: Медицина. – 1972. – 304 с.
94. Бойко В.І., Нельга А.Т. Взаємодія фізичних полів з біологічними об'єктами. Навчальний посібник. – Д.: ДДТУ. – 2003. – 267 с.
95. Хадарчих Г.И. Снижение шума на рабочих местах дробильно-сортировочных линий // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2008. – Вип. 33(74). – С. 155-159.
96. Червяков С.А. Компания «ОМЗ – Дробильно-размольное оборудование» – Уралмашевское наследие // Горное оборудование и электромеханика. – 2007. - № 7. – С.2-6.
97. Технологический регламент основных процессов ЦОФ «Чумаковская» / Под рук. А.Д. Полуляха. – Луганск: Укрнииуглеобогащение. – 1999. – Т.2. – С. 1-15.
98. Акт промышленных испытаний комплекса подготовки углей КПУ-800. – Луганск: Укрнииуглеобогащение. – 1975. – 33 с.
99. Указ Президента Украины от 05.08.2008 г. № 685/2008 «О решении Совета национальной безопасности и обороны Украины от 30 мая 2008 года «Осостоянии и перспективах развития угольной промышленности и неотложных мерах по повышению безопасности труда в этой отрасли».
100. Технологические регламенты основных процессов ЦОФ «Чумаковская» / Под рук. А.Д. Полуляха. – Луганск: Укрнииуглеобогащение. – 2000. – 138 с.
101. Технологический регламент ЦОФ «Киевская» АП «Шахта им. Засядько» / Под рук. А.Д. Полуляха. – Луганск: Укрнииуглеобогащение. – 2007. – 171 с.
102. Постоянный технологический регламент углеподготовительного цеха № 1. – ТР УПЦ-1 010-01. – 2007. – Авдеевка: АКХЗ. – 38 с.
103. Исследовать и усовершенствоваться методы и средства складирования отходов углеобогащения: Отчет о НИР / Под рук. В.С. Бутовецкого. – Ворошиловград: Укрнииуглеобогащение. – 1984. – 157 с.
104. Дуденко И.И., Зарицкий М.Е. Использование отходов углеобогащения и пород шахтных отвалов для гидравлической закладки // Уголь. – 1975. - №11. – С. 17-18.
105. Шлямович А.В., Захаров А.Г., Бараков Л.А., Плескачевская А.А. О перспективности захоронения твердой фазы отходов флотации углеобогажительных фабрик в выработанном пространстве угольных шахт. Научные труды КузНИИУглеобогащение. – 1973. – Вып. VII «Обогащение и использование угля». – С.23-25.
106. Кривощок В.І., Дрюян В.М. Управління якістю та системи управління: Навчальний посібник. Дніпропетровськ: НГУ, учбово-науковий комплекс «НметАУ-ДППОпром». – 2004. – 276 с.
107. Лапидус В.А., Розно М.И., Глазунов А.В. Статический контроль качества продукции на основе принципа распределения приоритетов. – М.: Финансы и статистика. – 1991. – 223 с.
108. Лапуста М.Г. Качество, стимулы, хозрасчет. – М.: Экономика. – 1975. – 76 с.
109. Монден Я. «Тоёта»: методы эффективного управления. – М.: Экономика. – 1989. – 160 с.

110. Александров Л.П., Петренко П.С., Гуараве Л.М. Усреднение углей перед обогащением: Обзор. – М.: ЦНИЭИУголь. – 1974. -
111. Усреднение качества углей: Обзор ЦНИЭИУголь. – М.: ЦНИЭИУголь. – 1971. – 64 с.
112. Пожидаев В.Ф., Пилов П.И., Полулях А.Д., Шандар С.В. Аналитическое описание распределения зольности угля по фракциям // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2000. – Вип. № 8(49). – С. 120-127.
113. Ульшин В.А., Зубов Д.А. Оптимальная дискретная система управления объектами углеобогащительного производства с нестационарными возмущающими воздействиями // Сб. науч. тр. НГА Украины. – 2001. - № 11. – Т.2. – С. 26-30.
114. Ульшин В.А., Зенцев В.Н., Ковалева А.И. Автоматическая оптимизация комплекса процесса обогащения угля // Системы автоматизации, средства автоматики и связи для угольных предприятий: Сб. науч. тр. – М.: Гипроуглеавтоматизация. – 1990. – С. 124-137.
115. Формализация результатов разделительных процессов в углеобогащении: Монография / В.К. Гарус, О.В. Грачев, В.Ф. Пожидаев, О.Д. Полулях. – Луганск: НВФ «Стек», 2003. – 176 с.
116. Пилов П.И., Святощенко В.А. Управление гравитационными процессами углеобогащения на основе их сепарационных характеристик // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2000. - № 10(51), - С. 27-37.
117. Павлович В.И., Фоменко Т.Г., Погарцева Е.М. Определение показателей обогащения углей. – М.: Недра. – 1996. – 374 с.
118. Коткин А.М. Геращенко К.Д. Определение показателей выхода и качества товарных продуктов обогащения // Обогащение и брикетирование угля. – 1972. - № 6. – С. 76-79.
119. Грачев О.В., Пожидаев В.Ф., Ульшин В.А. Система управления процессом подготовки угольной шихты с целью оптимального разделения по произвольному фактору // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2005. – Вип. № 22(63). – С.158-165.
120. Беринберг З.Ш. Исследование процесса отсева углей на гидрогрохотах с неподвижной просеивающей поверхностью и оптимизация параметров их работы: Дис. ... канд. техн. наук. – М.: ИОТТ. – 1974. – 201 с.
121. Дьякова Н.С. Опыт применения метода ранговой корреляции при исследовании сложного производственного процесса. – М.: Наука. – 1966. – 125 с.
122. Розанова Г.В., Френкель А.А. Об одной многоэтапной процедуре формализации априорной информации // Заводская лаборатория. – 1970. - № 3. – С.38-43
123. Макарова И.И., Озеров В.М., Ястребов А.П. Выбор принципа построения сложной системы автоматического управления на основе экспертных оценок // Автоматика и телемеханика. – 1971. - № 1. – С. 28-37
124. Рекомендации по усовершенствованию технологии обогащательной установки шахты им. Г.М. Димитрова / Под рук. А.Д. Полуляха. – Луганск: ГП «Укрнии-углеобогащение». – 2005. – 79 с.
125. Землянский П.П. Влияние характеристик исходного сырья и основных технологических параметров на качество конечных продуктов при обогащении угля в тяжелых суспензиях / В кн.: Техника и технология обогащения углей. – М.: Недра. – 1971. – С. 102-117.
126. Самылин Н.А., Починок В.В. Влияние мелких классов на процесс отсадки / В кн.: Техника и технология обогащения углей. – М.: Недра. – 1963. – Т.2. – С. 70-84.

127. Рожнова Е.Е. Влияние крупности угля на флотацию / В кн.: Техника и технология обогащения углей. – М.: Недра. – 1963. – С. 128-148.
128. Полулях А.Д., Ищенко О.В. Состояние подготовки и обогащения машинных классов рядового угля на Украине // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2005. - № 23(64). – С. 21-26.
129. Полулях А.Д. Обогащение рядового угля пятью машинными классами // Уголь Украины. – 1999. - № 5. – С. 49-50.
130. Полулях А.Д., Гончаренко А.Т. К вопросу обогащения рядового угля пятью машинными классами // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2000. – Вип.7(48). – С. 52-56.
131. ТЭО снижение граничной крупности разделения при подготовке машинных классов на ЦОФ «Октябрьская» / Под рук. А.Д. Полуляха. – Луганск: ГП «Укрнииуглеобогащение». – 1997. – 16 с.
132. Истомина Л.Ф., Краевой В.Л., Хайдакин В.И. Техника и технология обогащения угля в тяжелых средах за рубежом // Обогащение и брикетирование угля (обзорная информация). – М.:ЦНИЭИуголь. – 1986. – Вып.11. – 52 с.
133. Иофа М.Б., Зарубин Л.С., Хайдакин В.И. Обогащение мелкого угля в тяжелосредних гидроциклонах. – М.: Недра. – 1978. -239 с.
134. Хван В.И. Отсадка угля в водной среде. – М.: Углетехиздат. – 1956. – С.39-54.
135. Самылин Н.А. Технология обогащения угля гидравлической отсадки. – М.: Недра. – 1976. – 208 с.
136. Андреев С.Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра. – 1980. – С. 5-109.
137. Полулях А.Д. Научные основы гидрогрохочения и создания энергосберегающей технологии подготовки машинных классов при обогащении углей: Дис. ... докт. техн. наук. – Днепропетровск: ГГАУ. – 1996. – 339 с.
138. Пономарев И.Е. Дробление и грохочение углей. – М.: Недра. – 1970. – 365 с.
139. Эксплуатация и ремонт углеобогатительного оборудования // Под ред. Г.И. Дьякова. – М.: Недра. – 1973. – С. 90-170.
140. Обогащение неклассифицированных углей / Дунаев М.Н., Турченко В.К., Мелик-Степанова А.Г., Гребенщиков В.П. – М.: Госгортехиздат. – 1963. – 182 с.
141. ТЭО выпуска продуктов обогащения ГЖКОМ +13 мм и ГЖОСШ 0-13 мм на ЦОФ «Червоноградская» /Под рук. А.Д. Полуляха. – Луганск, Укрнииуглеобогащение. – 1997. – 21 с.
142. Молчанов А.Е., Коткин А.М., Сабельников Г.Ф., Золотко А.А. Обоснование и оценка технологических параметров для проектирования новых и развития действующих фабрик. – М.: ЦНИЭИуголь. – 1990. – 27 с.
143. Курченко И.П., Золотко А.А. Проблемы и резервы обогащения углей Украины // Уголь Украины. – 1995. - № 6. – С. 2-7.
144. Технично-економический анализ работы углеобогатительных фабрик Украины за 1996 г. – Луганск: Укрнииуглеобогащение. – Т.1. – 130 с. (Ротапринт).
145. Интенсификация процесса флотации углей путем совершенствования конструкции флотационных машин механического типа / И.П. Курченко, Л.А. Морозова, Г.А. Мавренко и др. // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2005. - №22(63). – С. 70-74.

- 146 Мещеряков Н.Ф. Кондиционирующие и флотационные аппараты и машины. – М.: Недра. – 1990. – 213 с.
147. Техника и технология обогащения углей / В.В. Беловолов, Ю.Н. Бочков, М.В. Давыдов и др.; Под ред. В.А. Чантурия, А.Р. Молявко. – М.: Наука. – 1995. – 622 с.
148. Морозов О.А., Федосеева С.О., Кутуков И.Е. Новый флотационный реагент для углеобогащительных фабрик Украины // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2008. - №32(73), - С.112-116.
149. Перспективы применения мокрой винтовой сепарации для обогащения первичного шлама на ЦОФ «Червоноградская» / А.Д. Полулях, О.А. Зозуля, Д.А. Полулях, А.Ю. Перерва // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2010. - №40(81). – С. 71-80.
150. Курченко И.П. Дополнительные ресурсы угольной промышленности // Уголь Украины. – 2006. - №4. – С. 40-41.
151. Папушин Ю.Л., Рябушенко Е.В. Энергетическое использование техногенных угольных месторождений Донбасса // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2005. – Вип. 23(64). – С. 12-16.
152. ТР 10.1-00185755-002:2007. Технологические регламенты обогатительной фабрики (ЦОФ) «Червоноградская». – Луганск: ГП «Укрнииуглеобогащение». – 2007. – 250 с.
153. Морозова Л.А., Спиноев В.А., Мавренко Г.А. Усовершенствование технологии сгущения отходов флотации углеобогащительной фабрики ОАО «Авдеевский КХЗ» // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2008. – Вип. №32(73). – С.127-132.
154. Выборов С.Г. Особенности воздействия отходов углеобогащения на геологическую среду // Уголь Украины. – 2011. - №6. – С. 41-44.
155. Совершенствование технических средств автоматизации процесса флотации / В.П. Довженко, А.В. Панин, В.И. Бардамид, М.В. Сапельников // Уголь Украины. – 2008. - №4. – С. 39-41.
156. Комплекс автоматизации процесса флотации / В.П. Довженко, В.И. Бардамид, М.В. Сапельников, В.П. Сисев // Уголь Украины. – 2008. - №5. – С.38-41.
157. Испытания вакуум-фильтра «Украина-80» / Г.С. Пигоров, В.Л. Клоцман, И.Н. Кейтельгиссер и др. // Обогащение и брикетирование угля. – 1968. - №3. – С.37-42.
158. Пигоров Г.С., Коткин А.М. Опыт работы фильтровальных отделений углеобогащительных фабрик. – М.: Недра. – 1966. – 35 с.
159. Губа Б.М., Богданова В.Д. Фильтровальщик углеобогащительных фабрик. – М.: Недра. – 1970. – 54 с.
160. Власов К.П., Майская Л.М. Синтез систем автоматического управления процессом фильтрования // Изв. вузов. Горный журнал. – 1975. - № 9. – С. 36-42.
161. Стальский В.В. Автоматизация управления процессом обезвоживания на обогатительных фабриках. – М.: Недра. – 1977. – 278 с.
162. Разработка и внедрение комплекса технических средств автоматизации технологических процессов фильтровальных отделений углеобогащительных фабрик. Отчет о НИР / Руководитель В.П. Довженко. – Луганск: Укрнииуглеобогащение. - 2006. – 122 с.
163. – Назимко Е.И., Ильянов М.А. Повышение требований к качеству угольных концентратов для коксования // Уголь Украины. – 2007. - №11. – С. 42-44.

164. Саранчук В.И., Ильяшов М.А., Ошовский В.В., Саранчук Е.В. Углерод: неизвестное об известном. – Донецк: УК Центр. – 2006. – 400 с.
165. Эйдельман Е.Я. Основы технологии коксования углей. – К.: Вища школа. – 1985. – 435 с.
166. Исследовать и усовершенствовать методы и средства складирования отходов углеобогащения. Отчет об НИР / Под рук. В.С. Бутовецкого. – Ворошиловград: Укрнииуглеобогащение. – 1985. – 173 с.
167. Твердов А.А., Яновский А.Б., Никитичев С.Б., Апель Г.П. Профилактика и ликвидация горения породных отвалов // Уголь. – 2010. - № 2. – С. 3-6.
168. Сухаревский В.М., Стельмах Л.И., Фридман И.С. Деформация породных отвалов. – К.: Техника. – 1979. – 108 с.
169. Рыжков Ю.А. Исследование угла естественного откоса пород, используемых в качестве закладочных материалов в Кузбассе // Вопросы горного давления: Сб. ИГД СО АН СССР. – 1961. - № 6. – С. 127-134.
170. Зеньков И.В. Результаты исследований поверхностей внешних отвалов, рекультивируемых угольным разрезом «Бородинский» для сельскохозяйственного использования // Уголь. – 2010. – С. 61-65.
171. Гринин А.С. Математическое моделирование в экологии: учеб. пособие для вузов. – М.: ЮНИТИ-ДАНА. – 2003. – 269 с.
172. Методические указания по проведению комплексного мониторинга плодородия почв земель сельскохозяйственного назначения / Ред. Л.М. Державин, Д.С.Булгаков. – М.: ФГНУ «Росинформагротех». – 2003. – 240 с.
173. Справочник мелиоратора. – М.: Россельхозиздат. – 1976. – 235 с.
174. Минаева В.Г. Лекарственные растения Сибири. – Новосибирск: Наука. Сиб. отделение. – 1991. – 431 с.
175. Методические рекомендации по технологии озеленения плоских породных шахтных отвалов Донбасса. – Донецк: ЦБНТИ Минуглепрома СССР. – 1991. – 36 с.
176. Типовая инструкция по эксплуатации хвостовых хозяйств обогатительных фабрик. – Белгород: Ротапринт ВИОГЕМ. – 1976. – 104 с.
177. Евдокимов П.Ф., Сазонов Г.Г. Проектирование и эксплуатация хвостовых хозяйств обогатительных фабрик. Изд. 2, перераб. и доп. – М.: недра. – 1978. – 439 с.
178. Исследовать и усовершенствовать методы и средства складирования отходов углеобогащения: Отчет о НИР / Под рук. В.С. Бутовецкого. – Ворошиловград: Укрнииуглеобогащение. – 1985. – 137 с.
179. Курченко И.П., Полулях А.Д., Васько И.П. Об обогащении углей Западного Донбасса // Уголь Украины. – 2000. - №9. – С.50-52.
180. Исследование технологических параметров циклонно-ситового классификатора ЦСК-630 /А.Д. Полулях, В.Ф. Нелепов, Д.А. Полулях и др. // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2007. - №31(72). – С. 50-57.
181. Гарус В.К. Кинетика грохочения на конической просеивающей поверхности // Геотехническая механика: Межверд. сб. научн. тр. ИГТМ НАН Украины. – 2002. – Вып. 35. – С.188-193.
182. Гарус В.К. Совершенствование технологии тонкого грохочения илосодержащих угольных шламов Западного Донбасса: Дис. ... канд. техн. наук. – Д.: Национальный горный университет. – 2004. – 128 с.
183. Нищеряков А.Д., Янишевский А.А., Бойко О.И. Опыт применения на ЦОФ «Павлоградская» ленточного классификатора КЛ-10 и его технологические перспективы // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2003. - №17(58). – С. 157-161.

184. ТР-00185755-019:2011 Технологический регламент ООО «ЦОФ «Павлоградская». – Луганск: ГП «Укрниуглеобогащение». – 2011. – 219 с.
185. Маширов Б.С., Гаинцева Р.А., Кондратенко А.Ф. Фильтр-прессы для обработки отходов флотации на обогатительных фабриках ПНР: Экспресс-информация. – М.: ЦНИЭИуголь. – 1978. – 28 с.
186. Опыт освоения фильтр-прессов на ЦОФ «Кальмиусская»: Экспресс-информация / Ю.Н. Бочков, Р.А. Гаинцева, Б.Г. Заславский и др. – М.: ЦНИЭИуголь. – 1981. – 23 с.
187. ТР 10.1.00185755-006:2007 Технологический регламент центральной обогатительной фабрики (ЦОФ) «Киевская» АП «Шахта им. Засядько». – Луганск: ГП «Укрниуглеобогащение». – 2007. – 172 с.
188. Технологические регламенты основных процессов ЦОФ «Чумаковская». – Луганск: Укрниуглеобогащение. – 2000. – Т.1. – 138 с.
189. Выполнить анализ работы технологической схемы УЩ-1 ОАО «Авдеевский КХЗ»: Отчет о НИР. – Луганск: ГП «Укрниуглеобогащение». – 2009. – 96 с.
190. ТР 10.1-00185755-002:2007 Технологический регламент центральной обогатительной фабрики (ЦОФ) «Червоноградская». – Луганск: ГП «Укрниуглеобогащение». – 2007. – 250 с.
191. Выполнить анализ работы технологической схемы обработки шламовых продуктов ЦОФ «Калининская»: Отчет о НИР. – Днепропетровск: Техн.отдел ГП «Укрниуглеобогащение». – 2007. – 52 с.
192. ТР 10.1-00185755-020:2011 Технологический регламент филиала «Обогатительная фабрика «Свято-Варваринская» ПрАО «ДМЗ». – Луганск: ГП «Укрниуглеобогащение». – 2011. – 181 с.
193. Олійник Т.А., Латишева Т.О., Егурнов О.І. Особливості технології контейнерного фільтрування відходів збагачення руд // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2011. - №45(86). – С. 159-163.
194. Назимко Е.И., Гарковенко Е.Е., Назимко В.В. Повышение экологической безопасности за счет складирования тонких отходов обогащения в виде твердых отвалов // Вісник КТУ. – 2006. – Вип. 5(15). – С. 53-56.
195. Технология и контейнеры Geotube – новый процесс обезвоживания с известными преимуществами // Техника и технология ЖКХ. – 2009. - №1. – С. 5-10.
196. Кирнарский А.С. Замкнутая водно-шламовая схема углеобогажительной фабрики без илонакопителя фирмы «Инжиниринг Доберсек ГмбХ»: Тендерное предложение. – Д.: ф. «Инжиниринг Доберсек ГмбХ». – 2011. – 5 с.
197. Назимко Е.И., Голиков А.С. Исследование изменений скорости накопления шлама в водно-шламовой схеме ЦОФ «Чумаковская» // Научно-техн. сборник «Обогащение полезных ископаемых». – Днепропетровск. – 2007. – Вып. 29(70)-30(71). – С. 184-189.
198. Хилл Н.В., Хьюджес П.Л., Ридер Х., Уиттл А.Э. Обработка, использование и размещение флотоотходов // Мат. IV Межд. Конгресса по обогащению углей. – М.: Недра. – 1964. – 330 с.
199. Шламы, их улавливание и обезвоживание / Т.Г. Фоменко, И.С. Благоев, А.М. Коткин, В.С. Бутовецкий. – М.: Недра. – 1968. – 204 с.
200. Егурнов А.И. Технология контейнерной обработки жидких отходов ЦОФ «Павлоградская»: Тендерное предложение. – Д.: ООО «АНА-ТЕМС». – 2011. – 30 с.

201. Мацак А.Ф. Предложение по использованию центрифугальной установки ОГШ-462-Л-01-УХЛ4 в водно-шламовой схеме ЦОФ «Павлоградская»: Тендерное предложение. – Харьков: ООО «НТЦ «Экомаш». – 2011. – 13 с.
202. Морозова Л.А. Презентация технологии по обработке жидких отходов углеобогащения до транспортабельного состояния на ЦОФ «Павлоградская»: Тендерное предложение. – Луганск: ГП «Укрнииуглеобогащение». – 2011. – 41 с.
203. Презентация технологии по обработке жидких отходов углеобогащения до транспортабельного состояния на ЦОФ «Павлоградская» фирмы «СЕТКО»: Тендерное предложение. – М.: ООО «Коралайна инжиниринг». – 2011. – 18 с.
204. Выполнить анализ работы сушильной установки ЦОФ «Павлоградская», определить предел снижения влаги мелкого концентрата в сушильном барабане и разработать режимные параметры его работы и рекомендации по усовершенствованию / Под рук. А.В. Лобанова: Отчет о НИР. – Луганск: ГП «Укрнииуглеобогащение». – 1996. – 87 с.
205. Филиппов В.А. Очистка промышленных газов на углеобогатительных и брикетных фабриках. – М.: Недра. – 1982. – 181 с.
206. Руденко К.Г., Калмыков А.В. Обеспыливание и пылеулавливание при обработке полезных ископаемых. – М.: Госгортехиздат. – 1963. – 423 с.
207. СОУ-П 10.1.00174125.013:2008. Склади вугільних шахт, розрізів та збагачувальних фабрик. Загальні технічні вимоги. – К.: Мінвуглепром України. – 2008. – 13 с.
208. Васильев Н.В., Олевский В.А. Транспортные устройства и складское хозяйство обогатительных фабрик. – М.: Углетехиздат. – 1954. – 339 с.
209. Дробышева Ю.Ф., Скрябин А.В. Защита бункерных устройств от сводообразований и износа (обзор). – М.: ЦНИЭИуголь. – 1988. – Вып. 4. – 38 с.
210. Магнитно-импульсные установки ООО НПП «МИТЭК». – Никополь: ООО НПП «МИТЭК». – 2011. – 31 с.
211. СОУ-П 10.1.00174125.014:2008. Комплекси навантаження вугілля на шахтах та збагачувальних фабриках. Загальні технічні умови. – К.: Мінвуглепром України. – 2008. – 23 с.
212. Юрмазов В.А. Опыт эксплуатации установки для нанесения защитной пленки на поверхность угля в железнодорожных вагонах: Экспресс информация. – М.: ЦНИЭИуголь. – 1974. – 17 с.
213. Перспективы использования ресурсосберегающих технологий в угольной промышленности: Обзорная информация / А.А. Беляев, И.П. Крапчин, М.Я. Шпирт и др. – М.: ЦНИЭИ уголь. – 1987. – 49 с.
214. Бешкетов В.К. Перевозки без потерь. – М.: Знание. – 1975. – 38 с.
215. Иванов В.М., Радовицкий И.В., Сажин О.Б., Якубович И.Л. Разработка, внедрение мер и средств защиты углей от ветровой эрозии при транспортировании: Обзорная информация. – М.: ЦНИЭИуголь. – 1985. – 29 с.
216. Троцкий В.В., Мезрин В.В. Борьба с налипанием горной массы на рабочие поверхности транспортного и обогатительного оборудования: Обзорная информация. – М.: ЦНИЭИуголь. – 1987. – Вып. 1. – 26 с.
217. Дерягин Б.В., Кротова Н.А., Смилга В.П. Адгезия твердых тел. – М.: Наука. – 1973. – 325 с.
218. Иванов В.М., Хотунцев Я.Я., Сажин О.Б., Радовицкий И.В. Профилактические средства и методы предотвращения смерзания углей при перевозках. Эсперс информация. – М.: ЦНИЭИуголь. – 1979. – 17 с.

219. Гірничий енциклопедичний словник, Т.1 / За загальною редакцією В.С. Білецького. – Донецьк: Східний видавничий дім. – 2001. – 512 с.
220. 219. Гірничий енциклопедичний словник, Т.2 / За загальною редакцією В.С. Білецького. – Донецьк: Східний видавничий дім. – 2002. – 632 с.
221. Вторичные материальные ресурсы угольной промышленности. Справочник / Под ред. Юрченко А.Е. – М.: Экономика. – 1984. – 96 с.
222. Шпирт М.Я., Рубан В.А., Иткин Ю.В. Рациональное использование отходов добычи и обогащения углей. – М.: Недра. – 1990- 224 с.
223. Инструкция по изучению и оценке попутных твердых полезных ископаемых и компонентов при разведке месторождений угля и горючих сланцев. – М.: Наука. – 1987. – 106 с.
224. КД 12.05.001-99 «Порядок обліку, розробки, переробки та використання ресурсів вторинного палива з відходів вуглезбагачувальних фабрик». Інструкція. – К.: Мінвуглепром України. – 1999. – 31 с.
225. Шпирт М.Я. Безотходная технология. Утилизация отходов добычи и переработки твердых горючих ископаемых /под ред. Б.Н. Ласкорина. – М.: Недра. – 1986.
226. Якунин В.П., Агроскин А.А. Использование отходов обогащения углей. – М.: Недра. – 1978. - с.
227. Беляев А.А. Опыт сжигания высокозольных топлив и перспектива применения кипящего слоя. – М.: ЦНИЭИУголь. – 1982. – 37 с.
228. Лобанов А.В., Иванова Е.В., Пейчев И.Д., Шифрин С.И., Черненко А.К. Установка для сушки отходов флотации, извлекаемых из илонакопителей // Уголь Украины. – 1996. - № 12. – С. 32-34.
229. Круть А.А. Водоугольное топливо- альтернатива природному газу и жидким нефтепродуктам // Уголь Украины. – 2006. - № 1. – С. 3-5.
230. Получение высококонцентрированного водоугольного топлива на основе отходов углеобогащения для использования в энергетическом комплексе Украины / Макаров А.С., Савицкий Д.Л., Егурнов А.И. и др. // Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб. – 2008. - № 33(74). – С. 138-148.
231. Білецький В.С., Круть О.А., Світлий Ю.Г. Утилізація вугільних шламів шляхом виготовлення водовугільного палива // Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб. – 2005. - № 24(65). – С. 111-118.
232. Стариков А.П., Снежко В.Д. Пути решения экологических проблем на современном угледобывающем предприятии // Уголь. – 2008. - № 9. – С. 64-67.
233. Разработка мини ТЭЦ на отходах углеобогашения / АА. Ивушкин, К.Г. Венгер, С.П. Мочалов и др. // Уголь. – 2010. - № 12. – С. 67-68.
234. Молявко А.Р., Кинариевский В.А. Обогащение угля в противоточных сепараторах типа КНС: Обзор. – М.: ЦНИЭИУголь. – 1987. – Вып. 5. – 36 с.
235. Рекомендации по технологии обогащения углесодержащей породы отвалов № 32 и № 13 и ее технико-экономическое обоснование / Под рук. А.Д. Полуляха. – Днепропетровск: Приднепровская лаборатория ГП «Укрнииуголеобогащение». – 2005. – 112 с.
236. Ли Гуньмин, Груздев В.А., Аникин В.И. Методы сухого обогащения угля: практика применения // Уголь. – 2008. - № 9 . – С. 58-61.
237. Кофанов А.С., Чумак В.Ф., Ефремов Ю.И. Пневмовибрационный способ обогащения угля // уголь Украины. – 2006. - № 4. – С. 42-45.

238. Сравнительные испытания вибрационных пневматических сепараторов верного типа при обогащении углей / Гарковенко Е.Е., Назимко Е.И., Корчевский А.Н. // Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб. – 2010. - № 41(82)-42(83). – С.169-175.
239. Полулях А.Д., Филиппенко Ю.Н. Обоснование технологии сухого обогащения угля и определение ее показателей // Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб. – 2011. – Вип. 44(85). – С. 88-96.
240. XIV international coal preparation congress and exhibition. - Sandton, South Africa. - 2002. - 496 s.
241. XV international coal preparation congress and exhibition. - Peking, China University of Mining and Technology Press, 2006. - V.2. - 435 s.
242. XIII international coal preparation congress and exhibition. - Tokio: Japan. - 1994. - V.1. - 384 s.
243. XIV international coal preparation congress and exhibition. - Brozlaw: Polan. - 1998. - V 1. - 322 s.
244. Самылин Н.А., Починок В.В. Влияние мелких классов на процесс отсадки. В кн. :«Труды Укрнииуголеобогащение». – М.: Недра. – 1963. – Т.2. – С. 70-84.
245. Бевзенко Б.Ф. О необходимости ситовой классификации питания флотации на углеобогатительных фабриках // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2005. – Вип. 23(64). – 69-73.
246. Полулях А.Д., Мельничук В.Д., Резниченко Г.Л. Влияние гранулометрического состава угольных шламов на способы их обработки // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 1999. – Вип. 6(47). – С. 22-24.
247. Полулях А.Д. Обогащение рядового угля пятью машинными классами // Уголь Украины. – 1999. - № 5. – С. 49-50.
248. Полулях А.Д., Ищенко О.В. Состояние подготовки обогащения машинных классов угля на Украине // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2005. – Вип. № 23(64). – С. 21-26.
249. Ищенко О.В. Обоснование и выбор диапазонов крупности машинных классов при обогащении угля // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2006. - №25(66). – С. 23-28.
250. Полулях А.Д., Ищенко О.В. Определение диапазона крупности машинных классов на основе закона равнопадаемости угольных частиц в водной среде // Геотехническая механика: Науч.-техн. сб. – 2005. – Вып. № 58. – С. 146-152.
251. Полулях А.Д., Полулях О.В., Фирсов В.О. О нормировании засорения продуктов гидравлической отсадки углей некондиционными фракциями // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2010. - № 40(81). – С. 96-104.
252. Берлин А.М., Чигринцев П.В., Лехциер О.Л. Оценки адекватности математического моделирования временных рядов для качественно-количественных показателей угля и продуктов его обогащения // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2008. – Вип. 32(73). – С. 21-32.
253. Полулях А.Д. Анализ работы технологических схем углеобогатительных фабрик // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2004. – Вип. 19(60). – С.3-9.
254. Мельничук В.Д., Полулях А.Д. Технологические особенности обогащения углей Западного Донбасса // Сб. научн. трудов НГАУ. – 1998. - № 3. – Т. 4. – С.100-108.
255. Мехальчишин В.С., Мамренко В.Г., Табагари Э.Ж. Результаты приемочных испытаний винтового сепаратора СВ3-1250 // Уголь Украины. – 1999. - № 5. – С. 51-55.

256. Кочетов В.В., Беринберг З.Ш., Мехальчишин В.С., Ямпольский М.Н. Конкурентоспособность винтовых шлюзов с зарубежными винтовыми сепараторами // Уголь Украины. - 1997. - № 2-3. - С. 34-36.
257. Кирнарский А.С., Полулях А.Д. Об эффективной работе гидросайзеров // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2001. – Вип. 11(52). – С. 47-53.
258. Мавренко Г.А. Сравнительный анализ флотационных машин различных типов // Уголь Украины. – 2004. - № 2. - С. 42-44.
259. Горидько Ю.И., Мамренко В.Г., Ищенко О.В. О применении мокрой винтовой сепарации при обработке угольных шламов // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2005. - Вип. № 22(63). - С. 59-64.
260. Полулях А.Д. Технологические принципы управления качеством угольной продукции // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2010. - № 41(82)-42(83). – С. 251-256.
261. Полулях А.Д. Перспективы развития технологических схем углеобогачительных фабрик // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2008. - № 32(73). – С. 54-55.
262. Паршин О.П. Пневматические сепараторы для обогащения углей (обзор) // Обогащение и брикетирование углей. – 1962. - № 25. – С. 38-60.
263. Кофанов А.С., Чумак В.Ф., Ефремов Ю.И. Пневмовибрационный способ обогащения угля // Уголь Украины. – 2006. - № 4. – С. 42-45.
264. Технічний проект пілотної збагачувальної установки для зниження вмісту породи в вугіллі, яке відвантажується шахтами (згідно з ДБН А.2.2.3-97 – «ТЕО інвестицій»). – Луганськ: ДП «Укрндівуглезбагачення». – 2004. – 111 с.
265. Пейчев И.Д., Гарин Ю.М., Пархоменко А.В. Обогачительные комплексы для снижения содержания породы в угле, отгружаемом шахтами // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2010. - №41(82)-42(83). – С. 56-64.
266. Пилов П.И., Тюрю Ю.И. О повышении эффективности сухой сепарации угля и породы по трению // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2001. - № 13(54). – С. 83-90.
267. Тюрю Ю.И. Разработка устройства для сепарации по трению // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2002. - № 14(55). – С. 135-138.
268. Тюрю Ю.И. Трибогравитационная сепарация каменных углей методом «разгон-торможение»: Дис. ... канд. техн. наук. – Днепропетровск: НГУ. – 2006. – 138 с.
269. Провести обследование поверхностного комплекса шахт ГП «Львовуголь» и разработать технические решения по созданию обогачительного комплекса с целью снижения зольности рядового угля. Шахта «Видродження»: Отчет о НИР / Рук. П.Т. Скляр. – Луганск: НП «Укрнииуглеобогащение». – 2007. – 37 с.
270. Патент Украины № 17057. Трибогидросепаратор / Полулях Д.А. – 2006. – Бюл. № 9.
271. Полулях Д.А. Трибовиброгравитационная сепарация каменного угля: Дис.... канд. техн. наук. – Днепропетровск: НГУ. – 2010. - 163 с.
272. Рекомендации по внедрению технологии обогащения рядовых углей на шахтах ГП «Волыньуголь». – Луганск: ГП «Укрнииуглеобогащение». – 2008. – 85 с.
273. Курченко И.П., Золотко А.А, Скляр П.Т. Извлечение в товарную продукцию забалансовых угольных шламов // Уголь Украины. – 2001. - № 1. – С. 38-41.
274. Троицкий В.В. Промывка и обесшламливание полезных ископаемых. – М.: Недра. – 1988. – 280 с.

275. Технологический регламент обогатительной установки ДП «Дзержинскэнерго» на действующем илонакопителе ЦОФ «Дзержинская». – Луганск: ГП «Укрнииуглеобогащение». – 2004. – 80 с.
276. Аникин М.Ф., Иванов В.Д., Певзнер М.Л. Винтовые сепараторы для обогащения руд. – М.: Недра. – 1970. – 184 с.
277. Поваров А.И. Гидроциклоны на обогатительных фабриках. – М.: Недра. – 1978. – 232 с.
278. Богатов А.Д., Зубинин Ю.Л. Разделение минералов во взвесенесущих потоках малой толщины. – М.: Недра. – 1973. – 144 с.
279. Вишукання вторинних ресурсів та розробка комплексної технології вилучення вторинного палива з шламових відходів вуглезбагачення. Звіт про НДР / Рук. Скляр П.Т. – Луганськ: Укрндівуглезбагачення. – 2008. – 102 с.
280. Вишукання вторинних ресурсів та розробка комплексної технології вилучення вторинного палива з шламових відходів вуглезбагачення: Звіт про НДР / Під кер. П.Т. Скляра. – Луганськ: ДП «Укрндівуглезбагачення». – 2007. – 233 с.
281. Коваленко П.А., Коваленко К.Г. Экология и ресурсосберегающие технологии. – К.: УМК ВО. – 1992. – 238 с.
282. Утилизация отходов углеобогащения коксохимической подотрасли на основе разработок УХИН: Тематическая подборка «Углеобогатительные отходы». - Донецк: ЦБНТИ. – 2005. – 14 с.
283. Колокольникова А.Ф., Маслянская С.А., Коденцева Н.М., Чумаченко В.В. Исследование химического состава золы концентратов обогатительных фабрик / В кн. Техника и технология обогащения углей. – М.: Недра. – 1963. – С. 11-20.
284. Исследования по извлечению германия из угля: Отчет о НИР / Рук. В.Е. Шуляк. – Луганск: Укрнииуглеобогащение. – 1962. – 181 с.
285. Коткин А.М., Алексеев Л.С., Шевцова Т.К. Значения обогатимости при оценке германиеносных углей / В кн. Техника и технология обогащения углей. – М.: Недра. – 1963. – С. 5-11.
286. Зубова Л.Г., Олейник Н.В. Использование породы шахт Донбасса для получения висмута и железа // Уголь Украины. – 2010. - № 11. – С. 39-41.
287. Проскурня Ю.А. Мінералогія відвалів вугільних шахт Донбасу. На прикл. Донецько-Макіївського промислового району: Автореф. дис. ... канд.. геолог. наук. – Кривий Ріг: Криворізький технічний університет. – 2004. – 28 с.
288. Иткин Ю.В., Шпирт М.Я., Элинзон М.П. Перспективы использования отходов добычи и обогащения углей для производства пористых заполнителей: Обзор. – М.: ЦНИЭИУголь. – 1981. – Вып. 1. – 28 с.
289. Глушков С.В. Использование отходов угольной промышленности в дорожном строительстве: Обзор. – М.: ЦНИЭИУголь. – 1983. – Вып. 2. – 34 с.
290. Мочков В.С., Бронштейн Б.Е. Опыт использования отходов добычи и обогащения угля в дорожном и гидротехническом строительстве: Обзорная информация. – М.: ЦНИЭИУголь. – 1989. – Вып. 3. – 26 с.
291. Розанов Н.Н., Глушнев С.В. Применение отходов углеобогащения для сооружения инженерных объектов: Обзорная информация. – М.: ЦНИЭИУголь. – 1985. – 41 с.
292. Рекомендации по использованию отходов углеобогащения для строительства плотин / Под рук. Н.Н. Розановым. – М.: ВНИИ ВОДГЕО. – 1988. – 45 с.
293. Джунько П.М., Масалкин С.А., Шпирт М.Я. Использование углеотходов для улучшения свойств почв // Химия твердого топлива. – 1983. - № 4. – С. 90-94.

294. Методические рекомендации по использованию отходов углеобогащения («хвостов» флотации угля) с целью повышения плодородия почв легкого механического состава УССР. – Харьков: Из-во «Соц.Харьківщина». – 1980 – 20 с.

295. Использование флотационных хвостов углеогатительных фабрик в сельском хозяйстве (предварительные данные) / Л.И. Ацентьева, А.П. Бубнов, П.Т. Скляр, В.М. Марченко // В кн. Техника и технология обогащения углей. – М.: Недра. – 1968. – С. 439-447.

296. Бексерман Ю.А., Сухоруков В.И., Сичкаренко В.Л. Основные принципы оценки эффективности проектов использования угольного метана. Экологические аспекты // Экотехнология и ресурсосбережение. – 2004. - №6.

297. ГКД 34.02.305-2002. Викиди забруднювальних речовин у атмосферу від енергетичних установок. Чинний від 01.07.02.

298. Булат А.Ф. Чемерис И.Ф. научно-технические основы создания шахтных когенерационных энергетических комплексов. – К.: Наукова думка. – 2006.

299. Крейнин Е.В. Нетрадиционные термические технологии добычи трудноизвлекаемых топлив: уголь, углеродное сырье. – М.: ООО «ИРЦ Газпром». – 2004.

300. Лиманский А.В. Основные недостатки направления совершенствования мониторинга экологических последствий ликвидации предприятий угольной промышленности России // Уголь. – 2010. - № 9. – С. 68-76.

301. Методические указания по оценке гидрогеологических условий ликвидации угольных шахт, обоснованию мероприятий по управлению режимом подземных вод и обеспечению экологической безопасности. - М.:ИПКОН РАН. – 1997.

302. Указания по оценке гидрогеологических условий шахтных полей и прогнозу водопритоков в горные выработки. – Л.:ВНИМИ. – 1987.

303. Инструкция по безопасному ведению горных работ затопленных выработок. – М. - 1995.

304. Инструкция о порядке контроля за выделением газов на земную поверхность при ликвидации (консервации) шахт. – М.: Госгортехнадзор. – 1999.

305. Батугин А.С., Климанова В.Г. Оценка влияния глубины затопления ликвидируемых шахт на повышение геодинамической опасности // Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках. – Симферополь. – 2000. – С. 26-27.

306. Методическое руководство о порядке выделения провалоопасных зон и выбора комплекса технических мероприятий по выявлению и ликвидации пустот при закрытии шахт в Подмосковном бассейне и Восточном Донбассе. – М.: ИПКОН РАН. – 2002.

307. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. – С.-Пб.: ВНИМИ. – 1998.

308. Инструкции о порядке ведения работ по ликвидации и консервации опасных производственных объектов, связанных с пользованием недрами. – М. – 1999.

309. Правила безопасности при обогащении и брикетировании углей (сланцев) (ПБ 05-580-03).

310. Зеньков И.В. Результаты исследований поверхностей внешних отвалов, рекультивированных угольным разрезом «Бородинский» для сельскохозяйственного использования // Уголь. – 2010. - № 2. – С. 61-65.

311. Зеньков И.В. Результаты комплексного исследования поверхности внешнего отвала, рекультивированного для сельскохозяйственного использования // Уголь. - № 9. – 2007. – С. 51-55.
312. Зеньков И.В. Результаты исследования поверхности внешнего отвала угольного разреза «Бородинский» // Экология и промышленность России. – 2008. - № 2. – С. 16-19.
313. Гринин А.С. Математическое моделирование в экологии: учеб. пособие для вузов. – М.: ЮНИТИ-ДАНА. – 2003. – 269 с.
314. Методические указания по проведению комплексного мониторинга плодородия почв земель сельскохозяйственного назначения / Ред. Л.М. Державин, Д.С. Булгаков. – М.: ФГНУ «Росинформагротех». – 2003. – 240 с.
315. Справочник мелиоратора. – М.: Россельхозиздат. – 1976. – 235 с.
316. Минаева В.Г. Лекарственные растения Сибири. – Новосибирск: Наука. Сиб. отделение. – 1991. – 431 с.
317. Калебердина Т.Н., Степаненко В.И. Методические рекомендации по технологии озеленения плоских породных шахтных отвалов Донбасса. – Донецк: ЦБНТН. – 1991. – 36 с.
318. Степанов Я.Н. Технические решения проблемы переработки и сепарации строительных отходов // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2010. – Вип. 43(84). – С. 159-165.
319. Украинский классификатор отходов: ДК 005-96.
320. Европейская практика обращения с отходами: проблемы, решения, перспективы. – С.-Пб. – 2005. – 73 с.
321. Рекомендации по обогащению отсеков дробления и разнопрочных каменных материалов. – М.: ГосВСДНИИ. – 2000. – 10 с.
322. Оборудование для переработки сыпучих материалов / В.Я. Борщев, Ю.И. Гусев, М.А. Промтов и др. – М.: Машиностроение. – 2006. – 149 с.
323. Стратегия управления отходами в ЕС / <http://europa.eu.int>.
324. Зубов О.Р., Зубова Л.Г., Воробйов С.Г. Захист ландшафтів Донбасу від потрапляння забруднювальних речовин з відвалів вугільних шахт // Уголь України. – 2011. - № 3. – С. 40-46.
325. Пат. 38586 України, МПК Е 21С 41/00. Спосіб визначення стану ґрунту, схильного до деградації / С.Г. Воробйов. – Опубл. 12.01.09, Бюл. № 1.
326. Соколов С.С. Развитие эрозионных процессов на Европейской части СССР и борьба с ними. – М.: Изд-во АН СССР. – 1948. – Т.1. – 260 с.
327. Смирный М.Ф., Зубова Л.Г., Зубов О.Р. Экологическая безопасность терриконовых ландшафтов Донбасса: Монография. – Луганск: ВГУ им. В. Даля. – 2006.
328. Пат. 44217 України, МПК Т03F 1/100 F15C 1|100 E02B 13|00. Спосіб захисту території, прилеглої до відвалів вугільних шахт, від забруднення / С.Г. Воробйов, О.Р. Зубов, Л.Г. Зубова. – Опубл. 25.09.09. – Бюл. № 18.

СОДЕРЖАНИЕ

	Стр.
Введение	3
Раздел 1. Правовые основы охраны природы	5
1.1. Общие сведения	5
1.2. Правовые основы охраны окружающей среды	7
1.3. Правовые основы охраны земельных угодий	8
1.4. Правовые основы охраны недр	10
1.5. Правовые основы охраны вод	12
1.6. Правовые основы охраны атмосферного воздуха	16
1.7. Правовые основы охраны лесов	28
1.8. Контрольные вопросы	29
Раздел 2. Воздействие углеобогачительных предприятий на окружающую среду	30
2.1. Источники загрязнения окружающей среды	30
2.2. Шумы и вредные выбросы при обработке угля на обогатительных фабриках	33
2.3. Нормирование вредных выбросов в атмосферу	35
2.4. Характеристика выбросов вредных веществ по источникам образования	37
2.5. Образование вредных веществ в сточных водах при обогащении углей	38
2.5.1. Шахтные воды	38
2.5.2. Производственно-технологические сточные воды	44
2.5.3. Хозяйственно-бытовые сточные воды	52
2.6. Влияние вредных веществ на организм человека	52
2.7. Контрольные вопросы	55
Раздел 3. Технолого-экологический инжиниринг при создании углеобогачительного предприятия	57
3.1. Краткие сведения об углеобогачительных фабриках	57
3.2. Принципы проектирования генеральных планов углеобогачительных фабрик	61
3.3. Исходные данные для проектирования углеобогачительной фабрики	63
3.4. Стадии создания углеобогачительного предприятия	66
3.5. Технолого-экологический инжиниринг при разработке ТЭО	67
3.6. Технолого-экологический инжиниринг при проектировании обогатительного предприятия	67
3.7. Технолого-экологический инжиниринг при строительстве обогатительного предприятия	68
3.8. Технолого-экологический инжиниринг при вводе обогатительного предприятия в эксплуатацию	69
3.9. Контрольные вопросы	70
Раздел 4. Технолого-экологический инжиниринг при эксплуатации углеобогачительного предприятия	72
4.1. Общие сведения	72

4.2. Требования к сырью и технологическим материалам	72
4.2.1. Требования к качеству сырья	72
4.2.2. Требования к утяжелителю	75
4.2.3. Требования к флотореагентам	82
4.2.4. Требования к флокулянтам	85
4.2.5. Требования к качеству технической и оборотной воды	93
4.3. Совершенствование техники и технологии обогащения угля с целью минимизации отходов	103
4.3.1. Совершенствование узла подготовительного грохочения на ЦОФ «Узловская»	103
4.3.2. Совершенствование узла подготовительного грохочения на ЦОФ «Комсомольская»	106
4.3.3. Снижение вязкости магнетитовых суспензий с применением углещелочного реагента на ЦОФ «Павлоградская»	107
4.3.4. Модернизация отсадочных машин мелкого зерна на ЦОФ «Пролетарская»	110
4.3.5. Замена пенной сепарации процессом мокрой винтовой сепарации на ЦОФ «Узловская»	113
4.3.6. Контроль крупности питания флотации в циклонно-ситовом классификаторе ЦСК-630 на ЦОФ «Пролетарская»	115
4.3.7. Применение эффективных флотореагентов на ГОФ «Самсоновская»	118
4.3.8. Усовершенствование конструкции флотационных машин механического типа	121
4.3.9. Использование механической радиальной флотомашин на ГОФ «Самсоновская»	124
4.3.10. Применение конусного грохота ГК-8М для снижения сброса твердой фазы в илонакопителе ГОФ «Луганская»	128
4.4. Совершенствование технологии улавливания вредных выбросов с целью снижения их влияния на атмосферу, фауну и флору	130
4.4.1. Общие сведения	130
4.4.2. Совершенствование технологии улавливания вредных выбросов сушильных установок	131
4.4.3. Снижение шума на рабочих местах	136
4.4.4. Способы складирования флотоотходов в породных отвалах или выработанных пространствах шахт	138
4.4.5. Очистка сточных и оборотных вод	142
4.5. Контрольные вопросы	147
Раздел 5. Технолого-экологический инжиниринг при управлении качеством товарной угольной продукции	148
5.1. Современные подходы к управлению качеством товарной продукции	148
5.2. Оценка качества усреднения	153
5.3. Оценка качества обогащения	154
5.4. Управление качеством товарной угольной продукции на добычном предприятии	156

5.5. Управление качеством товарной продукцией перед обогащением рядового угля	157
5.6. Управление качеством товарной угольной продукцией при обогащении рядового угля	170
5.6.1. Оптимизация параметров имеющихся технологических операций и процессов	170
5.6.2. Увеличение глубины обогащения	175
5.6.3. Увеличение количества обогащаемых машинных классов	180
5.6.4. Изменение диапазонов крупности машинных классов	186
5.6.5. Повышение эффективности работы действующего оборудования	192
5.6.6. Замена способов переработки на более эффективные	197
5.6.7. Введение новых технологических операций и процессов	201
5.6.8. Комплексная механизация, автоматизация и компьютеризация контроля и управления технологическими процессами	214
5.7. Управление качеством товарной угольной продукции при ее отгрузке потребителю	222
5.8. Управление качеством товарной угольной продукции у потребителя	225
5.9. Контрольные вопросы	235
Раздел 6. Технолого-экологический инжиниринг при складировании отходов углеобогащения в породных отвалах	237
6.1. Общие сведения	237
6.2. Эксплуатация плоских породных отвалов	239
6.3. Минимизация вредного воздействия породных отвалов на окружающую среду	248
6.3.1. Мероприятия по минимизации вредного воздействия породных отвалов	248
6.3.2. Профилактика и ликвидация горения породных отвалов	250
6.3.3. Деформации породных отвалов	256
6.3.4. Рекультивация поверхностей породных отвалов для сельскохозяйственного использования	264
6.3.5. Породные шахтные отвалы как особый экологический объект	269
6.4. Контрольные вопросы	271
Раздел 7. Технолого-экологический инжиниринг при складировании отходов углеобогащения в илонакопителе	273
7.1. Общие сведения	273
7.2. Эксплуатация илонакопителей	277
7.2.1. Общие требования	277
7.2.2. Эксплуатация системы гидравлического транспорта отходов флотации	285
7.2.3. Эксплуатация системы гидравлической укладки отходов флотации	287
7.2.4. Эксплуатация системы обратного водоснабжения	297
7.3. Минимизация вредного воздействия илонакопителей на окружающую среду	298
7.3.1. Мероприятия по минимизации вредного воздействия илонакопителей	298
7.3.2. Илонакопитель многоразового использования	305

7.3.3. Оборот осветленной воды	308
7.3.4. Уменьшение сброса жидких отходов	311
7.3.5. Вывод илонакопителей из эксплуатации	322
7.4. Технические решения по выводу илонакопителя ЦОФ «Павлоград- ская» из эксплуатации	331
7.4.1. Исходные данные	331
7.4.2. Технология обработки жидких отходов углеобогащения фир- мы «Инжиниринг Доберсек ГмбХ»	332
7.4.3. Технология обработки жидких отходов углеобогащения ООО «АНА-ТЕМС»	335
7.4.4. Технология обработки жидких отходов углеобогащения ООО «НПЦ «Экомаш»	342
7.4.5. Технология обработки жидких отходов углеобогащения ГП «Укрнииуглеобогащение»	351
7.4.6. Технология обработки жидких отходов углеобогащения фир- мы «СЕТКО»	359
7.4.7. Анализ предложенных технологий	368
7.5. Контрольные вопросы	370
Раздел 8. Технологический-экологический инжиниринг при сушке, складировании, погрузке и транспортировании угольной продукции	371
8.1. Технологический-экологический инжиниринг при сушке угольной продук- ции	371
8.1.1. Общие сведения	371
8.1.2. Эксплуатация сушильных установок	380
8.1.3. Минимизация вредного воздействия сушильных установок на окружающую среду	393
8.2. Технологический-экологический инжиниринг при складировании угольной продукции	416
8.2.1. Общие сведения	416
8.2.2. Эксплуатация угольных складов	417
8.2.3. Минимизация вредного воздействия угольных складов на ок- ружающую среду	421
8.3. Технологический-экологический инжиниринг при погрузке угольной про- дукции	432
8.3.1. Общие сведения	432
8.3.2. Эксплуатация погрузочных комплексов	434
8.3.3. Минимизация вредного воздействия погрузочных комплексов на окружающую среду	436
8.4. Технологический-экологический инжиниринг при транспортировке уголь- ной продукции	436
8.4.1. Общие сведения	436
8.4.2. Укатка мелкого угля в вагонах	437
8.4.3. Покрытие поверхности угля в вагонах различными эмульсия- ми	438
8.4.4. Снижение смерзаемости углей в вагонах	442
8.4.5. Снижение налипания углей на рабочих поверхностях транс- портного и обогатительного оборудования.....	451

8.5. Контрольные вопросы	455
Раздел 9. Утилизация отходов добычи и переработки углей	457
9.1. Общие сведения и особенности воздействия отходов на окружающую среду	457
9.1.1. Общие сведения об отходах	457
9.1.2. Особенности воздействия отходов на окружающую среду	461
9.2. Состав, свойства и классификация отходов	465
9.2.1. Состав и свойства отходов	465
9.2.2. Классификация отходов по их применению	486
9.3. Извлечение горючей массы из отходов	494
9.3.1. Использование углесодержащих отходов в качестве низкокачественного топлива	494
9.3.2. Извлечение горючей массы из породных отвалов	509
9.3.3. Извлечение горючей массы из осадков илонакопителей	539
9.4. Извлечение ценных продуктов из породных отвалов	576
9.4.1. Общие сведения	576
9.4.2. Извлечение германия	578
9.4.3. Извлечение висмута	579
9.4.4. Извлечение железа	580
9.4.5. Извлечение глинозема	586
9.5. Использование отходов для получения строительных материалов	591
9.5.1. Предварительная подготовка отходов углеобогащения для производства строительных материалов	591
9.5.2. Использование отходов для производства кирпича	596
9.5.3. Получение вяжущих веществ и материалов на основе расплавов	600
9.5.4. Производство пористых заполнителей бетона	606
9.6. Использование отходов добычи и обогащения угля в дорожном и гидротехническом строительстве	612
9.6.1. Использование отходов для строительства дорог	612
9.6.2. Использование отходов для строительства гидротехнических сооружений	616
9.7. Использование отходов добычи и переработки угля в сельском хозяйстве	627
9.7.1. Использование отходов добычи и гравитационного обогащения углей в качестве компонента удобрений	627
9.7.2. Использование отходов флотации с целью повышения плодородия почв	630
9.8. Контрольные вопросы	641
Раздел 10. Технологическо-экологический инжиниринг при ликвидации обогатительного предприятия	643
10.1. Общие сведения	643
10.1.1. Угольное производство как источник техногенного воздействия на окружающую среду	643
10.1.2. Этапы ликвидации горного производства	652
10.2. Мониторинг экологических последствий ликвидации предприятий угольной промышленности	654
10.3. Особенности рекультивации породных отвалов	660

10.4. Рекомендации по технологии озеленения плоских породных отвалов Донбасса	665
10.4.1. Породные отвалы как особый экологический объект	665
10.4.2. Направления и этапы рекультивации нарушенных земель	667
10.4.3. Методы мелиорации грунтов с целью интенсификации роста фитоценозов	674
10.5. Особенности переработки и сепарации строительных отходов при ликвидации предприятий угольной промышленности	676
10.6. Защита ландшафта Донбасса от действия загрязняющих веществ с породных отвалов	680
10.7. Контрольные вопросы	687
Список литературы	689

Навчальне видання

Полулях Олександр Данилович
Пілов Петро Іванович
Єгурнов Олександр Іванович
Полулях Данило Олександрович

**ТЕХНОЛОГО-ЕКОЛОГІЧНИЙ ІНЖИНІРИНГ ПРИ
ЗБАГАЧЕННІ КОРИСНИХ КОПАЛИН**

Навчальний посібник
(Російською мовою)

Друкується в редакційній обробці авторів

Підписано до друку 10.05.2012. Формат 30x42/4.
Папір офсет. Ризографія. Ум. друк. арк. 41,2.
Обл.-вид. арк. 39,2. Тираж 300 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано
у Державному вищому навчальному закладі
"Національний гірничий університет"

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19