

Министерство образования и науки Украины
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Анисимов О.А.

Технология строительства и разработки глубоких карьеров

Монография

Днепропетровск
2015

УДК 622.271.32
ББК 33.22
Д-74

Рекомендовано к изданию ученым советом Государственного высшего учебного заведения «Национальный горный университет» (протокол №11 от 07 июля 2015 г.)

Рецензент:

А.Ю. Дриженко – д-р техн. наук, профессор кафедры ОГР, Государственного ВУЗа «Национальный горный университет»

Анисимов О.А.
Д74 **Технология строительства и разработки глубоких карьеров: Монография /**
О.А. Анисимов – Д.: Национальный горный университет, 2015.– 266 с.

ISBN 978-966-2267-91-4

В данной книге рассматриваются научно-теоретические и практические способы поддержания производственной мощности глубоких карьеров в связи с систематической их углубкой. С учетом экологических требований показаны природоохранные технологии формирования внутренних отвалов. Книга является полезной для студентов и преподавателей учебных заведений и работников горнодобывающих предприятий. В ней обобщен опыт, как теории формирования глубоких горизонтов, так и практические рекомендации применяемые на различных предприятиях при строительстве и эксплуатации карьеров большой глубины.

У даній книзі розглядаються науково-теоретичні й практичні способи підтримки виробничої потужності глибоких кар'єрів у зв'язку із систематичним їх поглибленням. З урахуванням екологічних вимог наведені природоохоронні технології формування внутрішніх відвалів. Книга є корисною для студентів і викладачів навчальних закладів та працівників гірничодобувних підприємств. У ній узагальнено досвід, як теорії формування глибоких горизонтів, так і практичні рекомендації, що застосовуються на різних підприємствах при будівництві та експлуатації кар'єрів великої глибини.

УДК 622.271.32
ББК 33.22

© Анисимов О.А., 2015
©Государственное высшее учебное заведение
«Национальный горный университет», 2015

ПРЕДИСЛОВИЕ

В настоящее время большая часть добычи рудных и нерудных полезных ископаемых ведется открытым способом. Глубина карьеров составляет 250...380 м и по утвержденным проектам достигнет 500...700 м. В некоторых случаях горные работы вышли на предельные контуры по поверхности. Глубокие карьеры являются сложными инженерными сооружениями с систематически изменяющимися показателями разработки: последовательностью развития горных работ, удлинёнными транспортными коммуникациями между уступами и на горизонтах, необходимостью формирования бортов карьеров большой высоты и их устойчивостью и т.д.

В большей части такие предприятия имеют свои отличительные особенности и трудно поддаются систематизации. Специфические условия эксплуатации, имеющие место при решении горнотранспортных задач, выражаются прежде всего в сложном характере залегания и формах месторождений, геометрически неравномерном распределении в залежах полезных компонентов, разнообразии свойств полезного ископаемого и вскрышных пород, слагающих массив карьерного поля или отдельные уступы, а также технологически сложная взаимосвязь между производственными процессами в карьере, связанной с систематической углубкой горных работ.

При решении горных задач сложно установить достаточно точные математические зависимости между условиями залегания и элементами системы разработки, с одной стороны, и технико-экономическими результатами их развития – с другой. В этой связи довольно затруднительно в конкретных условиях находить оптимальные технологические решения. Возникает необходимость в полной или частичной *идеализации горнотранспортных условий*, уподоблении залежей и массивов горных пород правильным геометрическим фигурам, в упрощении связей между отдельными операциями и процессами при их выполнении. Это уменьшает возможность эффективно и предельно глубоко раскрыть объективно существующие закономерности между производственными процессами, снижает точность и ценность результатов расчетов и ведет к тому, что расчетные формулы в большинстве случаев имеют узкое и, главным образом, методическое значение.

По этой причине аналитические приемы дают вполне удовлетворительные результаты только при решении отдельных частных задач, когда количество взаимно связанных факторов ограничено, а сами связи поддаются несложному и удобному математическому анализу. К ним можно отнести вопросы определения производительности оборудования, транспортного обслуживания забоев и отвалов, отдельные задачи по определению границ карьера, рациональных схем вскрытия и систем разработки.

Аналитическими приемами сложно получить в конкретных условиях удовлетворительные показатели по вопросам вскрытия, подбора комплекса оборудования в соответствии с требуемой системой разработки, производственной мощности карьера, компоновки генерального плана и т. п. Тем не менее полезность аналитических решений в такого рода задачах также

несомненна, поскольку они позволяют вскрыть характер объективно действующих закономерностей и облегчить практическое решение поставленных проектных задач.

При конкретном проектном или производственном решении различных задач весьма часто прибегают к учету опыта предшествующих разработок. Конкретные условия их выполнения наиболее полно учитываются графическими и графоаналитическими приемами.

В данной работе дан анализ технологических схем действующих и проектируемых предприятий, наглядно показывающих существующий на сегодняшний день опыт формирования выработанного пространства глубоких карьеров, принципы добычи полезного ископаемого из недр на глубоких горизонтах, условия формирования внутренних отвалов на отдельных предприятиях.

Автор выражает искреннюю благодарность профессору, доктору технических наук Дриженко А.Ю. за замечания, высказанные при рецензировании рукописи.

Раздел 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ УКРАИНЫ И ИХ РАЗРАБОТКЕ

1.1. Оценка минеральной базы железорудного сырья

Украина имеет мощную минерально-сырьевую базу и относится к крупнейшим минерально-ресурсным государствам мира. На ее территории выявлено более 20 тысяч месторождений и рудопроявлений, которые представлены 97 видами полезных ископаемых. Разведано около 8 тысяч месторождений, почти половина из которых разрабатываются. Наибольшее значение имеют железные, марганцевые, урановые руды, уголь, газ, нефть и конденсат, титан, циркон, каолин, графит, нерудное сырье для металлургии, облицовочный камень, минеральные воды.

Минерально-сырьевой комплекс Украины в начале 90-х годов прошлого столетия обеспечивал 23-25% ее валового национального дохода и треть валютных поступлений от экспорта. С добычей и использованием полезных ископаемых было связано 48% промышленного потенциала страны и до 20% ее трудовых ресурсов. Годовой выпуск продукции горнодобывающего комплекса Украины в 1990 году составлял 20,1 млрд. долл. США. Приблизительная стоимость разведанных запасов основных видов полезных ископаемых превышает 7,5 трлн. долл. США. Стоимость разведанных запасов из расчета на душу населения Украины составляет около 150 тыс. долл. США [1, 2].

Ряд полезных ископаемых Украины представлен уникальными месторождениями качественного сырья, залегающего в достаточно благоприятных условиях для создания горнопромышленных комплексов. В стране Украине в значительных объемах ведется добыча каолина (18% мирового), марганцевых (10%) и железных (4%) руд, урана, титана, циркония, германия, графита (4%), а также брома, охры, нерудного металлургического сырья (флюсовых известняков и доломитов), химического сырья (самородной серы, каменных и калийных солей), облицовочного камня (гранитов, габбро, лабрадоритов), стекольных песков [3].

Из недр Украины добывается углеводородное сырье, бурый уголь, торф, цементное сырье, тугоплавкие и жаропрочные глины, сырье для изготовления строительных материалов, драгоценные и поделочные камни, пьезокварц, разнообразные минеральные воды. В небольших объемах добываются никелевые руды, золото, скандий, гафний, янтарь, цеолиты, фосфатное сырье.

Выявлены и изучены месторождения нетрадиционных для Украины полезных ископаемых - бериллия, ниобия и тантала, редкоземельных металлов, меди, свинца, цинка, молибдена, плавикового шпата, апатита, горючих сланцев, бишофита. За последние годы подтверждены реальные возможности относительно дальнейшего роста запасов углеводородов, открытие и освоение новых для Украины месторождений полезных ископаемых - золота, хрома, меди, свинца, цинка, молибдена, редких металлов, редкоземельных элементов (рис. 1.1).

Особое положение в геологическом строении Украины занимает Украинский щит - наидревнейшая докембрийская геологическая структура,

которая является составной частью Восточно-Европейской платформы. За многовековую эволюцию в ней проявилось больше семи продуктивных металлогенических импульсов, обеспечивших формирование значительного количества мощных месторождений. На более поздних этапах реювинации или активизации щита возникли месторождения цветных и редких металлов. Именно этому региону присуще большое разнообразие и богатство полезных ископаемых. Здесь находятся и одни из самых мощных в мире месторождений железных и марганцевых руд, которые разрабатываются уже более 100 лет, а также оценены в современный период значительные месторождения титановых, циркониевых и урановых руд, которые активно осваиваются. Особое значение имеют месторождения редких металлов и редкоземельных элементов. Уже оценены уникальное Пержаское месторождения бериллия в Житомирской области, крупное Азовское месторождение редких земель в Донецкой области, Полоховское и Станковатское месторождения лития в Кировоградской области.

Одним из новых достижений украинских геологов в последние годы было выявление золотоносности Украины и открытие промышленных золоторудных месторождений: Мужиевского и Сауляк – в Карпатах; Бобриковского – в Донбассе; Сергеевского, Майского и Клинцовского – в границах Украинского щита. Уже начата эксплуатация первых золоторудных месторождений: Мужиевского, Сауляк, Бобриковского.

В восточной и центральной Украине сформировались уникальные природные условия для развития предприятий металлургического комплекса. Здесь основаны крупные, имеющие мировое значение, топливно-сырьевые базы черной металлургии – Донецкий каменноугольный с коксующимися марками угля, Криворожский железорудный и Приднепровский марганцево-рудный бассейны; большие, практически неисчерпаемые месторождения известняков, доломитов и огнеупорных глин.

Расстояние от Кривого Рога до центрального района Донбасса – Горловки (по прямой) составляет 345 км, а от Западного Донбасса, который доходит до Павлограда (Днепропетровская обл.), – около 150 км. Между указанными бассейнами проходит мощный источник водоснабжения – река Днепр. Такого сочетания важнейших сырьевых материалов, энергетического и технологического топлива, а также водных ресурсов, необходимых для развития черной металлургии с концентрацией их на сравнительно небольшой территории нет ни в одной стране мира.

Наличие значительных запасов (табл. 1.1) обусловило в свое время бурное развитие базовых отраслей народного хозяйства. В период максимального развития железорудной отрасли Украина обеспечивала 14% мировой и 43% союзной добычи товарной железной руды, удовлетворяя потребности как отечественных потребителей, так и экспортные поставки СССР в страны Восточной Европы, объем которых составлял почти 40 млн. т в год. Проектами данных предприятий предусматривалось развитие открытых горных работ до глубины 400-700 м. По мере развития предприятий запасы были увеличены, а проектное положение дна карьеров изменялось.

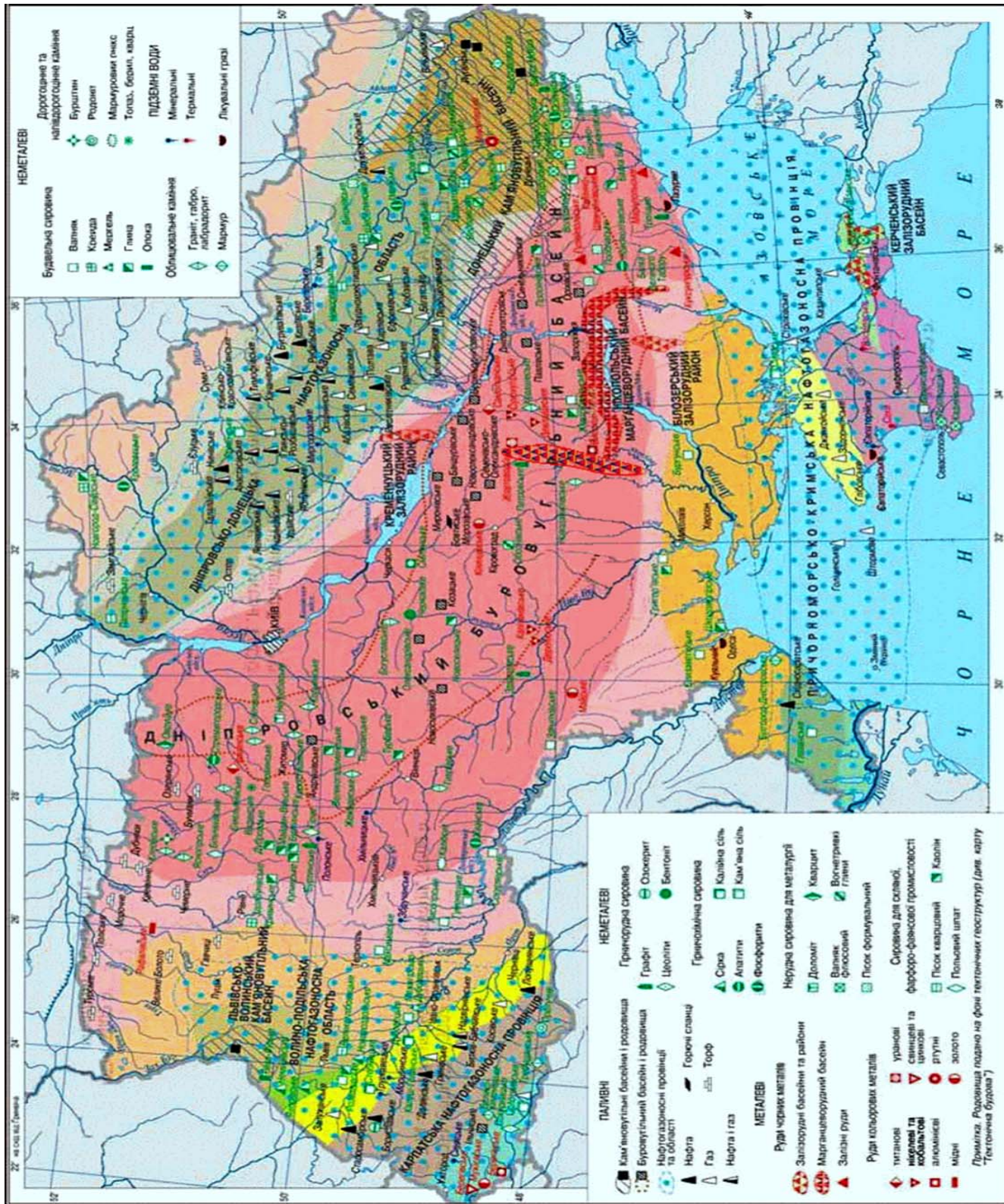


Рис. 1.1. Карта розположення запасов полезных ископаемых Украины

Таблица 1.1

Состояние запасов руды на карьерах железорудных комбинатов Украины на 01.01.2011 г., млн.т

| Запасы | ПАО “СевГОК” | | ГОК ПАО “Арселор Миттал Кривой Рог”* | | ПАО “ЦГОК” | | | ОАО “Полтавс кий ГОК”** | ОАО “ЮГОК” *** | ОАО “ИнГОК” ** |
|---------------------------------------|-------------------|----------------|---|---------|------------|-------|-------|----------------------------------|----------------------|----------------------|
| | карьеры | | карьеры | | карьеры | | | | | |
| | Перво- майский | Аннов- ский | №2- бис | №3 | №1 | №3 | №4 | | | |
| Балансовые (А+В+С ₁) | 12 | 963,29 | 1137,11 | 1058,80 | 196,8 | 192,4 | 155,1 | 1005,51 | 1776,8 | - |
| Балансовые в проектных контурах | 545,12 | 422,39 | 289,03 | 450,08 | 28,2 | 123,5 | 155,1 | 1126,42 | 1196,3 | - |
| Обеспеченность запасами в годах | - | - | 114,00 | 73,00 | - | - | - | 51,90 | 55,0 | - |
| Вскрытые | 5,80 | 1,60 | 30,72 | 30,99 | 1,54 | 0,78 | 0,23 | 130,43 | 356,2 | 189,56 |
| Подготовленн ые | 0,53 | 0,56 | 5,98 | 7,89 | 1,31 | 0,59 | 0,10 | 15,22 | 18,357 | 23,79 |
| Готовые к выемке | 0,13 | 0,17 | 2,99 | 3,79 | 0,92 | 0,44 | 0,09 | 3,61 | 4,459 | 6,75 |
| норматив | 1,50 | | - | - | 1,5 | 1,5 | 1,50 | 1,50 | 2,5 | 2,5 |
| фактически | 1,73 | | 3,70 | 3,10 | 1,8 | 0,9 | 0,80 | 1,50 | 3,7 | 2,5 |

* на 01.01.2010 г.

** на 01.01.2007 г.

*** на 01.01.2006 г. (Источник: Данные предприятий)

На территории Криворожского бассейна добычу железной руды ведут более двух десятков крупных шахт и карьеров, работает пять горно-обогатительных комбинатов: Северный, Центральный, Южный, Ингулецкий и Новокриворожский, ныне входящий в Горный департамент ПАТ "АрселорМиттал Кривой Рог". Мощнейший среди них – Южный ГОК. В составе горнорудной промышленности Украины эксплуатируются также

Полтавский, Еристовский, Белозерский и Камыш-Бурунский ГОКи, а также рудники и карьеры Никопольского марганцеворудного бассейна, Самотканский и Иршанский комбинаты по добыче титановых руд. Кроме того, разведаны значительные запасы неокисленных железистых кварцитов в Правобережном районе при бортовом содержании магнетитового железа 14% (табл. 1.2).

Таблица 1.2

| Месторождение | Прогнозные запасы, млн. т |
|-------------------------|----------------------------------|
| Петровское | 180 |
| Атемовское | 102,8 |
| Жовтянское | 650 |
| Николаевское | 700 |
| Млинковское | 75 |
| Успенское | 28 |
| Хутора Петровского | 60 |
| Северозеленовское | 54 |
| Восточнозеленореченское | 34 |
| Западнозеленореченское | 52 |
| Ленинское | 75 |
| Краснофедоровское | 220 |
| Ореховское | 110 |
| Лозоватское | 20 |
| Северолозоватское | 319 |
| Ивановское | 35 |
| Каменно-Потоцкое | 41,5 |

1.2. Основные показатели добычи железной руды в мире

В настоящее время разработка железорудных месторождений осуществляется в 50-ти странах мира. Однако, более 91% мировой добычи и производства железной руды сконцентрировано в десяти странах. Украина среди них занимает седьмое место по добыче железной руды, производя около

3% мирового объема товарной железорудной продукции. Региональная структура производства железорудного сырья в мире в 2003-2010 гг., млн. т показана в табл. 1.3 [2].

Таблица 1.3

| Регион/ годы эксплуатац ии | 2003 | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 | 2008 | 2009 | 2010 | 2010/ 2009г г, млн. т | % Измен ение 2010/ 2009 |
|-------------------------------------|---------|---------|---------|---------|-------|---------|-------|---------|--------------------------------|-------------------------------------|
| Азия | 397,3 | 514,4 | 653,1 | 748,5 | 808,4 | 893,5 | 878,6 | 1097 | 218,4 | 24,86% |
| Австралия | 189,2 | 231,9 | 262,8 | 283,1 | 300,4 | 316 | 394 | 374,7 | -19,3 | -4,90% |
| Восточная Европа | 155,9 | 155,5 | 158,1 | 163,8 | 167,3 | 170 | 151 | 173,4 | 22,4 | 14,83% |
| Латинская Америка | 277,8 | 292,6 | 312,5 | 332,1 | 345,7 | 347 | 328,2 | 364,2 | 36 | 10,97% |
| Ближний Восток и Африка | 79 | 77 | 77,9 | 80 | 81,2 | 87 | 84,2 | 87,8 | 3,6 | 4,28% |
| Северная Америка | 81,9 | 78,8 | 78,7 | 81,4 | 83,1 | 84 | 100,7 | 109,5 | 8,8 | 8,74% |
| Западная Европа | 28,6 | 28,6 | 29,1 | 29,7 | 30 | 31 | 29,3 | 30,2 | 0,9 | 3,07% |
| Мир (Σ) | 1 209,7 | 1 378,9 | 1 559,0 | 1 704,3 | 1 801 | 1 928,5 | 1 966 | 2 236,8 | 270,8 | 13,77% |
| Прирост, млн. т | 97,3 | 169,2 | 180,1 | 145,3 | 96,7 | 127,5 | 37,5 | 270,8 | | |

Крупнейшими производителями железорудного сырья в мире являются три ведущие горнорудные компании Vale (бывшая CVRD), RioTinto и ВНРBilliton, называемые еще «большой тройкой». Их суммарная доля в мировом производстве в 2010 году составила 34%.

Консолидация этих компаний началась в 2001 году путем приобретения более мелких компаний, а также роста собственной добычи. За счет этого их доля увеличилась с 20 % – 2000 году, до 34% – 2010 году. Крупнейший мировой производитель компания Vale в 2010 г. увеличила производство железорудного сырья на 11,8% (или на 30,8 млн.тонн) и суммарно произвела около 293 млн. т.

Производство железорудного сырья крупнейшими компаниями в 2004 – 2010 гг., млн. т. показано в табл. 1.4.

Таблица 1.4

| Компания | 2004 | 2005 | 2006 | 2007 | 2008 | 2009 | 2010 |
|---|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Vale | 211,3 | 233,9 | 264,2 | 295,9 | 293,4 | 261,7 | 292,5 |
| Rio Tinto | 107,8 | 124,5 | 152,7 | 178,6 | 193,2 | 210,2 | 235,4 |
| ВНР Billiton | 84,2 | 105,4 | 107,5 | 111,6 | 127,3 | 124,3 | 125,7 |
| Суммарное производство "Большой тройки"(Σ) | 403,3 | 463,8 | 524,4 | 586,1 | 613,9 | 596,2 | 653,6 |
| % изменения Σ | - | 15,00 | 13,07 | 11,77 | 4,74 | -2,88 | 9,63 |

Источник: сайты компаний

Мировая добыча железной руды постоянно растет и в настоящее время превышает 2,2 млрд. т/год со средним содержанием железа в исходном сырье 55 %. Статистический анализ развития железорудной минерально-сырьевой базы Украины и мира, проведенный за последние тридцать лет, показывает наличие определенного положительного тренда. Ежегодно в мире производится более 2 млрд. т. железной руды. Крупнейшими по объемам добычи странами за последние годы стали Китай с объемом добычи железной руды в 2010 г. 848,7 млн. т. На втором месте по объемам добычи железной руды находится Австралия с показателем - 374,7 млн. т, затем Бразилия, где суммарно в 2010 г. было произведено – 327,1 млн. т, а также Индия – 187,1 млн. т, в России -102,2 млн. т, в США – 59,2 млн. т. Производство железной руды в Украине в 2010 г. составило 71,2 млн. т [2].

Мировые запасы железных руд сосредоточены в 13 странах: Россия, Украина, Бразилия, Китай, Австралия, США, Индия, Казахстан, Венесуэлла, Швеция, Куба, Франция и Гвинея. Месторождения железных руд выявлены также в 100 странах. Их ресурсы оцениваются в 807,307 млрд. т. Общие запасы железных руд в мире составляют 479,306 млрд. т, в т.ч. подтвержденные составляют 219,7 млрд. т. [2].

Географическое расположение запасов балансовых железных руд неравномерно – свыше 100 млрд. т приходится на страны СНГ. Российская Федерация занимает 1-е место по балансовым запасам железной руды в мире. Наиболее крупные запасы железных руд в СНГ сосредоточены в Украине, в центральных районах Российской Федерации, в Северном Казахстане, на Урале, в западной и восточной Сибири. Из общего количества разведанных запасов железных руд 15% – богатых, не требующих обогащения, 67% –

обогащаемых по простым магнитным схемам, 18% – требующих сложных методов обогащения.

1.3. Основные показатели добычи флюсовых известняков и доломитов в Украине

Важной составной частью металлургического комплекса Украины является добыча флюсовых известняков и огнеупорного сырья (доломиты, магнезиты, огнеупорные глины и др.), а также огнеупорных материалов, необходимых для выплавки металла, строительства доменных и мартеновских печей, разливки стали и др. Главные месторождения этого сырья находятся в Донбассе и в Крыму. Необходимые для выплавки чугуна флюса известняки добывают вблизи городов Докучаевска и Ново-Троицка в Донецкой области. Большие запасы их находятся также в районе Балаклавы (вблизи г. Севастополя). Наиболее качественным для производства флюсов являются магнезиальные известняки. Основные залежи их расположены в Докучаевском и Ново-Троицком месторождениях. Запасы известняков в Украине значительны.

В Донецкой области также сосредоточены и основные месторождения доломитов (Каракубское, Докучаевское, возле станции Никитовка и города Северск). Наибольшими месторождениями огнеупорных глин, которые сейчас разрабатываются, являются Часов-Ярское и Новорайское в Донецкой области. Их запасы дополняются новыми месторождениями, которые открыты в Днепропетровской, Кировоградской и Запорожской областях.

Наиболее крупные месторождения доломитов, флюсовых известняков, мергеля и кварцитоподобных песчаников в настоящее время разрабатываются карьерами глубиной свыше 130–150 м с годовой производительностью до 2 млн. м³ полезного ископаемого и до 0,8–1,0 млн. м³ вскрыши. Объемы выемки скальных разновидностей вскрыши на карьерах флюсового сырья составляют около 50% от общей величины выемки пустых пород. Описание состояния горных работ на представительных предприятиях по добыче нерудных полезных ископаемых приведено ниже.

ОАО "Докучаевский флюсо-доломитный комбинат" - горно-обогатительное предприятие по производству известняков и доломитов для металлургической промышленности, расположенное в Донецкой области в 35 км к югу от г. Донецка и в 90 км – к северу от г. Мариуполь.

Открытым способом разрабатывается Новотроицкое месторождение известняков и доломитов, которое расположено в Волновахском районе Донецкой области, на юго-западной окраине Донецкого бассейна, в 50 км от города Донецк и в 75 км – от города Мариуполя. Ближайшие населенные пункты с. Новотроицкое и пос. Ольгинка. В состав рудоуправления входят два рудника: Известняковый, в составе двух участков Западный и Восточный и Западно-Доломитный. Переработка полезного ископаемого производится на дробильно-обогатительной фабрике (ДОФ). Западный участок является

естественным продолжением действующего Известнякового карьера Новотроицкого рудоуправления. Потребителями товарной продукции являются металлургические заводы Украины: Донецкий, Макеевский, Енакиевский, Днепропетровский, им. Ильича, “Азовсталь”, “Запорожсталь” и другие, а также строительные организации, предприятия сахарной, химической, стекольной и цементной промышленности. Необходимо отметить, что качество известняков в границах месторождения сильно разнится.

В пределах **Западного** участка мощность полезной толщи колеблется от 6,0 до 115,3 м и составляет в среднем 70,8 м, в том числе мощность известняков обычных – от 6,0 до 115,1 м при средней величине 59,4 м, доломитизированных – от 0 до 49,2 м при средней величине 11,4 м. Параметры карьерного поля: длина – 1400 м; ширина – 1100 м; проектная глубина – 110 м. Промышленные запасы полезного ископаемого – 83,26 млн.т. Производственная мощность карьера по полезному ископаемому – 4,31 млн. т/год.

Вскрытие карьерного поля произведено въездными траншеями, заложенными вдоль южного и восточного бортов карьера. К настоящему времени вскрыты и находятся в работе 12 уступов, из которых добычных – 7, вскрышных – 5. Высота добычных и вскрышных уступов по 10 м. Общая глубина карьера составляет 110 м. В перспективе в отработку могут быть вовлечены запасы, которые распространяются вглубь месторождения. Отработка карьера осуществляется по транспортной системе разработки с применением на добычных и вскрышных уступах автосамосвалов в сочетании с железнодорожным транспортом. Для совместной эксплуатации автомобильного и железнодорожного транспорта на юго-восточном и северо-восточном бортах карьера размещены перегрузочные пункты.

ОАО “Комсомольское рудоуправление” – предприятие по добыче и переработке флюсовых известняков разрабатывает Каракубское месторождение открытым способом. Месторождение расположено на юго-западной окраине Донецкого бассейна и по существующему административному делению находится в пределах Старобешевского района Донецкой области. **Северный** участок Каракубского месторождения разрабатывается карьером «Северный» и занимает краевое положение на северо-востоке. Максимальная длина его составляет 3,6 км, а ширина – 0,9 км, площадь в контурах подсчета запасов равна 1061,1 тыс.м².

На месторождении выделено 6 участков, на базе которых в разное время были построены карьеры: «Северный», «Южный», «Дальний», «Девятый» и «Жёголевский». В настоящее время «Девятый», «Дальний» и «Южный» карьеры отработаны. В проектном контуре карьера подсчитаны 54,63 млн.т балансовых запасов и 53,93 млн.т промышленных. Рабочим проектом производственная мощность карьера по сырому известняку установлена на уровне 5 млн.т в год.

Характерными месторождениями большой площади с глубиной разработки до 200–220 м являются месторождения флюсовых известняков Крыма. **Балаклавским рудоуправлением** эксплуатировались Кадыковское и

Псилерахское месторождения флюсовых известняков. На Кадыковском карьере добыча известняков ведется с конца 50-х годов. Известняки сильно раздроблены и трещиноваты. Трещины заполнены красно-бурой или серовато-зеленой глиной. Полезная толща известняков подстилается аргиллитами, алевролитами и песчаниками лузитанского возраста. Покрывающая вскрыша из песчано-глинистых пород мощностью 1,5 м встречалась на незначительной площади. Производственная мощность карьера по сырому известняку составляла 5,5 млн. т/год, по вскрыше – 100 тыс. м³/год. Предусматривается карьер доработать до отметки – 45,0 м.

1.4. Горно-геологические характеристики и перспективы разработки железорудных месторождений Украины

Резкое расширение открытой добычи железистых кварцитов предопределяет максимальное извлечение их запасов вплоть до глубины 1000 м путем создания сверхмощных карьеров нового типа, где возможно применение прогрессивной технологии, максимальной специализации различных производств, что позволит резко повысить производительность труда.

Криворожский железорудный бассейн (Кривбасс) является одной из наиболее изученных и промышленно освоенных территорий по добыче железных руд в пределах железорудных залежей Украинского щита. Он практически полностью размещен в пределах Днепропетровской области. Разведанные запасы всех железных руд бассейна составляют 21,8 млрд. тонн. Прогнозные ресурсы оцениваются более чем в 19 млрд. тонн [3].

В Кривбассе железистые кварциты (неокисленные и частично окисленные) добываются открытым способом на 11 месторождениях и перерабатываются на пяти ГОКах: Ингулецком, Южном, АрселорМиттал Кривой Рог, Центральном и Северном (табл. 1.5). На пяти месторождениях они добываются подземным способом наряду с богатыми рудами. Обеспеченность запасами железистых кварцитов этих предприятий составляет от 32 до 85 лет. Значительная часть запасов, разведанных еще в 1955-1975 годах, находится в охранных целиках промсооружений под рекой Ингулец, городской застройкой, отвалами ГОКов и шахт, хвостохранилищами, а также располагается на глубинах 500-800 м, где их добыча затруднена вследствие сложных горногеологических условий.

Кременчугский железорудный район расположен на левом берегу р.Днепр (Полтавская обл.). Зачастую он объединяется с Кривбассом и рассматривается как Криворожско-Кременчугская железорудная зона (бассейн) или “Большой Кривбасс”. Район представляет полосу метаморфизованных железисто-кремнистых пород и сланцев, простирающуюся в северо-восточном направлении на 45 км при ширине от 0,2 до 3,5 км. Кременчугскую синклираль слагают четыре свиты Криворожской серии. Наиболее продуктивная Саксаганская (средняя железорудная) мощностью до 1300 м, состоит из пяти подсвит – толщ железистых кварцитов, разделенных сланцевыми горизонтами. Наиболее рудоносная вторая (снизу) подсвита мощностью 40-200 м. Местами

на железистых породах развиваются разноглубинные линейные коры выветривания бурожелезнякавого состава.

Таблица 1.5

Показатели балансовых запасов железорудных месторождений Украины

| Предприятие, месторождение, тип железистых кварцитов | Среднее содержание железа, % | Балансовые запасы по категориям, млн.т | |
|--|------------------------------------|---|----------------|
| | | A+B+C ₁ | C ₂ |
| Ингулецкий горно-обогатительный комбинат | | | |
| Ингулецкое (участок №12) | 32,4 | 1586,2 | 108,5 |
| -магнетитовые | 32,4 | 1586,2 | 108,5 |
| Южный горно-обогатительный комбинат | | | |
| Скелеватское Магнетитовое | 35,7 | 2573,0 | 11,7 |
| -магнетитовые | 35,3 | 2235,1 | - |
| -окисленные | 38,2 | 337,9 | 11,7 |
| из них в целике под промплощадкой карьера №3 НКГОКа | 35,6 | 534,3 | - |
| Ново-Криворожский горно-обогатительный комбинат («АрселорМиттал Кривой Рог») | | | |
| Ново-Криворожское (карьер №2-бис) | 32,5 | 1226,1 | 133,2 |
| -магнетитовые, в т.ч. | | 310,7 | 118,7 |
| в охранном целике под р. Ингулец | 36,0 | 2620,3 | 1037,5 |
| Валявкинское (участок карьера №3) | | 2188,7 | 56,8 |
| -магнетитовые | | 1280,2 | 41,9 |
| -окисленные | | 908,5 | 14,9 |
| <i>Резервные, разведанные</i> | | | |
| Восточно-Валявкинский участок | 37,0 | 1253,1 | 781,9 |
| -магнетитовые | | 478,1 | 144,7 |
| -окисленные | | 775,0 | 637,2 |
| Шимановское | | | |
| -магнетитовые | 31,3 | 228,1 | 126,9 |
| Центральный горно-обогатительный комбинат | | | |
| Большая Глееватка (карьер №1) | 33,9 | 1174,5 | 92,5 |
| -магнетитовые | 32,6 | 782,8 | 49,3 |
| -окисленные | 36,6 | 391,7 | 43,2 |
| Петровское (карьер №3) | 33,1 | 310,9 | 68,6 |
| -магнетитовые | 32,7 | 290,6 | 67,2 |
| -окисленные | - | 20,3 | 1,4 |
| Артемовское (карьер №4) | 38,3 | 187,7 | 2,7 |
| -магнетитовые | 38,3 | 174,2 | 2,7 |

| Предприятие, месторождение, тип железистых кварцитов | Среднее содержание железа, % | Балансовые запасы по категориям, млн.т | |
|---|------------------------------------|---|----------------|
| | | A+B+C ₁ | C ₂ |
| Северный горно-обогатительный комбинат | | | |
| Первомайское (участок №2) | 35,5 | 1203,0 | 22,4 |
| -магнетитовые | 35,5 | 1203,0 | 22,4 |
| Анновское | 31,6 | 1908,8 | 203,5 |
| -магнетитовые, в т.ч.: | | | |
| -лежачая пачка | 36,5 | 1156,9 | 48,0 |
| -висячая пачка | 24,0 | 751,9 | 155,4 |
| Полтавский горно-обогатительный комбинат | | | |
| Горишне-Плавнинское | 32,4 | 1626,0 | 52,0 |
| -магнетитовые | 35,1 | 902,3 | 52,0 |
| -куммингтонито-магнетитовые | 29,1 | 723,7 | - |
| Лавриковское | 34,8 | 299,3 | 66,7 |
| -магнетитовые | 35,2 | 276,6 | - |
| -куммингтонито-магнетитовые | 29,1 | 22,7 | 66,7 |
| Еристовский горно-обогатительный комбинат | | | |
| Еристовское | 33,7 | 822,1 | 49,9 |
| -магнетитовые | 34,4 | 747,6 | 7,3 |
| -куммингтонито-магнетитовые | 26,7 | 74,5 | 42,6 |
| Белановский горно-обогатительный комбинат | | | |
| Белановское | 31,1 | 1626,8 | 37,3 |
| -магнетитовые | 33,2 | 1079,3 | 25,6 |
| -куммингтонито-магнетитовые | 27,0 | 546,4 | 11,6 |

В районе пять месторождений: Горишне-Плавнинское, Лавриковское, Еристовское, Белановское и Кременчугское с общими запасами 4504 млн.тонн. Первые два разрабатываются карьером Полтавского ГОКа. С 2012 г. начата разработка Еристовского месторождения. Суммарные запасы представлены железистыми куммингтонито-магнетитовыми кварцитами (1301,9 млн.т) со средним содержанием Fe = 27,4%, магнетитовыми кварцитами (2933,9 млн.т) со средним содержанием Fe = 32,8% и богатыми железными рудами (268,4 млн.т) со средним содержанием Fe = 58,5%.

ОАО “Полтавский горно-обогатительный комбинат” – запроектирован институтом Южгипроруда на базе запасов железистых кварцитов Горишне-Плавнинского месторождения Кременчугской магнитной аномалии. В 1972 году техническим проектом было предусмотрено расширение его эксплуатационных запасов путем вовлечения в разработку Лавриковского месторождения железистых кварцитов. Главная роль среди пород

Криворожской серии принадлежит Саксаганской свите, с которой связаны основные рудоносные толщи. Она подразделяется на пять подсвит в следующем порядке: первая сланцевая – K_2^1 ; первая железистая – K_2^2 ; вторая железистая – K_2^3 ; вторая сланцевая – K_2^4 и третья железистая – K_2^5 [3].

Горишне-Плавнинское и Лавриковское месторождения расположены в пределах среднего Приднепровья на территории Кременчугского района Полтавской области в пяти км от города Комсомольск. Разрабатываются совместно одним карьером (рис.1.2). Месторождения расположены на южном окончании Кременчугской магнитной аномалии. Их площадь сложена докембрийскими метаморфическими породами Конкско-Верховцевской и Криворожской серий, образующими полосу почти меридионального простирания, с востока и запада ограниченную древними гранитоидами днепровского и житомирско-кировоградского комплексов. Криворожская серия слагает центральную часть месторождения и залегает стратиграфически выше Конкско-Верховцевской серии.



Рис. 1.2. Карьер Полтавского горно-обогатительного комбината

Кременчугский железорудный район является составной частью Криворожско-Кременчугской синклинарной зоны. Здесь выделяется два структурных яруса: верхний, слагаемый осадочными породами кайнозоя и нижний, представленный докембрийскими породами кристаллического фундамента. Основной структурой докембрийских пород является Горишне-Плавнинская синклиналь. Простирание складки СВ – 10° , шарнир падает на север под углом 10° . К югу синклиналь замыкается. В пределах Горишне-Плавнинского месторождения восточное крыло синклинали простирается через всё месторождение.

Лавриковское месторождение фактически представлено лишь деформированным восточным крылом Горишне-Плавнинской синклинали. Оно имеет вид нескольких полос пород Криворожской серии простираением СВ – 10° на юге, СЗ – 10° в центре и СЗ – 15° на севере. Падение крутое, на восток или на запад – под углом 75-90°, изредка выполаживается до 60°. По внешним признакам, макроскопическим данным, химическому и минералогическому составу железистые кварциты представлены 2-мя типами – магнетитовыми и кумминигтонит-магнетитовыми.

Основные проектные параметры карьера ПГОКа: горизонтальная мощность рудных залежей – 140-700 м; угол падения залежей – 70-80 град; глубина карьера по проекту – 700-500-300 м; длина карьера в плане по поверхности – 7560 м; ширина карьера в плане по поверхности – 2800 м; длина карьера в плане по дну – 6130 м; ширина карьера в плане по дну – 70 м.

Сырьевой базой **ОАО “Южный горно-обогатительный комбинат” (ЮГОК)** является **Скелеватское Магнетитовое месторождение железистых кварцитов**, которое расположено в южной части бассейна на замыкании Западно-Ингулецкой синклинали головного Криворожского синклинория, погружающегося на север под углом 18-20°. Основные запасы магнетитовых кварцитов приурочены к четвертому железистому горизонту, имеющему горизонтальную мощность 400-600 м на крыльях складки и около 1000 м в замковой ее части. Мощность окисленной зоны непостоянна и увеличивается на восточном крыле от 10 (на юге) до 130 м (на севере). На западном крыле зона окисления распространяется на глубину до 50 м и более.

Границы карьера по поверхности определяются контурами рудного тела, выходящего под покрывающие породы, а также наличием на юге реки Ингулец, протекающей в непосредственной близости от карьера, и на севере – положением действующего карьера №3 НКГОКа – в составе горно-обогатительного комплекса ОАО “АрселорМиттал Кривой Рог” (АМКРГОК) (рис. 1.3). Карьер ЮГОКа является уникальным. Площадь карьера и геологическое строение месторождения позволили производить отработку с применением в основном железнодорожного транспорта. В настоящий момент на нижних горизонтах применяется автомобильный транспорт.

Граница между Скелеватским Магнетитовым и Валявкинским месторождениями проходит по одиннадцатому разведочному профилю. Поскольку эти два месторождения обрабатываются двумя самостоятельными карьерами, между ними оставлен целик с транспортными коммуникациями. На балансе предприятия числится 2222,5 млн.т руды, в том числе 1811,2 млн.т магнетитовых и 238,2 млн.т – окисленных кварцитов. Из них 534,3 млн.т (в т.ч. 471,4 млн.т магнетитовых кварцитов) находятся в охранный целике на северной границе под промплощадкой. **Основные проектные параметры карьера ЮГОКа:** горизонтальная мощность рудных залежей – 150-400 м; угол падения залежей – 40-70 град; глубина карьера по проекту – 615 м; длина карьера в плане по поверхности – 3000 м; ширина карьера в плане по поверхности – 2550 м; длина карьера в плане по дну – 300 м; ширина карьера в плане по дну – 150 м.



Рис. 1.3. Карьер Южного горно-обогатительного комбината

Сырьевой базой предприятия **ОАО “АрселорМиттал Кривой Рог”** являются южная часть Новокриворожского (карьер №2-бис) и Валявкинского (карьер №3) месторождений железистых кварцитов. Северная часть Новокриворожского месторождения отработана карьером №1 в 1985 году до глубины 300 м.

Новокриворожское месторождение железистых кварцитов входит в Южный структурно-тектонический район Криворожского железорудного бассейна. Отрабатываемое поле карьера №2-бис (рис. 1.4) с учетом расширения на запад и юг располагается в пределах его южной части. В структурном отношении приурочено к Ингулецкой антиклинали и Восточно-Ингулецкой синклинали, участвующих в строении Основной (Криворожской) синклинали. Полезным ископаемым являются магнетитовые железистые кварциты первого и второго горизонтов средней железорудной свиты Криворожской серии протерозоя.

Рудные тела залегают в виде пластовых залежей, повторяющих элементы основных складчатых структур Ингулецкой антиклинали и Восточно-Ингулецкой синклинали, и дислоцированы в линейные складки более высоких порядков. Средние значения истинной мощности рудных залежей соответственно равны 62 и 38 м. Длина рудных тел в пределах карьерного поля 1950 м, простирание субмеридиальное; углы падения 60-85°. Складки погружаются к северу под углом 10-20°. Глубина залегания рудных тел от поверхности в южной части карьерного поля 20-30 м, в северной увеличивается до 80-150 м.



Рис. 1.4. Карьер №2-бис «АМКР»

В висячем и лежащем боках рудных залежей выделяются кварциты с пониженным содержанием железа, образующие так называемые переходные пачки к вмещающим кристаллическим сланцам. Средняя мощность переходных пачек первого железистого горизонта 17 м (висячий бок) и 44 м (лежащий бок), второго железистого горизонта – 5-6 м. С поверхности железистые кварциты окислены. Мощность зоны окисления от 1 до 45 м, средняя 15 м, максимальная глубина распространения окисленных железистых кварцитов до отметки –15,0 м.

Вмещающими породами являются кристаллические сланцы первого, второго, третьего и четвертого горизонтов; некондиционные кварциты переходных пачек с содержанием железа магнитного менее 10% и жильные диабазы; покрывающими – глины, пески, известняки неогена и суглинки четвертичного возраста. В составе пород вскрыши преобладают кристаллические сланцы третьего и четвертого горизонтов, сложенные кварц-биотитовыми, хлорит-биотитовыми и кварц-хлорит-амфиболитовыми сланцами с прослоями безрудных кварцитов.

Основные проектные параметры карьера №2 бис: горизонтальная мощность рудных залежей – 47-65 м; угол падения залежей – 60-85 град; глубина карьера по проекту – 415 м; длина карьера в плане по поверхности – 2200 м; ширина карьера в плане по поверхности – 1200 м; длина карьера в плане по дну – 400 м; ширина карьера в плане по дну – 100 м.

Карьер №3 построен на базе **Валявкинского месторождения железистых кварцитов**, которое расположено на западном крыле Западно-Ингулецкой синклинали. Введен в эксплуатацию в 1972 году с проектной производительностью 22 млн.т/год по добыче магнетитовых железистых кварцитов. Продуктивная толща представлена четвертым (магнетитовые руды),

четвёртым и шестым (окисленные руды) железистыми горизонтами. Рудная залежь залегает моноклинально с падением на восток под углами 55-70°. Подстилающими являются породы четвертого сланцевого горизонта, вмещающими – породы пятого сланцевого горизонта. Мощность осадочных пород достигает 80 м.

С северо-запада толща четвертого железистого горизонта срезается крупным субмеридиональным разрывным нарушением. В северной части месторождения проходит нарушение надвигового типа, по которому породы четвертого и пятого сланцевых горизонтов надвинуты на продуктивную толщу. Рудное тело интенсивно смято в лежачие и близкие к лежачим складки, что создаёт значительные трудности при эксплуатации месторождения. Внутреннее строение продуктивной толщи неоднородно по минеральному составу, текстурным признакам, качественной характеристике и технологическим свойствам. По минеральному составу рудные тела представлены силикат-магнетитовыми, магнетитовыми, гематит-магнетитовыми и мартит-магнетитовыми (полуокисленными) рудами.

Основные проектные параметры карьера №3: горизонтальная мощность рудных залежей – от 100 до 440 м; угол падения залежей – 55-70 град; глубина карьера по проекту –500 м; длина карьера в плане по поверхности – 2550 м; ширина карьера в плане по поверхности – 2000 м; длина карьера в плане по дну – 800 м; ширина карьера в плане по дну – 450 м.

Сырьевой базой **ОАО “Ингулецкий горно-обогатительный комбинат”** является **Ингулецкое месторождение железистых кварцитов**, которое расположено в 35 км на юг от г. Кривой Рог вблизи районного центра Ингулец. Карьерное поле является южной частью Лихмановской синклинали с границами: на юге – замыкание пластов железистых пород, на севере – балка Зеленая, на западе и востоке – положение горизонтов железистых кварцитов и залежей бурых железняков. Протяженность месторождения с юга на север более 10 км. По степени разведанности и промышленному освоению на месторождении условно выделяют южный, центральный и северный участки. Карьером Ингулецкого ГОКа эксплуатируется южная часть месторождения (рис. 1.5). Шахтами и карьерами бывшего рудника “Ингулец” разрабатывались залежи природно богатых гематит-мартитовых руд северной части южного и центрального участков. Начало строительства карьера относится к 1961 году.

Месторождение приурочено к южному замыканию шарнира субмеридиональной Лихмановской синклинали. К востоку от нее широко развиты граниты, а к западу – мигматиты. Комплекс метаморфических пород Криворожской серии представлен амфиболитами, Новокриворожской – аркозовыми песчаниками и сланцами, Скелеватской – железистыми кварцитами и сланцами Саксаганской и Гданцевской свит. Породы Новокриворожской свиты располагаются в южной и восточной частях месторождения, а в западной его части встречаются на отдельных участках. Мощность этих пород достигает 100 м. Породы Скелеватской свиты (аркозовые песчаники, кварц-слюдистотальковые сланцы) в восточном крыле складки мощностью 60-200 м прослеживаются непрерывной полосой, а в западном – срезаются Лихмановским

разломом. Основной рудоносной толщей месторождения является Саксаганская свита, представленная ритмично чередующимися пластами железистых кварцитов и сланцев.



Рис. 1.5. Карьер Ингулецкого горно-обогатительного комбината

По современным представлениям рудоносную толщу слагают первый, второй, третий, четвертый и пятый железистые горизонты и разделяющие их соответствующие сланцевые. В южной части месторождения горизонты железистых кварцитов и сланцев образуют шарнир синклинальной складки. Пятый железистый горизонт слагает ее ядро. Первый, второй, третий и четвертый горизонты окаймляют месторождение и прослеживаются в западном и восточном крыльях складки. В шарнире складки максимальная горизонтальная мощность железистых горизонтов достигает 1000 м. Сложена она в основном магнетитовыми кварцитами (95%) с небольшой зоной окисления.

Основные проектные параметры карьера ИнГОКа: горизонтальная мощность рудных залежей – 30-50 до 600 м; угол падения залежей – 45-60 до 70-85 град; глубина карьера по проекту – 650 м; длина карьера в плане по поверхности – 3600 м; ширина карьера в плане по поверхности – 2250 м; длина карьера в плане по дну – 1000 м; ширина карьера в плане по дну – 240 м.

Сырьевой базой ОАО “Центральный горно-обогатительный комбинат” (ЦГОК) являются месторождения железистых кварцитов Большая Глееватка, Петровское и Артемовское. Участок №6 в 1992 году отработан карьером №2 до глубины 260 м и служит в настоящее время для складирования пород вскрыши, разрабатываемой в карьере №1.

Месторождение Большая Глееватка эксплуатируется карьером №1 (рис. 1.6). Расположено в центральной части Криворожского бассейна в пределах горных отводов рудников им. К.Либкнехта, им. Коминтерна и им. Фрунзе, приурочено к западному крылу антиклинальной части Саксаганской синклинали-антиклинальной структуры. В геологическом строении месторождения принимают участие породы нижней, верхней и средней Саксаганской свиты метаморфических пород. Промышленный интерес представляет средняя свита, сложенная первым, вторым, четвертым и пятым железистыми горизонтами, разделенными вторым, третьим, четвертым и пятым горизонтами кварц-хлоритовых и кварц-хлорит-сланцев.

На месторождении интенсивно развиты площадная и линейная коры выветривания, в пределах которых неокисленные силикат-карбонат-магнетитовые кварциты превращены в мартитовые, лимонит-мартитовые и другие окисленные разновидности. Глубина распространения линейной коры выветривания более 700 м. Комплекс метаморфических пород перекрыт третичными и четвертичными отложениями, представленными суглинками, глинами и песками мощностью 25-35 м.



Рис. 1.6. Карьер Центрального горно-обогатительного комбината (месторождение Большая Глееватка)

В качестве рудного сырья отрабатываются второй и четвертый железистые горизонты. Первый и пятый железистые горизонты по своим технологическим

показателям отнесены к пустым породам. Висячем боку четвертого железистого горизонта находятся вмещающие породы пятого сланцевого горизонта и в незначительном количестве окисленные железистые кварциты. В лежащем боку залегают сланцы третьего и четвертого горизонтов. Направление склонения рудных тел на юго-запад с углом падения 55-70°. Горизонтальная мощность рудных тел второго горизонта от 15 до 140 м, четвертого – от 60 до 240 м. Плотность железистых кварцитов соответственно равна 3,38 и 3,34 т/м³. Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова 13. По данным института Кривбасспроект общие балансовые запасы железистых кварцитов месторождения составляют 1145,9 млн. тонн, в том числе магнетитовых – 662,1 и окисленных – 483,8.

Основные проектные параметры карьера №1: горизонтальная мощность рудных залежей – 30-50 до 600 м; угол падения залежей – 55-70 град; глубина карьера по проекту – 500 м; длина карьера в плане по поверхности – 4290 м; ширина карьера в плане по поверхности – 1630 м; длина карьера в плане по дну – 200 м; ширина карьера в плане по дну – 70 м.

Петровское месторождение железистых кварцитов расположено в Кировоградской области в 1,5 км юго-восточнее районного центра Петрово. Геологическими границами месторождения являются: на юге – замыкание синклинали складки, на севере – Петровский субширотный разлом. Длина месторождения по простиранию около 4 км, ширина 0,38 км, площадь 1,52 км².

Месторождение находится в 30 км на северо-запад от основной промплощадки ЦГОКа и эксплуатируется карьером №3 с 1976 года. В настоящее время глубина карьера 240 м (горизонт –120 м). Железорудная толща представляет собой асимметричную синклиналию складку субмеридионального простирания. Замыкание крыльев складки в южной части месторождения отмечается на глубине 30-850 м от поверхности. **Основные проектные параметры карьера:** мощность пластов железистых кварцитов в замыкании складки достигает 190-350 м, протяженность – 400 м; шарнир складки погружается на север под углом 75-80°; горизонтальная мощность восточного крыла колеблется от 100 до 220 м, протяженность – 2200 м, западного – от 15 до 120 м, протяженность – 1800 м. Внутреннее строение железорудной толщи осложнено многочисленными дайками пегматита мощностью от 2-3 до 40 м.

На месторождении широко развиты площадная и линейная коры выветривания. Мощность площадной коры выветривания изменяется от 5-8 до 30-40 м. Нижняя граница распространения коры выветривания достигает глубины 80-100 м. Рудная толща представлена в основном магнетитовыми и гематит-магнетитовыми железистыми кварцитами. В подчиненном количестве отмечаются карбонат-магнетитовые и силикат-магнетитовые кварциты.

Артемовское месторождение железистых кварцитов находится в 45 км северо-западнее промышленной площадки ЦГОКа и в 13-15 км к северу от райцентра Петрово на территории Кировоградской области. Площадь месторождения составляет 3,5 км², длина – 2,5 км, глубина – 500-600 м. Рельеф земной поверхности представлен – степной равниной, изрезанной оврагами и

балками, тяготеющими к долине реки Зеленая. Речная сеть представлена рекой Зеленой, протекающей к востоку от месторождения и пересыхающей летом, образуя цепочку прудов. Промышленная добыча магнетитовых кварцитов месторождения ведется карьером №4 с 1995 года. В настоящее время глубина карьера достигла 150 м (горизонт –15 м).

Месторождение расположено в южной части Правобережных магнитных аномалий Украины – в центральной части Криворожско-Кременчугской структурно-фациальной зоны. В геологическом строении этой зоны участвуют метаморфические и интрузивные образования архейского и протерозойского возраста, перекрытые с поверхности осадочными отложениями. Непосредственно в строении месторождения принимают участие два комплекса пород: нижнепротерозойские метаморфические и ультраметаморфические горные породы, образующие кристаллический фундамент; рыхлые кайнозойские отложения, залегающие субгоризонтально и повсеместно перекрывающие породы докембрийского возраста.

Толща осадочных пород представлена глинистыми песками, краснобурыми глинами и суглинками. Общая мощность этих отложений изменяется от 9 до 54 м и в среднем составляет 30,4 м.

Сырьевой базой **ОАО «Северного горно-обогатительного комбината»** (СевГОК) являются Первомайское и Анновское месторождения железистых кварцитов, которые разрабатываются одноименными карьерами.

Первомайское месторождение расположено в северной части Криворожского железорудного бассейна в зоне сопряжения Саксаганской и Восточно-Анновской субмеридиональных синклиналичных структур с образованием поперечного флексурного изгиба, напоминающего в плане синклиналичную складку широтного простирания – Первомайскую синклинали. Месторождение характеризуется сложной блоковой тектоникой, высокой степенью метаморфизма железных руд и вмещающих пород с интенсивными проявлениями метасоматоза.

В строении месторождения преобладают породы средней железорудной свиты, которые стратифицированы на первый, второй, третий-пятый и седьмой сланцевые и первый, второй, пятый, шестой и седьмой железистые горизонты. Продуктивными являются железистые кварциты пятого и шестого железистых горизонтов. Пятый железистый горизонт состоит из отдельных тектонических блоков в северо-восточной части карьерного поля. Сложен джеспилитовидными железистыми кварцитами, среди которых преобладают (до 90%) магнетитовые разности. Среднее содержание железа общего 39,01%, железа связанного с магнетитом – 32,9%. Горизонтальная мощность в отдельных тектонических блоках достигает 100 м. Шестой железистый горизонт широко развит по всему карьерному полю. Преобладают (до 54%) магнетитовые кварциты. Гематит-магнетитовые кварциты составляют 27%, силикат-магнетитовые разности – 14,5%. На контактах с породами седьмого сланцевого горизонта развиты переходные "оторочки" магнетит-силикатных кварцитов, составляющие до 4,5% от всего объема горизонта. Среднее содержание железа общего и магнитного равно соответственно 36,34 и 28,05%.

Мощность рудных пластов изменяется от 100 до 360 м и на отдельных участках достигает 400-600 м.

В практике геологоразведочных и эксплуатационных работ на месторождении выделяют три рудных тела. Простираение пород изменяется с северо-восточного в южной части на северо-западное, и представлено в виде крупной поперечной флексуорообразной, открытой на запад складки, именуемой Первомайской синклиналию. Ось складки простирается в направлении близком к широтному. Крылья складки расходятся под углом 100-110°. Погружение шарнира складки 45-70° на северо-северо-запад. Северное крыло складки имеет северо-западное простираение (300-330°) и переходит через систему разрывных нарушений в Восточно-Анновскую моноклиналию. Породы северного крыла имеют юго-западное падение под углом 70-85°. Южное крыло синклинали простирается по азимуту 30-35° с падением пород на запад под углом 60-70° и является северной частью Саксаганской синклинали. В районе сочленения обоих крыльев отмечается резкое изменение простираения и падения пород.

Основные **проектные параметры** Первомайского **карьера** СевГОКа: горизонтальная мощность рудных залежей – от 80 до 400 м; угол падения залежей – 60-85 град; глубина карьера по проекту – 650 м; размеры карьера в плане по поверхности – 3000 м; размеры в плане по дну – 950 м.

Анновское месторождение расположено в северной части Криворожского железорудного бассейна в пределах Восточно-Анновской полосы метаморфических пород Криворожской серии и представляет собой моноклиналию субмеридионального простираения. Падение пород западное под углом 55-85°. Поперечными разрывными нарушениями месторождение дислоцировано на тектонические блоки. По геологическим условиям на месторождении выделяют южную (разведочные профили 1-32) и северную (разведочные профили 32-40) части. При проектировании и планировании горных работ деление карьерного поля на южную и северную части отличается от деления, принятого при геологоразведочных работах (рис. 1.7.). К южной отнесена часть карьерного поля к югу от корпуса крупного дробления на разведочном профиле 21, к северной – часть карьерного поля к северу от корпуса крупного дробления до разведочного профиля 40. Глубина подсчета балансовых запасов в южной части 500 м от поверхности, в северной – до 300 м.

Стратиграфически на месторождении представлены низ разреза Саксаганской свиты. Продуктивная рудная пластовая залежь отнесена к первому железистому горизонту. Длина рудной залежи в пределах месторождения до 17 км. Подстилающие и перекрывающие рудную залежь породы представлены кристаллическими сланцами первого и второго сланцевых горизонтов. Кристаллические породы перекрыты маломощным чехлом песчано-глинистых отложений кайнозоя, в настоящее время в значительной степени отработанных. В составе первого железистого горизонта выделяют (снизу вверх): лежащую пачку, сложенную гематит-магнетитовыми кварцитами; висющую пачку, сложенную малорудными магнетито-силикатными кварцитами.

Основные проектные параметры Анновского карьера СевГОКа: горизонтальная мощность рудных залежей – от 60 до 310 м; угол падения залежей – 55-85 град; глубина карьера по проекту: север – 300 м, юг – 500 м; длина карьера в плане по поверхности – 7100 м; ширина карьера в плане по поверхности – от 950 до 1400 м; длина карьера в плане по дну – 4200 м и 1000м(юг); ширина карьера в плане по дну – 30 м и 80 м (юг).



Рис. 1.7. Карьер Анновского месторождения Северного горно-обогатительного комбината

Анализ производственной деятельности железорудных ГОКов Украины показывает, что в целом, уровень их технико-экономических показателей обусловлен в основном условиями залегания рудных залежей, типом карьерного транспорта и видом товарной продукции. Следует отметить, что применяемые в настоящее время технологии и принятый порядок отработки месторождений таковы, что крупные ландшафтные изменения в виде глубоких карьеров, отвалов и хвостохранилищ не восстанавливаются в первоначальном виде, а предусматривается только их поверхностная рекультивация. При этом плодородные качества сельскохозяйственных угодий безвозвратно теряются и не могут компенсироваться другими способами рекультивации. Кроме того, такие техногенные образования надолго остаются источниками пыления, нарушают гидрогеологический режим на прилегающих территориях. Поэтому с целью рационального использования земельных площадей технология

открытых горных работ при эксплуатации крутопадающих месторождений должна быть коренным образом изменена путем резкого снижения землеемкости горно-обогатительного производства за счет управления режимом горных работ с переносом максимальных объемов выемки пород вскрыши на заключительный период отработки, наиболее полной утилизации попутно добываемого минерального сырья и складирования отходов в выработанном пространстве глубоких карьеров. Если при открытой разработке пологих месторождений уже давно созданы и успешно применяются технологии с внутренним отвалообразованием, то применительно к крутопадающим пластам это является серьезной научной проблемой.

Раздел 2. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ И ЭЛЕМЕНТЫ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

2.1. Определение основных параметров глубоких карьеров

Основными параметрами карьера при отработке месторождений полезных ископаемых являются: проектная (граничная) глубина карьера, размеры карьера по простиранию и вкрест простирания на уровне поверхности, площадь карьерного дна при проектной глубине, углы откоса бортов карьера, общий объем горной массы в контурах карьера, запасы полезного ископаемого в пределах карьерного поля, производственная мощность по добыче полезного ископаемого и вскрышных пород, срок эксплуатации карьера.

Проектная глубина карьера определяет объем горных работ, размеры карьера по поверхности, способ и место заложения вскрывающих выработок, элементы системы разработки. Наклонные и крутопадающие залежи могут иметь определенные условия залегания (синклинальное, антиклинальное, разломы, сдвиги и прочее), поэтому предельная глубина их разработки устанавливается в результате технико-экономического обоснования. Современные карьеры, обрабатывающие крутопадающие месторождения, имеют предельную глубину до 600-900 м. Их конечные границы устанавливаются в соответствии с граничным коэффициентом вскрыши K_2 , $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Способ установления границ карьера на конец отработки, определение производительности по руде и величины граничного коэффициента вскрыши, построение границ производится в соответствии с методическими указаниями [42]. При этом под контурным коэффициентом вскрыши понимается отношение объема вскрышных пород ΔV_B , прирезаемых к карьере при увеличении его глубины в процессе проектирования на один слой (уступ), к объему полезного ископаемого ΔV_H в этом же слое (уступе).

Значение граничного коэффициента вскрыши определяется по допустимой себестоимости добычи, которая рассчитывается исходя из замыкающих затрат (при их отсутствии - оптовых цен) на единицу товарной продукции, выхода ее из сырой руды и затрат на обогащение единицы сырой руды. При этом для случая, когда на месторождении имеется один вид полезного ископаемого, при переработке которого получается один вид товарной продукции, граничный коэффициент вскрыши K_2 ($\text{м}^3/\text{м}^3$) определяется по формуле

$$K_2 = \frac{C_d - b}{c}, \quad (2.1)$$

где C_d – допустимая себестоимость сырой руды, обеспечивающая ее безубыточную добычу и переработку, грн./м^3 ; b – себестоимость добычных работ в карьере, грн./м^3 ; c – себестоимость вскрышных работ, грн./м^3 .

$$C_d = C \times \rho \times \gamma - C_{об} \times \rho, \quad (2.2)$$

где C – замыкающие затраты на единицу товарной руды, например, концентрата (при их отсутствии - оптовая цена), грн./т ; ρ – плотность сырой руды, т/м^3 ; γ – выход товарной руды при переработке из сырой, в долях единицы; $C_{об}$ – себестоимость переработки (обогащения) сырой руды, грн./т .

С учетом выражений (2.1) и (2.2) получим

$$K_2 = \frac{\rho(C\gamma - C_{об}) - b}{c} \quad (2.3)$$

При наличии на месторождении одного вида полезного ископаемого, из которого при переработке получается m видов товарной продукции (например, концентратов), граничный коэффициент вскрыши рассчитывается по выражению

$$K_2 = \frac{\rho(\sum_{j=1}^m C_j \gamma_j - C_{об}) - b}{c}, \quad (2.4)$$

где C_j – замыкающие затраты (при их отсутствии – оптовые цены на единицу j -ой товарной продукции), грн/т; γ_j – выход j -ой товарной продукции (концентрата), в долях единицы.

В случае, когда месторождение представлено n полезными ископаемыми (в том числе и нерудными), селективно добываемыми, при обогащении которых получается m видов товарной продукции, граничный коэффициент вскрыши составляет

$$K_2 = \sum_{i=1}^n a_i n_{\Gamma} = \frac{\sum_{i=1}^n a_i \left[\rho_i (\sum_{j=1}^m C_{ij} \times \gamma_{ij} - C_{об_i}) - b_i \right]}{c}, \quad (2.5)$$

где $C_{об_i}$ – себестоимость обогащения i -го полезного ископаемого, грн/т.

Предельная экономически выгодная глубина H_K (м) определяется по формуле

$$H_K = \frac{K_2 \cdot \lambda \cdot m_2}{ctg\beta_{нв} + ctg\beta_{нл}} \quad (2.6)$$

где K_2 – граничный коэффициент вскрыши, м³/м³; λ – коэффициент неравномерности извлечения полезного ископаемого, 0,85-0,9; m_2 – горизонтальная мощность рудного тела, м; $\beta_{нв}, \beta_{нл}$ – соответственно углы откоса нерабочих бортов карьера по висячему и лежащему бокам, град

Размеры карьера по поверхности (по простиранию и вкрест простирания) месторождения определяются исходя из размеров и геологического строения залежи, углов откосов бортов карьера, его глубины. На размеры карьера оказывают большое влияние также и рельеф местности. Например, если рельеф равнинный, то размеры карьера можно определить аналитическим методом, а при наличии наклонной поверхности – параметры по поверхности определяются путем графических построений. В зависимости от глубины карьера на размеры карьера могут влиять также и поверхностные объекты: природные и созданные человеком (река, дороги, населенные пункты и др.). Размеры карьера могут быть ограничены законодательными актами государства (санитаро-защитная зона, заповедники, лесные угодья).

Длина карьера L_K (м) по поверхности составляет

$$L_K = l_0 + 2 \cdot H_K \cdot ctg\beta_{cp} \quad (2.7)$$

где β_{cp} – усредненный угол откоса бортов карьера, град; l_0 – длина по подошве (дну) карьера, м.

Ширина карьера B_K (м) по поверхности равна

$$B_K = m_2 + 2 \cdot H_K \cdot \operatorname{ctg} \beta_{cp} \quad (2.8)$$

Размеры карьера по подошве устанавливаются в результате геологических исследований с учетом предельной проектной глубины разработки (или отдельных глубин по простиранию), которые могут быть пересмотрены в процессе эксплуатации. Минимальные размеры по подошве учитывают также условия производства выемочно-погрузочных работ и маневрирования транспорта на дне карьера.

Минимальную ширину разрезных и въездных траншей, а также минимальную ширину дна карьера определяют в зависимости от размещения в них транспортных коммуникаций, параметров применяемого на проходке горнотранспортного оборудования с учетом требований правил безопасности. Минимальную длину дна карьера определяют из условия обеспечения заезда горного и транспортного оборудования в забой нижнего рабочего горизонта. Подошве карьера придается, по возможности, округленная форма в плане с целью увеличения устойчивости бортов и уменьшения объема карьера по вскрыше.

Углы откоса бортов карьера на разных участках могут быть разными. Их величины устанавливаются на основании анализа геологических, гидрогеологических, инженерно-геологических, горнотехнических и реологических условий месторождения, которые влияют на устойчивость пород в откосах. Углы откоса бортов карьера зависят от физико-механических свойств горных пород, наличия нарушений массива и условий вскрытия месторождения. Углам откосов бортов карьера стараются придать более крутое проектное положение. Это позволяет уменьшить объем выемки вскрышных пород в пределах карьерного поля.

Различают **рабочие и нерабочие борта** карьера, а также борта карьера в предельном проектном положении. На рабочих бортах ведутся горные работы, перемещают породы, устраиваются бермы безопасности, а на нерабочих горные работы не ведут, но по ним могут перемещать горную массу и они состоят из транспортных площадок, соединительных берм и берм безопасности. Борта карьера относительно положения пластов крутопадающего месторождения могут быть висячие и лежачие. Борт, к которому ближе расположен пласт называется лежачим, соответственно противоположный – висячим. Борта карьера в предельном проектном положении могут быть **внутреннего и внешнего** заложения (фиксацией) (рис. 2.1). При внутренней фиксации борта карьера границы карьерного поля принимаются с учетом контура подсчета запасов (с ним совпадает верхняя бровка добычного уступа). При внешней фиксации борта границы карьерного поля принимаются от границы нижней бровки дна карьера до выхода на поверхность.

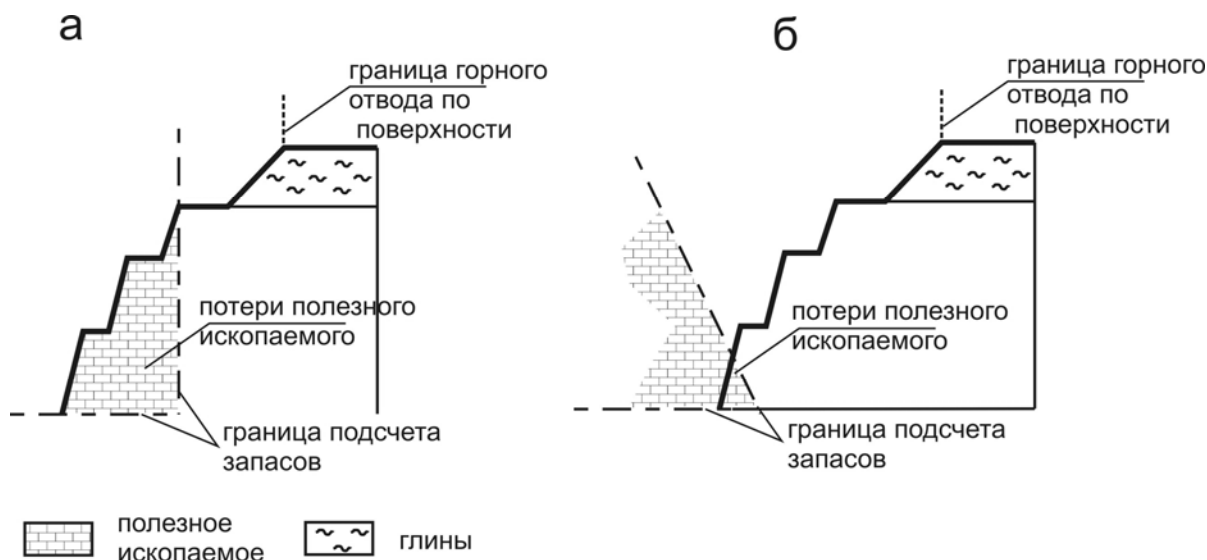


Рис. 2.1 Положение бортов при внутренней фиксации (а) по верхней бровке уступа полезного ископаемого и внешней фиксации (б) с учетом положения дна карьера

Угол откоса нерабочего борта α_{δ} (град) с учетом размещения всех площадок и углов откосов уступов определяется по формуле

$$\alpha_{\delta} = \arctg \frac{H_{\kappa}}{\sum_{z=1}^{n_n} \text{Ш}_{nz} + \sum_{j=1}^{n_{\delta}} b_{\delta j} + \sum_{k=1}^{n_m} T_k + \sum_{i=1}^{n_y} h_{yi} \cdot \text{ctg} \alpha_{yi}}, \quad (2.9)$$

где $\sum_{z=1}^{n_n} \text{Ш}_{nz}$ – суммарная ширина всех нерабочих площадок n_n , м; $\sum_{j=1}^{n_{\delta}} b_{\delta j}$ –

суммарная ширина всех берм безопасности n_{δ} , м; $\sum_{k=1}^{n_m} T_k$ – суммарная ширина

всех транспортных площадок n_m , м; $\sum_{i=1}^{n_y} h_{yi} \cdot \text{ctg} \alpha_{yi}$ суммарная ширина проекции угла откоса α_{yi} уступа на i -м горизонте на горизонтальную поверхность при высоте отдельного уступа h_{yi} , м.

Угол откоса рабочего борта α_p (град) с учетом размещения рабочих площадок, формируемых углов откосов уступов и их высоты (при одинаковых значениях последних) определяется по формуле:

$$\alpha_p = \arctg \frac{h_y}{\text{Ш}_{p\Pi} + h_y \cdot \text{ctg} \alpha_y}, \quad (2.10)$$

где α_y – угол откоса уступа, град.; h_y – высота уступа, м; $\text{Ш}_{p\Pi}$ – ширина рабочей площадки, м.

На угол откоса борта карьера влияют два фактора: инженерно-геологический и технологический. Инженерно-геологический фактор влияет на безопасность ведения работ и устойчивость борта карьера. Технологический фактор определяет наличие транспортных площадок, берм безопасности, соединительных берм, нерабочих площадок, углов откосов и высоты уступов в

соответствии с принятой технологией и схемами развития горных работ в карьере.

Углы наклона бортов карьера определяют при выполнении технико-экономического обоснования на основе горно-геологического аналога данного месторождения, а в случае, когда такого аналога нет, то в соответствии с данными табл. 2.1 и табл. 2.2 соответственно [42].

При разработке рабочего проекта карьера углы откосов уступов и бортов устанавливаются путем расчетов, которые выполняются специализированными организациями по материалам геологоразведочного отчета. На основе дополнительных исследований на первоочередном участке разработки, после вскрытия месторождения и детального изучения тектоники, трещиноватости и сопротивления пород на сдвиг в массиве, уточняют и определяют угол откоса борта. При подходе к предельному контуру карьера следует применять специальную технологию ведения буровзрывных работ, обеспечивающую сохранение берм безопасности и форму уступов. Заоткоску уступов на предельном контуре следует выполнять по специальной технологии.

Таблица 2.1

| Группа пород | Характеристика пород, которые составляют борт карьера | Геологические условия | Ориентировочное значение угла наклона бортов карьера, град |
|--------------|---|--|--|
| 1 | 2 | 3 | 4 |
| I | Борта, сложенные крепкими породами. Прочность пород на сжатие в образце $\delta_{сж} > 800 \text{ кг/см}^2$ | <p>Крепкие, слабо трещиноватые породы при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления.</p> <p>Крепкие, слабо трещиноватые породы при наличии крутопадающих ($>60^\circ$) или пологопадающих ($<15^\circ$) поверхностей ослабления.</p> <p>Крепкие, слабо трещиноватые и трещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углом $35-55^\circ$.</p> <p>Крепкие, слабо трещиноватые и трещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углом $20-30^\circ$.</p> | <p>55</p> <p>40-45</p> <p>30-45*¹⁾</p> <p>20-30*¹⁾</p> |

Продолжение таблицы 2.1

| | | | |
|---|--|--|--------------------------------------|
| II | Борта, сложенные породами средней прочности. Прочность пород на сжатие в образце $\delta_{сж} = 80-800 \text{ кг/см}^2$ | Породы относительно стойкие в откосах при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления. Породы относительно стойкие в откосах при наличии поверхностей ослабления с падением в сторону карьера под углом 35-55°. Породы интенсивно выветривающиеся в откосах. Все породы группы при наличии поверхностей ослабления в сторону карьера под углами 20-30°. | 40-45 30-40*) 30-35 20-30*) |
| III | Борта или их части, сложенные слабыми или несвязанными породами. Прочность пород на сжатие в образце $\delta_{сж} < 80 \text{ кг/см}^2$ | *) Поверхности скольжения, отсутствуют или слабые контакты между пластами и другими поверхностными ослабления. Поверхности ослабления имеют место в средней или нижней частях борта. *) Сильно выветрелые или полностью дезинтегрированные породы, глинистые породы, пески, галечники. | 20-30 15-25 |
| *) Большему значению угла наклона борта соответствует большее значение угла падения поверхности ослабления. | | | |

Общий объем горной массы в пределах карьера – основной показатель объема горных работ при разработке месторождения, который влияет на производительность (мощность) горного предприятия, срок его существования, требуемые отчуждения земельных ресурсов (под карьер, отвалы, производственные и вспомогательные здания, шламохранилища), необходимые людские ресурсы и соответственно инфраструктуру, а также другие показатели. В общем случае общий объем горной массы в пределах карьера устанавливается графоаналитическим способом. Современные горно-геологические программные продукты позволяют вычислять объемы горной массы в пределах карьера даже по различным геологическим породам, при наличии горно-геологической модели месторождения.

Для карьера в условиях равнинной поверхности академиком Ржевским В.В. [4] предложено рассматривать карьер как призматоед с большим числом боковых граней и определять его объем горной массы V (м^3) по выражению

$$V = S_{\partial} \cdot H_{\kappa} + \frac{1}{2} P \cdot H_{\kappa}^2 \text{ctg} \beta_{cp} + \frac{\pi}{3} H_{\kappa}^3 \text{ctg}^2 \beta_{cp} \quad (2.11)$$

где H_k – глубина карьера, м; P – периметр дна карьера по площади S_∂ , м;
 β_{cp} – усредненный угол откоса бортов карьера, град.

Таблица 2.2

| Общая характеристика бортов карьера | Коэффициент запаса устойчивости K_3 в зависимости от срока службы бортов и уступов | | |
|--|--|----------------|---------------|
| | до 3 лет | от 3 до 10 лет | больше 10 лет |
| Нерабочий борт, сложенный крепкими однородными породами | 1,15 | 1,2 | 1,25 |
| Нерабочий борт, сложенный глинистыми или трещиноватыми породами | 1,2 | 1,25 | 1,3 |
| Нерабочий борт, сложенный песчано-глинистыми породами | 1,2 | 1,3 | 1,4 |
| Рабочий борт карьера | 1,2 | 1,25 | - |
| Нерабочий борт отвала | 1,15 | 1,2 | 1,3 |
| Рабочий борт отвала | 1,15 | 1,2 | - |
| Откосы рабочих уступов и отвалов | 1,1 | 1,15 | - |
| Откосы уступов нерабочего борта, сложенных глинистыми и трещиноватыми породами | 1,2 | 1,3 | 2 |
| Откосы уступов нерабочего борта, сложенных песчано-глинистыми породами | 1,2 | 1,3 | 2 |

При условии, что глубина карьера на всем протяжении одинакова, а углы откосов бортов различны, Ржевский В.В. предложил для расчета объема горной массы использовать формулу

$$V = S_\partial \cdot H_k + \frac{1}{2} \cdot H_k^2 \sum_1^n l_x \operatorname{ctg} \beta_x + \frac{\pi}{3} H_k^3 \operatorname{ctg}^2 \beta_{cp} \quad (2.12)$$

где n – число бортов карьера или их участков, имеющих различные углы откосов; l_x – длина (по подошве) бортов карьера или их частей, имеющих одинаковые углы откоса бортов, м.

Объем горной массы, заключенный в торцевом борту карьера, может быть определен по формуле

$$V = \frac{1}{2} D \cdot H_{cp}^2 \operatorname{ctg} \gamma_m + \frac{\pi}{12} H_{cp}^3 (\operatorname{ctg}^2 \gamma_\varepsilon + \operatorname{ctg}^2 \gamma_\lambda) \quad (2.13)$$

где D – ширина дна карьера, м; H_{cp} – средняя высота торцевого борта, м;
 $\gamma_m, \gamma_\varepsilon, \gamma_\lambda$ – углы откосов в середине дна торцевого борта, по висячему и лежащему бокам соответственно, град.

Запасы полезного ископаемого в карьерном поле является одним из показателей, определяющих сроки существования карьера, его экономические показатели, масштабы работ и др. Запасы полезных ископаемых делятся на геологические, балансовые, забалансовые, промышленные, эксплуатационные, вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

В проектных материалах должны приводиться значения запасов полезных ископаемых (основных и попутных), содержание основных и попутных полезных компонентов в границах разработки и оставшихся за ее проектируемыми границами (за контуром карьера – в бортах, ниже дна карьера и в охранных целиках) с разделением на балансовые, забалансовые по категориям $A+B+C_1$ и C_2 .

К категории A относят запасы, по которым полностью закончены геологоразведочные работы на рассматриваемой территории, полностью выявлены условия залегания полезного ископаемого, его природные типы и сорта, их соотношения и пространственное положение, технологические свойства. К категории B относят запасы с выявленными основными особенностями условий залегания, природными типами и промышленными сортами полезного ископаемого без точного установления пространственного положения каждого типа, с выясненными основными технологическими свойствами полезного ископаемого и главными природными факторами, определяющими условия ведения горно-эксплуатационных работ. К категории C_1 относят запасы, примыкающие к контурам запасов категорий A и B , Для них изучены в общих чертах условия залегания, природные типы, качество, технологические свойства и другие факторы, определяющие постановку детальных разведочных и исследовательских работ. К категории C_2 относят запасы с условиями залегания и распространения полезного ископаемого, определенными по геологическим и геофизическим данным и подтвержденными посредством вскрытия месторождения полезного ископаемого в отдельных его точках или по аналогии с изученными участками месторождения.

Существуют также другие определения запасов. **Активные запасы** – готовые к выемке и подготовленные к зачистке. **Неактивные запасы** – запасы вскрытые, но временно заваленные вскрышными породами или затопленные. **Погашенные балансовые запасы** – балансовые запасы полезных ископаемых, которые сняты с учета на горнодобывающем предприятии вследствие их отработки или потерь при добыче. **Непогашенные балансовые запасы** – часть не добытых балансовых запасов в недрах или запасы, добытые и заскладированные в специальные отвалы, которые находятся на балансе горнодобывающего предприятия. **Консервируемые запасы** возникают при прекращении разработки запасов полезных ископаемых на определенный проект срок с возможностью возобновления их разработки после срока консервации.

В процессе развития горных работ в карьере осуществляется доступ к запасам полезного ископаемого с дневной поверхности. По степени доступности к ним выделяют несколько категорий запасов.

Вскрытыми запасами называются балансовые запасы полезных ископаемых месторождения или его части, освобожденные от пустых пород, или оголенные вследствие природных условий залегания, для разработки которых пройдена выездная траншея и выполнены горно-капитальные работы (капитальная и разрезная траншеи). Вскрытые запасы подсчитываются в пределах контура ограниченного (рис. 2.2):

- сверху - кровлей залежи полезного ископаемого или уступа, обнаженной вскрышными работами от покрывающих пород с допуском незначительного их количества, зачистка которых не будет сдерживать добычи;
- с боков - плоскости уступов, построенных от границ обнаженной поверхности с углами откосов и бермами, принятыми проектом разработки;
- снизу - проектной глубиной разработки: для горизонтально залегающих месторождений - почвой пласта, для наклонных и крутопадающих месторождений - глубиной, при которой сходящиеся боковые плоскости уступов образуют ширину дна траншеи, достаточную для данного способа ведения работ.

Из общего объема вскрытых запасов по степени их готовности к добыче выделяют активные и неактивные. В активные включают подготовленные к очистке и готовые к выемке запасы. В неактивные включают запасы, которые оказываются во временных целиках.

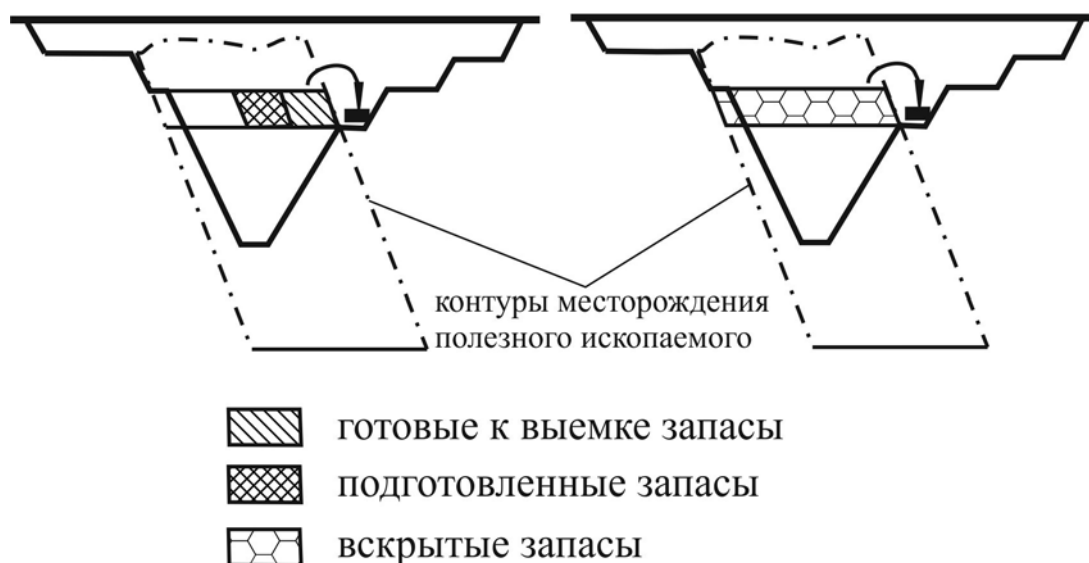


Рис. 2.2. Схема классификации запасов по степени подготовленности при разработке крутопадающего месторождения

К **подготовленным** относят запасы уступов (в том числе вскрытых) с оголенной верхней и боковой поверхностями, для разработки которых выполнены горно-подготовительные работы.

К **готовым** относятся запасы (из числа вскрытых), полностью зачищенные, которые могут быть отработаны без нарушения правил безопасности и технической эксплуатации с соблюдением установленных размеров предохранительных берм и полной выемки по высоте и ширине каждого уступа. Отработка готовых запасов производится независимо от

продвижения смежного верхнего уступа с оставлением необходимой ширины рабочей площадки на верхнем горизонте.

В процессе развития горных работ в карьере происходит постоянное перемещение категорий запасов. Запасы на нижележащих уступах, относящиеся к неактивным (во временных целиках) переходят в готовые к выемке по мере подвигания фронта работ вышележащих уступов, а на верхних уступах – по мере подвигания фронта вскрышных работ и зачистки породы после основной вскрыши.

Для обеспечения нормальной работы в течение определенного времени каждый карьер должен иметь нормативно установленное количество вскрытых, подготовленных к зачистке и готовых к выемке запасов полезного ископаемого в соответствии с намечаемыми объемами добычи. В угольной промышленности эти запасы устанавливаются обычно на 1 апреля и 1 октября каждого года. В общем, для сплошных систем разработки с перевалкой пород вскрыши (с экскаваторно-отвальными комплексами) рекомендуются устанавливать объемы, обеспечивающие работу карьера на следующее количество месяцев (табл. 2.3).

Таблица 2.3

Нормативы для определения объемов запасов полезного ископаемого

| Запасы | Обеспечение работы карьера, мес. | |
|------------------|----------------------------------|--------------|
| | на 1 апреля | на 1 октября |
| Вскрытые | 6 | 12 |
| Подготовленные | 3 | 6 |
| Готовые к выемке | 2 | 3 |

В рудной промышленности нормативы вскрытых и готовых к выемке запасов полезного ископаемого рекомендуется устанавливать каждому карьере отдельно, в зависимости от конкретных горно-геологических условий разрабатываемого месторождения [10].

В принципе при сплошных системах разработки с любой структурой комплексной механизации (с перевалкой, перевозкой в отвалы или комбинацией их) готовые к выемке запасы устанавливаются в зависимости от размеров принятого оборудования, производительности карьера и организации работ в соответствии с горнотехническими условиями месторождения. К моменту сдачи нового карьера в эксплуатацию, запасы полезного ископаемого готовые к выемке рекомендуются принимать в объеме не менее трехмесячного плана добычи, намеченного на первый год эксплуатации при круглосуточной работе и семимесячного – при сезонной работе.

2.2. Систематизация глубоких карьеров

Системы разработки – совокупность подготовительных, нарезных и очистных работ, проводимых в определенном порядке во времени и

пространстве, обеспечивающая экономическую и безопасную эксплуатацию месторождения.

Учения о системе разработки и систематизации являются одними из основных разделов теории горных работ. Большой вклад в создание и развитие теории открытых разработок, в том числе и их систем, внесли ученые Е.Ф. Шешко, В.В. Ржевский, Н.В. Мельников, М.Г. Новожилов, А.Ю. Дриженко и др. Систематизация (от греч. *syst:ema* - целое, состоящее из частей) – процедура объединения, сведения групп однородных по некоторым признакам единиц (параметрам, критериям) к определенному иерархизированному единству в функциональных целях на основе существующих между ними связей и/или взаимодополняющих связей с внешним миром.

Так, профессор Шешко Е. Ф. понимает под системой разработки «способ осуществления определенного комплекса вскрышных, добычных и других горных работ». В основу его классификации положен способ перемещения пустых пород как основного процесса вскрышных работ. Но, и это очень важно, в качестве основного классификационного признака разделения систем разработки на группы Шешко Е. Ф. рассматривает направление перемещения породы относительно фронта горных работ, а уже вторым признаком полагает способ механизации перемещения вскрышной породы – экскаваторами, специальными отвалообразователями или транспортными средствами. Академик Ржевский В. В. предложил использовать для определения системы открытой разработки месторождения понятие «порядок и последовательность выполнения открытых горных работ в пределах карьерного поля или его участка», а в качестве основных классификационных признаков рассматривать направления подвигания фронта горных работ в профиле и плане. Ранее академик Мельников Н. В. дал иную трактовку термина «система разработки» как способа перемещения пустых пород в отвалы и типа применяемого горнотранспортного оборудования, на основании чего разработал известную классификацию систем. Таким образом, в основу классификаций систем открытой разработки Шешко Е. Ф., Мельникова Н. В. и Ржевского В. В. положены соответственно направление перемещения вскрышных пород, способ механизации вскрышных работ и порядок ведения горных работ.

Признанным фактом лимитирования темпа углубления горных работ при разработке крутых и наклонных залежей в настоящее время считается скорость подвигания фронта многоуступной рабочей зоны. Актуальной проблемой, непосредственно относящейся к системам разработки, является обоснование рациональных размеров рабочей зоны карьера, в первую очередь числа рабочих уступов, объемов готовых к выемке запасов горной массы.

При этом важную теоретическую и практическую роль играет моделирование систем разработки.

Систематизация карьеров (месторождений) позволяет по определенным признакам группировать их с учетом параметров месторождения, обосновать технико-экономические показатели работы горного

предприятия, последовательность разработки и осуществлять прогноз дальнейшего развития горных работ на подобных месторождениях.

В работах [26, 39] проф. Дриженко А.Ю. проведена систематизация карьерных полей крутого падения, что позволило выделить типы карьеров, которые формируются в плане и по глубине с учетом формы месторождения. Позже систематизация железорудных месторождений проведена Слободянюком В.К. где выделены типы и параметры структурных типов для повышения эффективности оценочных и предпроектных работ по освоению месторождений.

Известно, что производительность горного предприятия по добыче полезного ископаемого зависит от различных факторов. Основными из них являются горно-геологические возможности развития горных работ и экономические показатели производства. На стадии проектной оценки производственной мощности карьера эти факторы широко применяются. При этом на основании исходных данных (геологических, экономических, технологических и т.д.) проектной организацией обосновывается производительность карьера по добыче полезного ископаемого, выемке вскрышных пород и попутных ископаемых, а также другие показатели. Процесс обоснования всех параметров довольно трудоемок и длителен. Для определения производственной мощности горного предприятия с достаточной долей точности применяют метод аналогии с известными техническими решениями, в зависимости от установленных границ карьерного поля: длины и ширины по поверхности и дну, а также с учетом предельной глубины отработки.

Анализ проектных показателей и опыт эксплуатации отечественных и зарубежных карьеров, выполненный проф. Дриженко А.Ю. показал, что их производительность по горной массе находится в тесной корреляционной взаимосвязи с предельными контурами карьерного поля [39]. В зависимости от формы, рассмотренные им карьеры объединены в группы: малой, средней и большой протяженности, а также узкие и округлые. Узкими карьерами разрабатываются крутопадающие месторождения небольшой мощности, округлыми – мульдообразные или крутопадающие мощные рудные залежи. Из числа обследованных карьеры малой протяженности составляют 48%, средней – 38% и большой – 14%. При этом узких карьеров – 42,5% и округлых – 57,5 %. Поскольку горнотехнические условия разработки карьерных полей довольно разнообразны, а их размеры оказывают существенное влияние на обоснование последовательности ведения горных работ, целесообразность применения того или иного вида транспорта, рекомендуется устанавливать на примере типовых глубоких карьеров [26].

При всех достоинствах приведенной системы и типизации глубоких карьеров она имеет ряд недостатков: не учитывает углы откосов бортов карьеров, выемку попутных полезных ископаемых, изменения глубины карьера в процессе эксплуатации. При этом максимальная глубина карьеров принята 800 м. Если рассматривать мировой опыт разработки карьеров, то некоторые из них имеют глубину, превышающую 800 м. Например, карьер Big Hole (ЮАР)

имеет глубину 1097 м (отработан в 1914 г.), карьер Chukuisamata (Чили) – 850 м, Bingham Canyon Mine (США) – 1200 м. В Украине разрабатываются месторождения, имеющие глубокое залегание. В 80-х годах прошлого века в Кривбассе планировалось объединить ряд железорудных карьеров ЮГОКа и НКГОКа и сформировать на их базе предприятие СуперГОК. При этом предусматривалось создание Объединенного карьера, глубина которого согласно предпроектным проработкам превышает 1000 м. В этой связи с целью более качественной систематизации глубоких карьеров предлагается изменить ее по отдельным показателям и дополнить некоторыми данными.

Для классификации и типизации карьеров производится анализ имеющихся данных и строятся кривые изменения параметров в зависимости от глубины карьера. Для получения параметров карьеров, которые отсутствуют на данный момент, например, глубокие карьеры имеющие глубину 1000 и более метров, применяется метод наименьших квадратов. Этот метод позволяет выполнить прогноз показателей с учетом имеющихся данных. Таким образом, для таких показателей, как мощность пласта, длина дна карьера, ширина и длина карьера по поверхности были получены корреляционные зависимости указанных показателей (рис. 2.3, 2.4, 2.5), позволяющие скорректировать приведенную ранее их систематизацию.

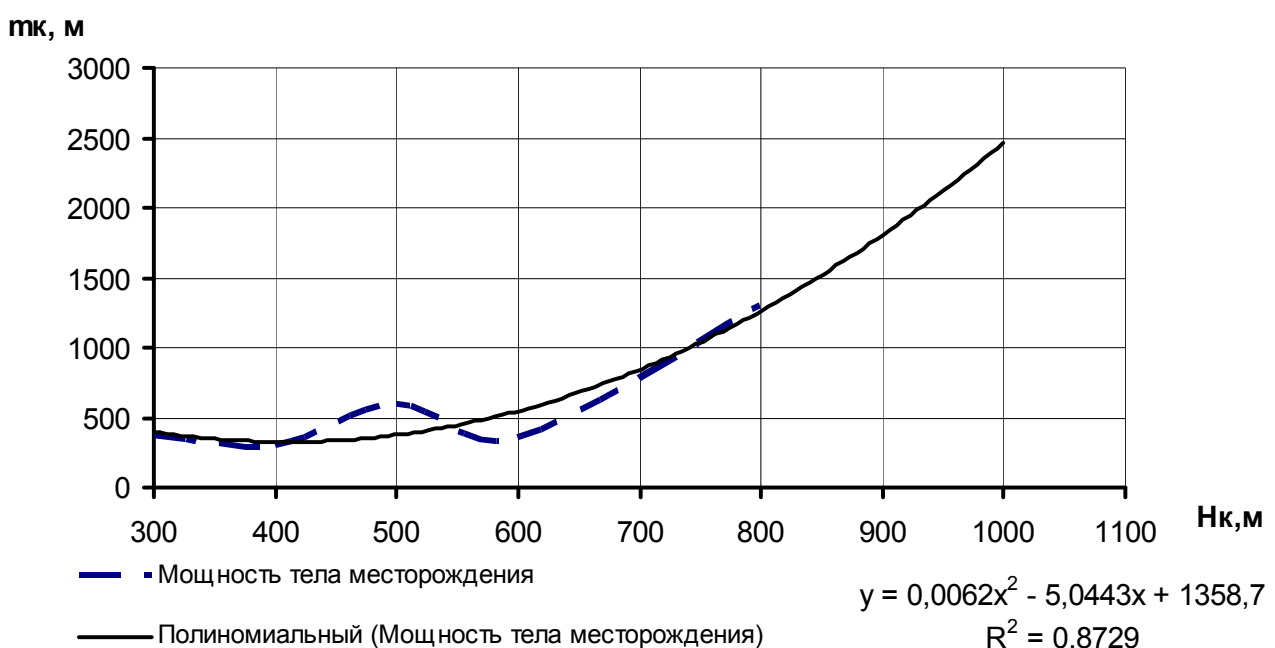


Рис. 2.3 Графические показатели аппроксимации и прогноза данных по мощности залежей (тк) для различных типов карьеров в зависимости от проектной глубины карьера (Нк)

Полученные уравнения линии тренда и высокие показатели достоверности аппроксимации (R^2) позволяют с большой уверенностью утверждать, что рассмотренные показатели будут соответствовать разрабатываемым месторождениям. Для выполнения такой работы были получены прогнозные линии тренда. При их анализе по типу, а именно из линейной, логарифмической, полиномиальной, степенной и экспоненциальной

зависимостей, наиболее достоверными являются полиномиальные линии с наибольшими показателями достоверности аппроксимации.

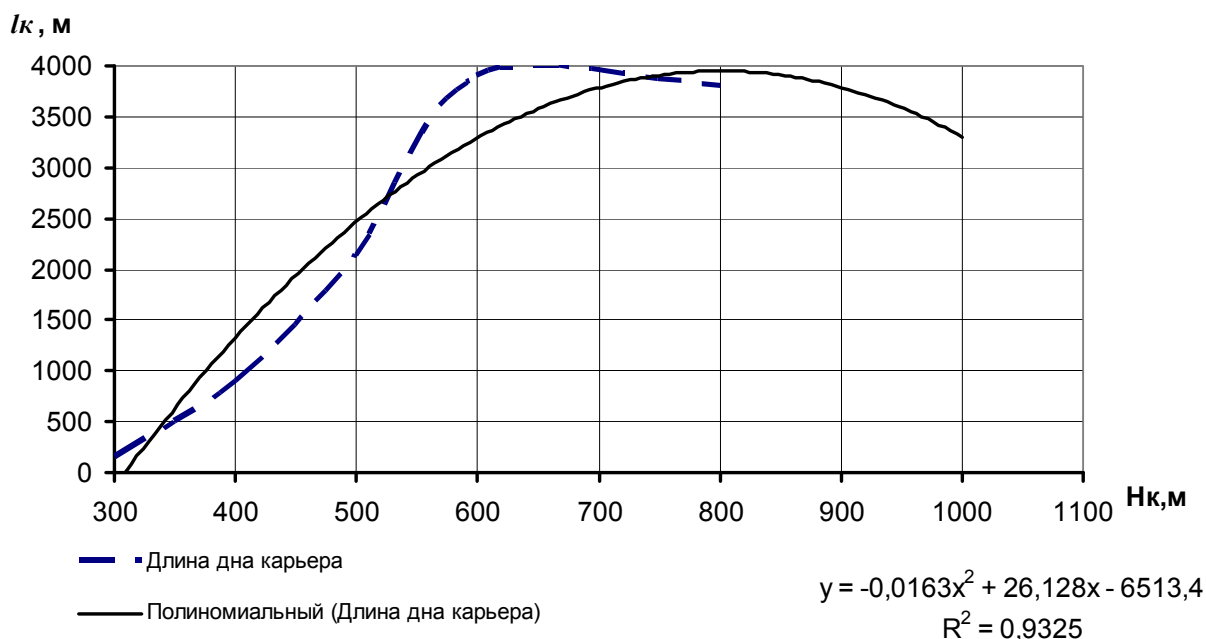


Рис. 2.4 Графические показатели аппроксимации и прогноза данных по длине дна карьеров (l_k) для различных типов в зависимости от проектной глубины разработки (H_k)

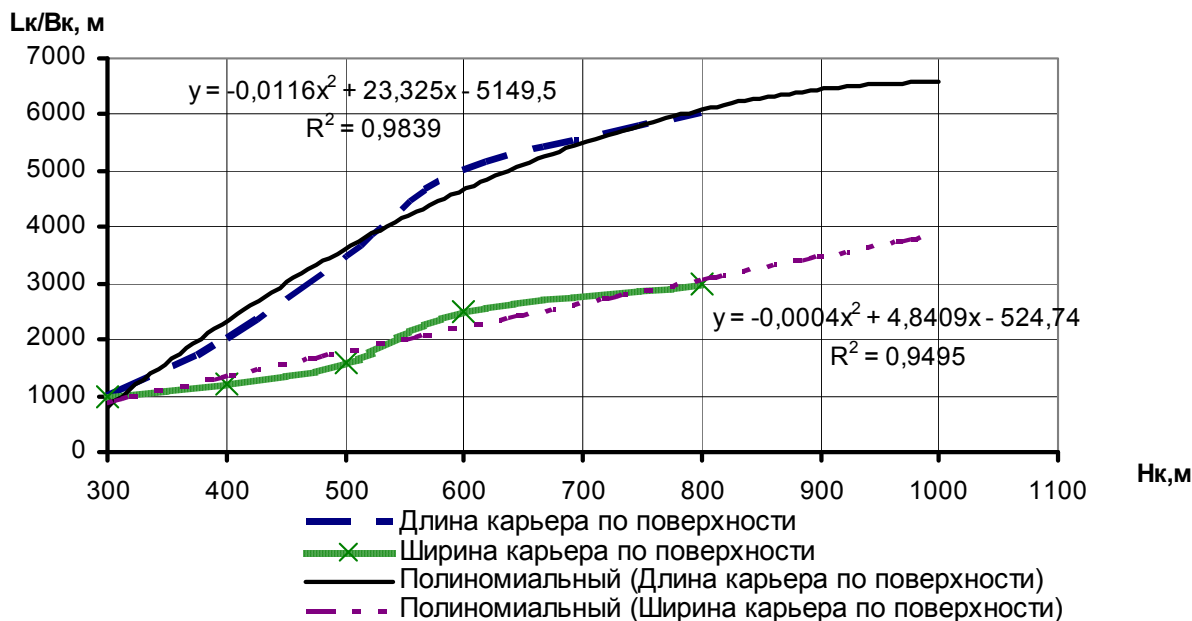


Рис. 2.5 Графические показатели аппроксимации и прогноза данных по длине (L_k) и ширине (B_k) карьеров по поверхности в зависимости от проектной (предельной) глубины разработки карьера (H_k)

Полученные данные используются для определения углов откосов бортов карьера с торцевых сторон, по висячему и лежащему бокам, а также объема горной массы в пределах типовых карьеров.

На определенном этапе развития открытых горных работ происходил прогресс, изменялись условия добычи полезного ископаемого,

совершенствовались техника и технология производства добычных работ, а соответственно глубина карьеров постепенно увеличивалась. Поэтому, используя проектные параметры обрабатываемых карьеров, можно их классифицировать. Предлагается на данном этапе осуществить деление карьеров по типу от 1 до 7 в зависимости от глубины. При этом к первому типу отнести карьеры глубиной до 300 м и определить их как относительно глубокие. Второй тип карьеров отнести к умеренно глубоким с глубиной – 400 м. Третий и четвертый тип обозначить как глубокие, соответственно с глубиной 500 и 600 м. Пятый тип и шестой типы рассматривать как весьма глубокие. Предельная глубина этих карьеров соответственно равна 700 и 800-900 м. И наконец, седьмой тип – сверхглубокие карьеры, глубина которых составляет 1000 м и более. Параметры всех типов и их обозначение приведены в табл. 2.4. По мере отработки глубоких карьеров, их доразведки и планирования работ на больших глубинах они могут переходить от одного типа к другому по возрастанию.

Таблица 2.4

| Вид карьера | Тип карьера | | | | | | |
|--|-----------------------|--------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
| | Относительно глубокие | Умеренно глубокие | Средней глубины | Средней глубины | Глубокие | Глубокие | Сверхглубокие |
| Количество обследованных карьеров, ед. | 34 | 31 | 26 | 31 | 15 | 8 | 4 |
| Проектная глубина карьера, м | 300 | 400 | 500 | 600 | 700 | 800-900 | 1000 |
| Длина карьера*, м | $\frac{1000}{150}$ | $\frac{2000}{900}$ | $\frac{3500}{2150}$ | $\frac{5000}{3900}$ | $\frac{5500}{4200}$ | $\frac{6000}{3800}$ | $\frac{6500}{2900}$ |
| Ширина карьера*, м | $\frac{1000}{370}$ | $\frac{1200}{300}$ | $\frac{1600}{590}$ | $\frac{2500}{350}$ | $\frac{2800}{800}$ | $\frac{3000}{1300}$ | $\frac{3900}{2000}$ |
| Мощность залежи (горизонтальная), м | 370 | 300 | 590 | 350 | 800 | 1300 | 2000 |
| Мощность наносов, м | 20 | 30 | 40 | 50 | 50 | 50-60 | 40 |
| Высота проектной рудной залежи, м | 280 | 370 | 460 | 550 | 650 | 740-850 | 960 |
| Средний угол откоса, град: | | | | | | | |
| – фронтальных бортов | 44 | 42 | 45 | 29 | 35 | 43 | 46 |
| – торцевых бортов | 35 | 36 | 37 | 47 | 47 | 36 | 29 |

| | | | | | | | |
|---|-------|-------|--------|--------|--------|--------|---------|
| | | | | | | | |
| | | | | | | | |
| | | | | | | | |
| Объем горной массы, млн.м ³ | 112,6 | 463,4 | 1686,7 | 2693,5 | 5296,2 | 8960,5 | 14664,4 |
| Объем вскрышных пород, млн.м ³ | | | | | | | |
| – мягких | 19,0 | 68,7 | 216,0 | 591,5 | 740,6 | 1046,0 | 996,4 |
| – скальных | 78,1 | 294,8 | 887,2 | 1351,2 | 2371,6 | 4258,9 | 8100,0 |
| – всего | 97,1 | 363,5 | 1103,2 | 1942,7 | 3112,2 | 5304,9 | 9096,4 |
| Объем полезного ископаемого, млн.м ³ | 15,54 | 99,9 | 583,5 | 750,8 | 2184,0 | 3655,6 | 5568,0 |
| Средний коэффициент вскрыши, м ³ /м ³ | 6,2 | 3,6 | 1,9 | 2,6 | 1,4 | 1,5 | 1,6 |

Примечание: * в числителе длина и ширина по поверхности карьера, в знаменателе – по дну карьера.

Изменение глубины карьера в пределах 100 м приводит к необходимости выемки огромных объемов вскрышных пород рис. 2.6, 2.7. Для того, чтобы режим горных работ был удовлетворительным, а график выемки вскрышных пород постепенно нарастающим в данной работе предлагается формировать борта карьера по вскрышным породам крутонаклонными с отработкой почвоуступными слоями.

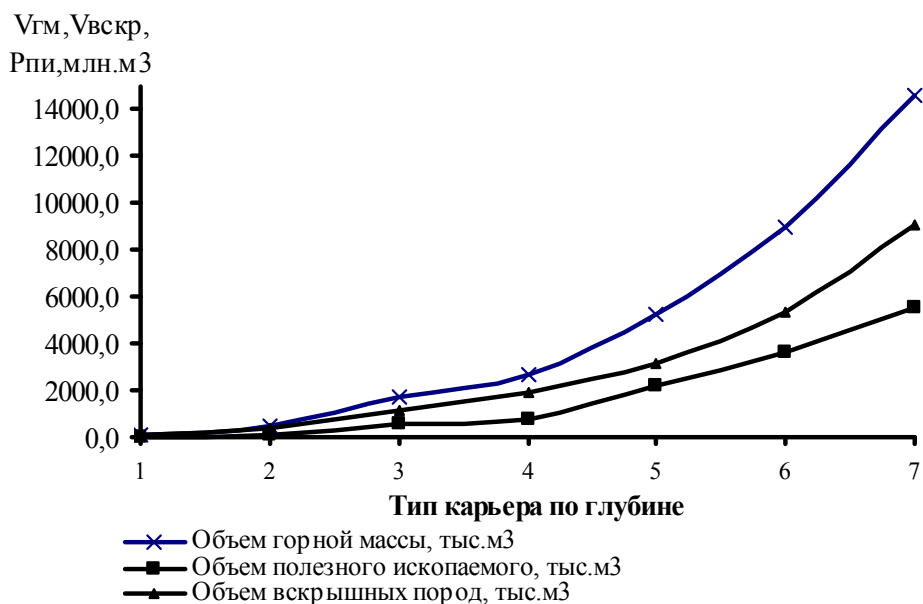


Рис. 2.6. Показатели объемов выемки горной массы, полезного ископаемого и вскрышных пород по типам карьеров 1-7

Такая систематизация карьеров позволит значительно упростить определение показателей отработки глубоких карьеров при формировании выработанного пространства крутонаклонными почвоуступными слоями.

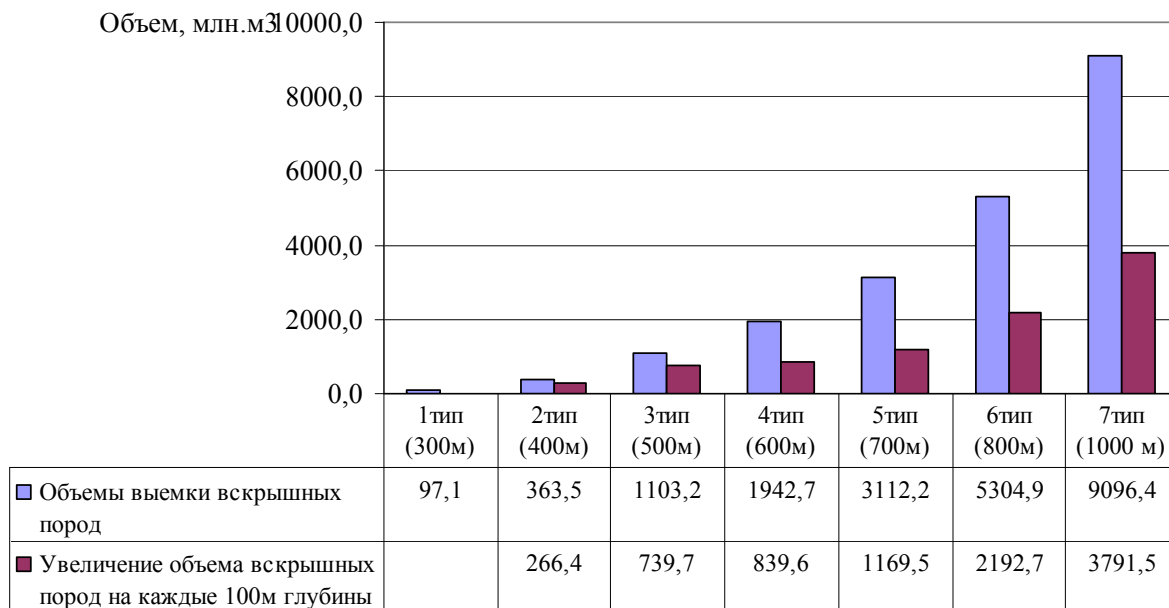


Рис. 2.7 Показатели объемов выемки вскрышных пород по типам карьеров 1-7 при увеличении глубины карьера на 100 м

Используя базовые рудные карьеры как объекты исследований, для них соответственно разрабатываются технологические схемы горных работ, обосновываются эффективные комплексы оборудования и параметры системы разработки. Новые технологические схемы должны обеспечивать показатели добычи рудного сырья и последовательность выемки вскрышных пород на типовых рудных карьерах с высокой экономичностью. Для оценки эффективности следует, используя соответствующие критерии, обосновывать технологии поэтапной разработки рудных месторождений с внутрикарьерным складированием вскрышных пород и отходов производства. Типизация месторождений и карьеров дают возможность спрогнозировать возможные этапы развития карьерного поля, что позволит улучшить технико-экономические показатели работы горного предприятия.

2.3. Определение основных элементов карьера

Рабочая площадка – элемент борта карьера, на которой выполняют основные технологические процессы горного производства. При проектировании карьеров, оперативном планировании и управлении горными работами на действующих карьерах площадки на рабочем борту карьера следует разделять в зависимости от назначения:

– **рабочая площадка** предназначена для размещения оборудования, необходимого для разработки уступа, транспортных коммуникаций, линий электропередач, устройств карьерного осушения и водоотлива;

– **транспортная площадка** (берма) – предназначена для сооружения, укладки транспортных коммуникаций и устройства сопутствующих коммуникаций (ЛЭП, дренажных канав и др.);

– **берма безопасности (предохранительная)** – площадка не используется для размещения горного оборудования и транспортных коммуникаций, а служит для сбора осыпей и предохранения нижерасположенных горных выработок и оборудования от скатывающихся отдельностей горного массива;

– **технологические площадки** – служат для размещения оборудования, временно не участвующего в рабочем процессе, обеспечивают выполнение основных процессов в карьерах, а также перегрузочные пункты (площадки отставивания оборудования, склады в карьере и пр.).

Основными параметрами рабочей площадки являются: ширина забоя, ширина развала горных пород (в скальных породах), ширина транспортных коммуникаций, площадки под вспомогательное оборудование (линии электропередач, водоотливные установки, осветительные приборы и др.) и предохранительный вал (вал безопасности), ширина призмы возможного обрушения, высоты и углы откоса нижележащего и вышележащего уступа.

Ширина забоя зависит от применяемого выемочно-погрузочного оборудования, т.е. зоны воздействия на забой и параметров рабочих органов. Ширина развала горных пород будет зависеть от применяемого горного оборудования, типа взрывчатого вещества, схемы коммутации взрывной сети, физико-механических свойств горных пород, геологических, гидрогеологических и других условий. Ширина транспортной полосы и предохранительный вал зависят от параметров применяемого транспортного оборудования. Ширина призмы возможного обрушения определяется в зависимости от высоты уступа, а также рабочего и природного углов откоса уступа. Углы откосов уступов для периода эксплуатации карьера и на конец его отработки следует принимать по табл. 2.5.

При сложных гидрогеологических условиях, наличии неустойчивых пород и при неблагоприятном залегании поверхности ослабления углы откосов нерабочих уступов необходимо принимать на основе геомеханических расчетов, выполняемых специализированными организациями по имеющимся методикам. Расчетные физико-механические характеристики пород принимаются по материалам геологоразведочного отчета или дополнительных лабораторных исследований и натурных наблюдений. Значительное влияние на устойчивость уступов оказывают трещиноватость пород и направление падения трещин в карьере, геологические нарушения и их положение относительно уступа, предрасположенность пород к выветриванию и другие факторы.

Перегрузочные площадки, как правило, устраиваются на борту карьера. Их ширина зависит от объема склада или бункеров, ширины верхней маневровой площадки для разгрузки горной массы, ширины транспортной полосы на нижней площадке, применяемого оборудования на отгрузке горной массы, и транспортных коммуникаций ведущих к данной площадке. Ширина перегрузочных площадок в последующем может консервировать большие объемы вскрышных пород и полезного ископаемого, расположенного под данной площадкой.

Таблица 2.5

Предварительные показатели высоты и углов откоса уступов для различных типов пород

| Группа пород | Характеристика группы | Наименование | Высота одиночного уступа, м | Угол откоса уступа, град. | | |
|--------------|---|---|----------------------------------|----------------------------------|-------------------------------|-------------------------------|
| | | | | рабочего | одиночного | сдвоенного, либо строенного |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
| I | Крепкие породы $\delta_{\text{сж}} > 800 \text{ кг/см}^2$ | Весьма крепкие осадочные, метаморфические и изверженные породы. Крепкие, слаботрещиноватые, слабовыветрелые осадочные метаморфические и изверженные породы. Крепкие, трещиноватые и слабовыветрелые осадочные метаморфические и изверженные породы | 12-20 12-20 12-20 | до 80 до 80 до 75 | 70-75 60-65 55-60 | 65-70 55-60 50-55 |
| II | Породы средней прочности $\delta_{\text{сж}} = 80-800 \text{ кг/см}^2$ | Осадочные, метаморфические и изверженные породы зоны выветривания, относительно устойчивые в откосах (известняки, песчаники, алевролиты и др. осадочные породы с кремнистым цементом, конгломераты, гнейсы, порфириды, граниты, туфы). Значительно выветрелые осадочные, метаморфические и изверженные породы и все породы, интенсивно выветривающиеся в откосах (аргиллиты, сланцы и др.) | 10-15 10-15 | 70-75 60-70 | 50-55 35-45 | 45-50 35-40 |
| III | Слабые и несвязанные породы $\delta_{\text{сж}} < 80 \text{ кг/см}^2$ | Глинистые породы, полностью дезинтегрированные разности всех пород. Песчано-глинистые породы. Песчано-гравийные породы. Песчаные породы | 10-15 10-15 10-15 10-15 | 45-50 40-45 35-40 30-35 | 35-45 35-45 30-35 30 | 35-40 30-35 25-30 25 |

Примечание. При падении пластов, тектонических трещин и поверхностей ослабления в сторону карьера под углом 30-65° (если трещины заполнены глиной, под углом более 25°) прибавлять к углам откоса уступа угол, который отвечает углу падения этих поверхностей ослабления, но не более приведенных в таблице.

Обоснование рациональной длины экскаваторного блока и их количества при отработке пород вскрыши. Длина экскаваторного блока при отработке фронта вскрышных работ влияет на скорость разработки уступов и, соответственно, на результирующий угол наклона рабочих бортов карьера. Рациональное значение длины экскаваторного блока определяется исходя из требуемой высоты участка борта карьера, применяемого транспорта и схемы отработки уступов. В период активного управления режимом горных работ ее величина изменяется в пределах 300-800 м – при автомобильном транспорте и 600-2000 м – при железнодорожном [26].

При применении железнодорожного транспорта общее число блоков на уступе не должно превышать 3, а при автомобильном оно может достигать 5-6. При конвейерном транспорте число блоков на уступе ограничено, как правило, производительностью одного экскаватора [30]. При разработке вскрышных пород объем взрываемого блока обычно устанавливают не менее двухнедельной (а часто и месячной) производительности экскаватора. Эти требования определяют минимальную длину блока 300-500 м – при разработке пород с применением буровзрывных работ и 200-400 м – при выемке мягких пород. При автомобильном транспорте длину блока по условиям проведения буровзрывных работ и обеспечения безопасности движения принимают в диапазоне 80-150 м.

Для конкретной протяженности фронта уступа с учетом условий и схемы разработки и скорости подвигания работ принимается одна выемочно-погрузочная машина на уступе (определенный тип экскаватора). При значительной протяженности фронта работ более 2-3 км на уступе рационально применять несколько экскаваторов. При значительной интенсивности отработки вскрышных пород, значительной высоте уступа или борта карьера одинарный фронт работ уступа делят на блоки.

Длину блоков устанавливают таким образом, чтобы обеспечить бесперебойность и взаимную независимость работ в забоях смежных блоков [22]. Если горная масса разнородна, выделяются блоки по сортам и видам пород и полезного ископаемого. В таких условиях длина экскаваторного блока может быть различна. При небольшой длине смежных блоков их разрабатывают одним экскаватором последовательно. Подвигание забоев обычно составляет от нескольких метров до нескольких десятков метров в сутки.

Минимальная длина экскаваторного блока устанавливается обычно из условий производства транспортных и буровзрывных работ. Главными факторами, влияющими на длину экскаваторного блока, являются условия размещения экскаваторов при определенном виде транспорта, а также обеспечение их взорванной горной массой на определенный срок для бесперебойной работы. Длина блока при использовании железнодорожного транспорта должна составлять не менее 2,5-3 длин состава с учетом расстояния между смежными блоками. Объем взрываемого блока составляет не менее двухнедельной производительности экскаватора при разработке вскрышных пород.

Технологическая эффективность обработки экскаваторного блока определяется, в первую очередь, следующими факторами: длина блока, ширина заходки, характер развала горной массы, производительность и надежность работы экскаватора, рациональное количество и организация работы транспортных средств.

При этом длина экскаваторного блока может определяться по зависимостям приведенным ниже. Некоторые формулы предусматривают, что при углубке на каждый последующий горизонт на верхних горизонтах, имеющих среднюю активную длину фронта, должны быть удалены определенные объемы вскрышных пород за определенный период.

По условиям обеспечения экскаватора взорванной и готовой к выемке горной массой за регламентированный период (обычно не менее чем в течение месяца), минимальная длина экскаваторного блока $L_{\sigma\min}$ (м) определяется по формуле [6]:

$$L_{\sigma\min} = \frac{T \cdot Q_{см} \cdot n_p}{h \cdot A} \quad (2.14)$$

T – число дней работы экскаватора за регламентированный период (месяц, квартал, год и т.д.); $Q_{см}$ – сменная производительность экскаватора, м³/см; n_p – число рабочих смен в сутки, ед.; h – высота уступа, м; A – ширина заходки, м.

Алексеев Ф.К. предлагает определять длину экскаваторных блоков L_{σ} (м) исходя из необходимости обеспечения экскаваторов достаточным объемом взорванной горной массы (не менее чем на месяц работы экскаватора) [21]:

$$L_{\sigma} \geq \frac{K \cdot Q}{1000 \cdot a \cdot h} \quad (2.15)$$

где K – коэффициент резерва, мес.; Q – производительность экскаватора, м³/мес; a – ширина взрывающей ленты, м.

$$a = W + (n - 1) \cdot b$$

где W – л.с.п.п. первого ряда скважин, м; n – количество взрывающих рядов; b – расстояние между рядами скважин, м.

При наличии такого запаса взорванной горной массы значительно упрощается общая организация работ, уменьшаются простои экскаваторов и буровых станков.

Радионов С.Н. в [55] указывает, что объективно в качестве минимальной длины фронта работ на один экскаватор L_{ϕ} (км) необходимо брать удвоенную длину экскаваторного блока с запасами взорванной горной массы не менее, чем на один месяц, т.е. $L_{\phi} = 2L_{\sigma}$. В этом случае в одном блоке производится выемка пород, а другой блок обуривается. Тогда, длина фронта работ на один экскаватор составит:

$$L_{\phi} = 2L_{\sigma} = \frac{2 \cdot K \cdot Q_{год}}{1000 \cdot a \cdot h \cdot 12}, \quad (2.16)$$

после преобразований получаем $L_{\phi} = \frac{K \cdot Q_{год}}{6000 \cdot a \cdot h}$

где $Q_{год}$ – годовая производительность экскаватора, м³/год; 12 – число месяцев в году, ед.

Арсентьев А.И. преобразуя формулу понижения горных работ, предложил определять длину фронта работ на уступе L_{ϕ} (км) по формуле

$$L_{\phi} \leq \frac{12 \cdot Q \cdot S_p \cdot n}{1000 \cdot A_p \cdot h \cdot (ctg\varphi + ctg\beta)} \quad (2.17)$$

Q – производительность экскаватора, м³/мес.; S_p – средняя горизонтальная площадь рудного тела, м²; L_{ϕ} – длина фронта работ на уступе, м; n – число экскаваторных блоков, ед.; A_p – производительность карьера по руде, м³/год; h – понижение горных работ, м/год; φ – угол откоса рабочего борта, град.; β – угол падения залежи полезного ископаемого, град.

На основе исследований Ильина С.А. и Нефедова А.С. выполнены преобразования формулы длины фронта горных работ L_{ϕ} (км) при отгрузке в железнодорожный состав и в работе [21] получена зависимость:

$$L_{\phi} \leq \frac{v_{\phi} \cdot \left[t_n - 2(n-1) \cdot \left(\frac{L}{v} + \tau \right) \right]}{n - \frac{1}{n}}, \quad (2.18)$$

где v_{ϕ} и v – скорости движения поезда по забойным и соединительным путям, км/час; t_n – время погрузки состава, включающее простои экскаватора из-за работы других экскаваторов на уступе, ч; L – расстояние от обменного пункта до забоя, км; τ – время на железнодорожную связь, ч.

Если воспользоваться вышеприведенными формулами (2.14- 2.18) то можно найти область оптимальных значений длины фронта работ на уступе в зависимости от числа экскаваторных блоков, а значит и оптимальное значение длины экскаваторного блока. Таким образом, формулы 2.16 и 2.17 учитывают технологию работ, а 2.14 развитие горных работ в карьере.

Карьерное поле по простиранию представляет обычно один, иногда два и редко большее число отдельных фронтов работ, имеющих транспортную связь с поверхностью. Шешко Е.Ф. предложил классификацию фронтов горных работ на карьерах по расположению и числу капитальных траншей, а также по характеру движения транспортных средств в пределах фронта см. табл. 2.6 и рис. 2.8.

Величина фронта горных работ должна удовлетворять условию обеспечения провозной способности капитальной траншеи, а также условию максимального использования экскаваторов и средств транспорта.

Классификация фронтов горных работ по Шешко Е.Ф.

| Фронт | Движение поездов | Число фронтов по длине карьерного поля | Число капитальных траншей |
|---------------------------------|------------------|--|---------------------------|
| Одинарный тупиковый | Встречное | 1 | 1 |
| Сдвоенный тупиковый фланговый | То же | 2 | 2 |
| Сдвоенный тупиковый центральный | То же | 2 | 1 |
| Одинарный сквозной | Поточное | 1 | 2 |
| Сдвоенный сквозной | То же | 2 | 3 |

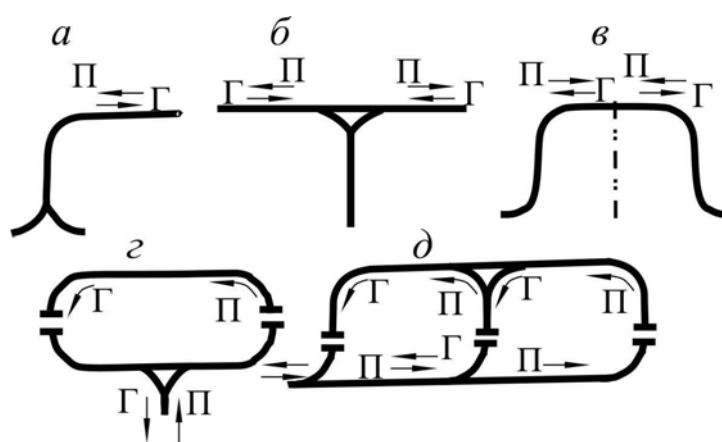


Рис. 2.8. Схемы разделения карьерного поля на отдельные фронты работ (Г, П – направление движения транспорта соответственно с грузом и без груза): а – одинарный тупиковый фронт; б – сдвоенный тупиковый фланговый; в – сдвоенный тупиковый центральный; г – одинарный сквозной; д – сдвоенный сквозной).

Минимальная длина фронта работ по условию возможности заезда на лежащий ниже горизонт $L_{\phi \min}$ (м)

$$L_{\phi \min} = \frac{1000 \cdot h}{i} 2 \cdot R_{pa} \quad (2.19)$$

где i – уклон автосъезда, ‰; R_{pa} – радиус разворота автосамосвала, м.

Длина отдельного фронта работ может определяться по формуле предложенной Малышевой Н.А. и Сиренко В.Н.:

$$L_{\phi} = \frac{M \cdot n_2}{n_y \cdot h \cdot V_{\phi}}, \text{ м} \quad (2.20)$$

где M – провозная способность траншеи, м³/сут.; n_2 – число рабочих дней в году; n_y – число уступов обслуживаемых траншей; V_{ϕ} – скорость подвигания фронта работ, м³/год.

Для глубоких округлых карьеров количество экскаваторов, размещаемых в рабочей зоне карьера при ускоренном погашении временного борта с целиками, определяется как отношение длины фронта к длине экскаваторного блока плюс количество обрабатываемых целиков. Длина фронта $L_{\phi i}$ (м) при изменении глубины разработки округлого карьера может определяться по формуле [28]:

$$L_{\phi i} = L_y - 2 \cdot \pi \cdot H_i \cdot \operatorname{ctg} \frac{\gamma + \varphi}{2}, \quad (2.21)$$

где $L_{\phi i}$ – длина фронта горных работ на i -м горизонте, м; L_y – средняя длина временного борта, м; H_i – глубина карьера на i -м горизонте, м; γ, φ – угол откоса временного и предельного проектного бортов карьера, град.

Длину фронта работ $L_{\phi z}$ (м) по известным параметрам карьерного поля можно определить по зависимости, предложенной Тартаковским Б.Н., Гаврилюк И.И., Четвериков М.С. и Вишняковым В.С.:

$$L_{\phi z} = \frac{H_k}{h} \left[L_k - H_k \cdot \operatorname{ctg} \alpha - p \left(\frac{H_k}{h} - 1 \right) \right], \quad (2.22)$$

где H_k – предельная глубина карьера, м; h – высота уступа, м; L_k – длина карьера по поверхности, м; α – средний угол откоса борта карьера, град.; p – ширина транспортной полосы, м.

При этом необходимая длина фронта $L_{\phi n}$ (м) для выполнения максимального годового объема вскрыши определяется по формуле:

$$L_{\phi n} = \frac{V_{\max}}{Q \cdot N \cdot n \cdot \eta_s} \cdot L_{\phi}, \quad \text{м} \quad (2.23)$$

где V_{\max} – максимальный годовой объем выемки скрышных пород, м³; Q – часовая производительность экскаватора, м³/ч; N, n – число рабочих дней в году и смен в сутки; η_s – коэффициент использования экскаватора во времени; L_{ϕ} – длина экскаваторного блока, м.

Отсюда, длина экскаваторного блока L_{ϕ} (м) может определяться по формуле

$$L_{\phi} = \frac{L_{\phi n} \cdot Q \cdot N \cdot n \cdot \eta_s}{V_{\max}}. \quad (2.24)$$

Требуемая длина фронта горных работ по руде $L_{\phi p}$ (м) и вскрыше $L_{\phi в}$ (м) определяться из соотношений [3]:

$$L_{\phi p} = \frac{A_p (1 + K_n) L_{\phi}}{Q_{э.э}}; \quad L_{\phi в} = \frac{A_p (1 + K_n) L_{\phi}}{Q_{э.э}} (1 + K_m). \quad (2.25)$$

где K_n – коэффициент нагрузки на экскаватор при выемке руды,

$$K_n = \frac{l_{э.б} - m_2}{m_2};$$

A_p – годовая производительность карьера по руде, м³; m_2 – горизонтальная мощность месторождения, м; $Q_{э.г}$ – годовая производительность экскаватора, м³; $L_б$ – длина экскаваторного блока, м; K_m – текущий коэффициент вскрыши, м³/м³.

Длина экскаваторного блока, исходя из соотношения (2.25), составит

$$L_б = \frac{L_{ф.б} \cdot Q_{э.г} A_p (1 + K_n)}{Q_{э.г} \cdot A_p (1 + K_n) (1 + K_m)} \quad (2.26)$$

Согласно нормативного документа СОУ-Н МПП 73.020-078-2:2008, длину общего фронта выемочных работ, следует определять как суммарную протяженность уступов за вычетом длины транспортных и предохранительных берм на участках, поставленных в конечное положение. Длину активного фронта работ раздельно по руде и вскрыше определяют как суммарную длину уступов за вычетом длины погашенных уступов на конечном или промежуточном контуре, уступов во временных целиках, временных и полустационарных съездов, участков размещения перегрузочных складов.

Суммарная протяженность активного фронта работ должна обеспечивать в среднем каждый забойный экскаватор длиной фронта, не менее приведенной в таблице 2.7. Отклонения от указанных значений должны быть обоснованы.

Таблица 2.7

| Вместимость ковша экскаватора, м ³ | Минимальная длина фронта работ на один экскаватор, м | |
|---|--|---------------------------|
| | автомобильный транспорт | железнодорожный транспорт |
| 2,5 | 300 | 600 |
| 5,0; 6,3 | 500 | 1000 |
| 8; 10,0 | 600 | 1200 |
| 12,5; 15 | 700 | 1400 |

При построении планов горных работ рассчитывается и регламентируется усредненная по длине активного фронта (или конкретного его участка) ширина рабочих площадок, которая при систематическом ведении на них горных работ должна включать в себя минимальную по технологическим условиям ширину рабочей площадки.

Для того, чтобы определиться с технологией выемки вскрышных пород на глубоких карьерах (глубина более 250 м) предлагается выделять типы карьеров по длине блока экскаватора, работающего по вскрышным породам, для чего произведена статистическая обработка параметров базовых карьеров. В качестве базовых карьеров были выбраны железорудные глубокие карьеры Украины и России.

Основными показателями при систематизации карьеров были выбраны:

- общая протяженность вскрышного фронта по карьере;
- количество вскрышных экскаваторов в карьере;

- основные параметры карьера (длина, ширина по поверхности и дну карьера, проектная глубина);
- угол падения рудной залежи;
- годовые объемы выемки вскрышных пород.

На основании анализа вышеприведенных параметров [55] были получены данные о средней длине экскаваторного блока на вскрышном уступе. Это позволило выделить карьеры в группы с длиной вскрышного экскаваторного блока 1000, 1500, 2000, 2500, 3000 м (табл. 2.8). Такая систематизация необходима для выделения участков вскрышных уступов при отработке глубоких карьеров.

Таблица 2.8

Систематизация карьеров по длине экскаваторных вскрышных блоков

| Тип вскрышного блока | Ср. длина экскаваторного вскрышного блока | Годовые объемы вскрыши, млн.м ³ | Средняя длина вскрышного фронта, м | Карьеры, ГОКи | Средняя длина карьера по поверхности, м | Средняя ширина карьера по поверхности, м | Средняя глубина карьера, м |
|----------------------|---|--|------------------------------------|--|---|--|----------------------------|
| 1 | 1000 | 10,434 | 8207 | Тейский, Ирбинский | 1150 | 800 | 280 |
| 2 | 1500 | 32,074 | 31488 | ЦГОК, ПГОК, ЮГОК | 4485 | 2780 | 522 |
| 3 | 2000 | 36,848 | 27815 | СевГОК, Оленегорский ГОК, Костомушский к-р, Качканарский к-р | 3540 | 1580 | 535 |
| 4 | 2500 | 49,213 | 34616 | ИнГОК, Коршуновский ГОК, Стойленский ГОК | 3000 | 1983 | 540 |
| 5 | 3000 | 52,059 | 42042 | Лебединский ГОК, Ковдровский | 4650 | 2300 | 475 |

На основании корреляционного анализа приведенных выше данных длина вскрышного экскаваторного блока составляет

$$L_b = -5005,56 - 0,05 \cdot L_k - 0,19 \cdot B_k + 0,24 \cdot H_k + 109,8 \cdot \lambda, \text{ м} \quad (2.27)$$

где L_k – проектная длина карьера по поверхности, м; B_k – проектная ширина карьера по поверхности, м; H_k – проектная глубина карьера, м; λ – угол падения рудного тела, град.

2.3.1. Основные параметры рабочей площадки при отработке мягких и скальных пород

Отличительной особенностью выемки мягких пород является отсутствие необходимости предварительного их дробления. Выемка песков, глин, суглинков, супесей и т.д. производится непосредственно из забоя с последующей погрузкой в транспортные средства или с перемещением в отвал. Углы заложения откосов уступов в мягких породах значительно меньше, чем при разработке скальных. Это связано с их физико-механическими свойствами. Размещение оборудования и его перемещение на уступах сложенных такими породами, связано с трудностями, особенно в сезон дождей. Особенно тяжелые условия работы в глинистых породах, которые требуют создания настила или подсыпки скальных разновидностей в основании уступа. При отработке глубоких карьеров верхние горизонты, как правило, представлены мягкими осадочными породами. В редких случаях имеются выходы скальной породы на поверхность, где применяют буровзрывные работы.

2.3.1.1. Бестранспортная технология отработки верхних горизонтов глубоких карьеров

При отработке глубоких карьеров для интенсификации выемки вскрышных пород применяется бестранспортная технология отработки верхних вскрышных уступов. Данная технология применяется для мягких и сыпучих пород (песок, глина, супеси и т.д.). В летний период такие породы вынимаются без особых проблем, но в зимнее время они промерзают, в результате чего создаются дополнительные трудности при экскавации вследствие увеличенной их прочности, положения горизонта грунтовых вод, толщины снежного покрова, направления и скорости ветра.

В качестве выемочно-погрузочного оборудования при бестранспортной технологии, как правило, используют экскаватор типа ЭШ (драглайн). В редких случаях используют экскаваторы типа обратная лопата, вскрышные или многочерпаковые экскаваторы. Наибольшее распространение на глубоких карьерах получили драглайны с вместимостью ковша от 10 до 70 м³. Это связано с их стоимостью, производительностью и возможностью использования их после вскрытия месторождения на отвальных работах.

Бестранспортная технология разработки пород с применением экскаватора типа ЭШ предусматривает выемку горной массы из забоя и складирование ее вдоль верхней бровки формируемого борта на поверхности. В случае дальнейшего понижения фронта работ породы перемещаются как из сформированной насыпи, так и забойного целика (рис. 2.9).

Параметры рабочей площадки при отработке уступа с размещением драглайна на его поверхности: ширина заходки, радиус черпания, глубина черпания, радиус и высота разгрузки, угол формируемого откоса уступа, высота и угол откоса отвала. Основным условием работы драглайна является безопасное расположение базы экскаватора относительно верхней бровки

уступа. Это расстояние обосновывается исходя из физико-механических свойств горных пород, на которых располагается выемочно-погрузочная машина.

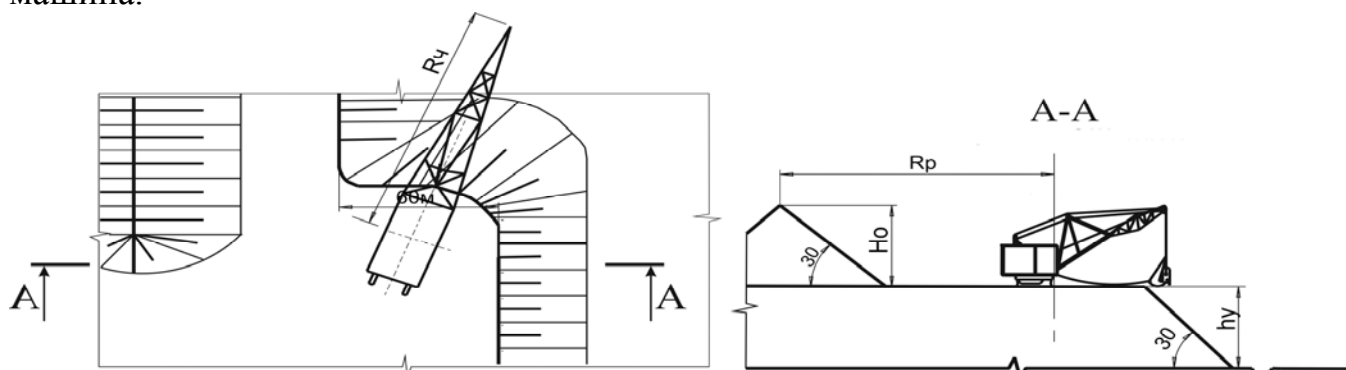


Рис. 2.9. Схема работы экскаватора типа драглайн (ЭШ) при бестранспортной отработке верхних горизонтов глубоких карьеров

Применение драглайнов возможно и при дальнейшей отработке нижних горизонтов, но уже в комплексе с карьерным транспортом. Внутри глубоких карьеров применение драглайнов возможно при разработке наклонных месторождениях при выемке мягких пород. Разработка верхних горизонтов с применением драглайнов обусловлена еще и тем, что верхние слои земной коры представлены аллювиальными и деллювиальными отложениями, которые, как правило, обводнены. Наличие воды в рабочей зоне работы экскаваторов типа прямая лопата негативно сказывается на работе выемочно-погрузочного и транспортного оборудования и требует дополнительных мер для обеспечения их безопасности. В тоже время применение драглайна при бестранспортной отработке породы исключают эти недостатки вследствие расположения экскаватора на верхней площадке уступа.

2.3.1.2. Транспортная технология отработки рабочих горизонтов

Технология применения карьерного транспорта предусматривает перемещение горной массы от забоев до пунктов приема, а также доставку вспомогательных грузов в карьер для технологических нужд. Основными пунктами приема для пород вскрыши являются внешние и внутренние отвалы, перегрузочные пункты, а для полезного ископаемого – склады, приемные пункты обогатительных фабрик, бункеры, приемники и т.д. Внутри карьера горную массу перемещают по горизонтальным и наклонным трассам, а в случае использования конвейеров – по наклонным выработкам поверхностного и подземного заложения.

На глубоких карьерах наибольшее распространение получили три вида транспорта: автомобильный, железнодорожный и конвейерный, как в самостоятельном использовании, так и в различных комбинациях между собой. При этом автомобильный транспорт является наиболее преобладающим на большинстве карьеров. На глубоких же горизонтах он используется повсеместно. При всех достоинствах (маневренность, гибкость, простота

устройства транспортных коммуникаций и т.д.) автомобильный транспорт экономически выгодно использовать при расстоянии транспортирования до 3-5 км.

Железнодорожный транспорт на современных карьерах весьма распространен. Он имеет преимущество по сравнению с другими видами транспорта при разработке больших по площади месторождений. Однако, при уменьшении рабочего пространства карьера использование железнодорожного транспорта затруднительно. Поэтому в глубоких карьерах железнодорожный транспорт применяется в основном до глубины 150-180 м от земной поверхности.

Конвейерный транспорт с увеличением глубины карьеров приобретает больше возможностей для эксплуатации в связи с уменьшением расстояния транспортирования. Его показатели значительно расширяются за счет большего угла подъема до 18-20°, а при использовании специальных видов конвейеров – до 45-60°. Современные конвейеры могут обеспечить практически любые объемы транспортирования горной массы на поверхность с большой глубины. При этом производительность конвейерных установок с ростом глубины карьеров снижается незначительно (не более чем на 3-5%). При всех достоинствах конвейерных установок они имеют и ряд недостатков. Так, при доставке взорванных скальных сильно абразивных пород повышается износ лент, которые нередко нуждаются в замене через 12-18 мес. работы. Размер кусков, транспортируемых конвейерами, не должен превышать 25-35% ширины ленты, что требует дополнительного дробления породы внутри глубокого карьера. Это ведет к необходимости обустройства площадок перегрузки и размещения на них дробильных установок. Прямолинейность и стационарность конвейерных ставов ведет к определенным ограничениям по конструкции горных выработок и технологии ведения горных работ внутри карьера. Конвейеры обычно размещаются на временно законсервированном или отработанном борту [5].

В практике открытых работ на глубоких карьерах наиболее распространены комбинации автомобильного транспорта с железнодорожным, а также с конвейерным и скиповым подъемом. Основным критерием определения рациональной области применения различных видов транспорта являются минимальные затраты на разработку 1 т горной массы. Выявленные закономерности [5] позволили установить наиболее рациональные области распределения основных видов карьерного транспорта (рис. 2.10).

Переход на новый вид карьерного транспорта при углубке карьера требует определенного периода времени, в течение которого продолжает работать ранее действующий. Продолжительность перехода на новый вид транспорта зависит от многих факторов и составляет от нескольких месяцев до 3-4 лет и более. Реконструкция транспортных коммуникаций с переходом от железнодорожного к комбинированному автомобильно-железнодорожному транспорту требует устройства транспортных площадок для автосамосвалов, строительства перегрузочных пунктов и выполнения горно-подготовительных работ на нижних горизонтах.

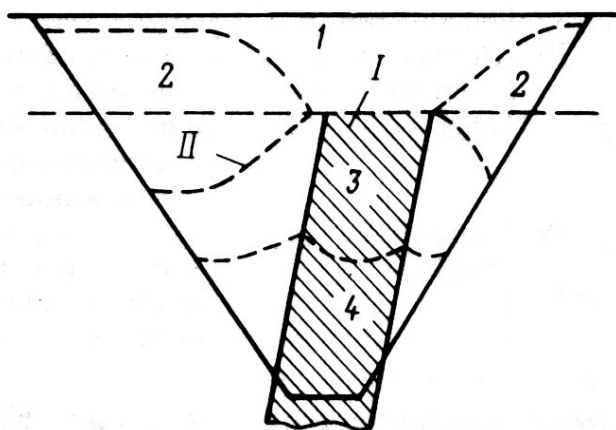


Рис. 2.10. Области рационального использования различных видов транспорта в глубоком карьере: 1, 2, 3, 4 – соответственно для автомобильного, железнодорожного, автомобильно-железнодорожного, автомобильно-конвейерного транспорта; I – полезное ископаемое; II – границы перехода на новые виды транспорта

При переходе с автомобильного на комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт комплекс работ включает подготовку концентрационного горизонта для устройства перегрузочного пункта; сооружение автодороги к перегрузочной площадке; проходку наклонной траншеи или наклонного ствола с соответствующими подземными выработками; сооружение перегрузочных пунктов на поверхности или на наклонной трассе для перегрузки горной массы из одного конвейерного става на другой, внутрикарьерного перегрузочного пункта с устройством погрузочных бункеров и дробильного комплекса и т.д. При этом размещение конвейерного подъемника по откосу борта в два, а то и три раза производится быстрее и дешевле, чем при вскрытии глубоких горизонтов наклонными стволами.

К основным параметрам карьеров, связанным с применяемым видом комбинированного транспорта, относятся размеры карьеров в плане, ширина рабочих площадок и площадок для перегрузочных пунктов, размеры вскрывающих выработок, длина фронта горных работ. Усложнение схемы транспортных коммуникаций при комбинированном транспорте позволяет гибко вести горные работы в сложных горнотехнических условиях. Реконструкция действующих карьеров с переходом на новый вид транспорта обычно не требует применения новой системы разработки и изменения последовательности развития горных работ. Крупные изменения происходят только при проведении дополнительных вскрывающих выработок, небольшом разносе бортов для прокладки новых коммуникаций и оставлении временных целиков для расположения перегрузочных пунктов.

Выемка мягких пород и ее транспортирование. При использовании железнодорожного транспорта на верхних горизонтах при выемке мягких пород особое внимание уделяется качеству балластной насыпи. На поверхности рабочего горизонта укладываются временные забойные пути. Мягкие породы могут отгружаться драглайнами, вскрышными экскаваторами, карьерными экскаваторами типа прямая и обратная лопата.

Выемка и погрузка драглайном может осуществляться в автомобильный, железнодорожный и конвейерный транспорт. При погрузке горной массы драглайном в саморазгружающиеся вагоны используется тепловозная тяга, поскольку при электровозной имеются контактные сети, которые затрудняют

их нормальную эксплуатацию. Драглайн устанавливается на безопасном расстоянии от верхней бровки уступа. По правилам безопасности обязательным условием работы экскаватора при погрузке транспортных средств является исключение перемещения ковша над кабиной водителя (машиниста) транспортного средства.

Схема применения драглайна с погрузкой из навала в транспортные средства предусматривает складирование породы во временный отвал, а затем выгрузку из него в думпкары, автосамосвалы или на конвейеры карьерными мехлопатами, погрузчиками и погрузочными машинами непрерывного действия. Рабочая площадка верхнего горизонта при отработке пород драглайном включает ширину заходки (A_3) и расстояние до транспортной полосы. Разгрузка ковша драглайна может осуществляться непосредственно в кузов транспортного средства (ковш емкостью 4-15 m^3) (рис. 2.11 а, б) или же через перегружатель с бункером-накопителем (рис. 2.11 в, г).

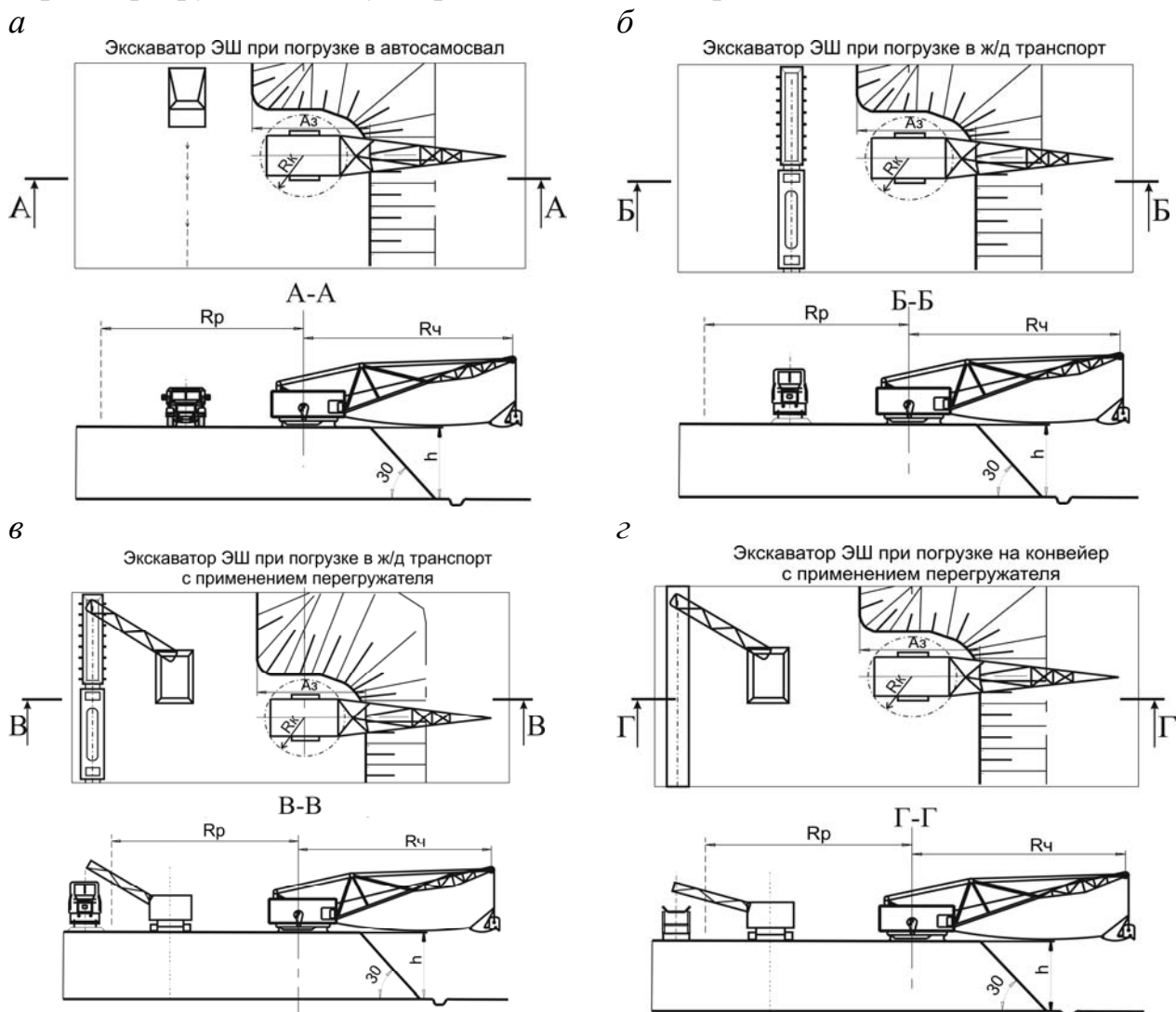


Рис. 2.11. Схема отработки мягких пород при использовании экскаватора типа драглайн и транспортировании горной массы автосамосвалами (а), железнодорожным (б, в) и конвейерным транспортом (г): $R_ч$, $R_п$, $R_к$ – соответственно радиусы черпания, разгрузки ковша экскаватора и вращения кузова, м

Схема работы драглайна в торцевом забое при установке его на кровле уступа обеспечивает максимальную производительность. Это достигается за счет того, что угол поворота экскаватора от места черпания породы до пункта ее разгрузки является минимальным. Высоту уступа h (м) устанавливают по глубине копания драглайна с учетом расположения на кровле уступа за пределами призмы обрушения при угле наклона плоскости забоя к горизонту $\beta = 30-60^\circ$

$$h \leq Hч,$$

где h – высота уступа, м; $Hч$ – глубина черпания экскаватора, м.

Ширина заходки экскаватора $Aэ$ (м) определяется из зависимости

$$Aэ = Rч(\sin \varphi_1 + \sin \varphi_2), \quad (2.28)$$

где φ_1, φ_2 – углы поворота драглайна от оси его хода соответственно в сторону массива и выработанного пространства ($\varphi_1 \approx \varphi_2 = 30 \div 45^\circ$), град.

Обычно при работе в отвал $\varphi_1 = 0$, тогда $Aэ$ составляет

$$Aэ = Rч \cdot \sin 2 \varphi \quad (2.29)$$

Углы откоса уступа по наносам принимаются в пределах: рабочий $\alpha_m = 60^\circ$, устойчивый – $\alpha_{му} = 40^\circ$; по взорванной скальной породе – рабочий $\alpha = 50^\circ$, устойчивый – $\alpha_{ск} = 35-40^\circ$.

Драглайны широко применяются на глубоких карьерах при проходке траншей, особенно в условиях обводненных верхних горизонтов, а также в комбинированных схемах при отработке высоких уступов совместно с мехлопатами.

Работа мехлопат при транспортных схемах разработки производится с погрузкой в средства транспорта, которые могут быть расположены на горизонте установки экскаватора (нижняя погрузка) и выше горизонта установки экскаватора (верхняя погрузка). На глубоких карьерах преобладающее распространение получила работа мехлопат в средства транспорта, расположенные на горизонте установки экскаватора. Способ работы с верхней погрузкой имеет ограниченное применение, в основном при отработке нижних уступов, нарезке новых горизонтов, проходке капитальных и разрезных траншей.

Отработка мягких пород прямой мехлопатой предусматривает установку автосамосвала в рабочей зоне экскаватора, погрузку горной массы и подвигание забоя вдоль или поперек фронта работ (рис. 2.12).

Погрузчики могут использоваться при отработке мягких пород (рис. 2.13). Ограничение применения погрузчиков возникает вследствие сложности внедрения ковша в связанные грунты (глина, суглинок и т.д.). При выемке сыпучих пород (песок, щебень) погрузчик может использоваться намного эффективнее экскаватора. Высота уступа, формируемого погрузчиком, ограничена высотой набора породы ковшем. Если погрузчик работает как экскаватор с набором породы ковшем снизу вверх, то происходит снижение его производительности, поскольку внедрение ковша в породы при работе в большей степени происходит за счет напора, создаваемого колесными парами.

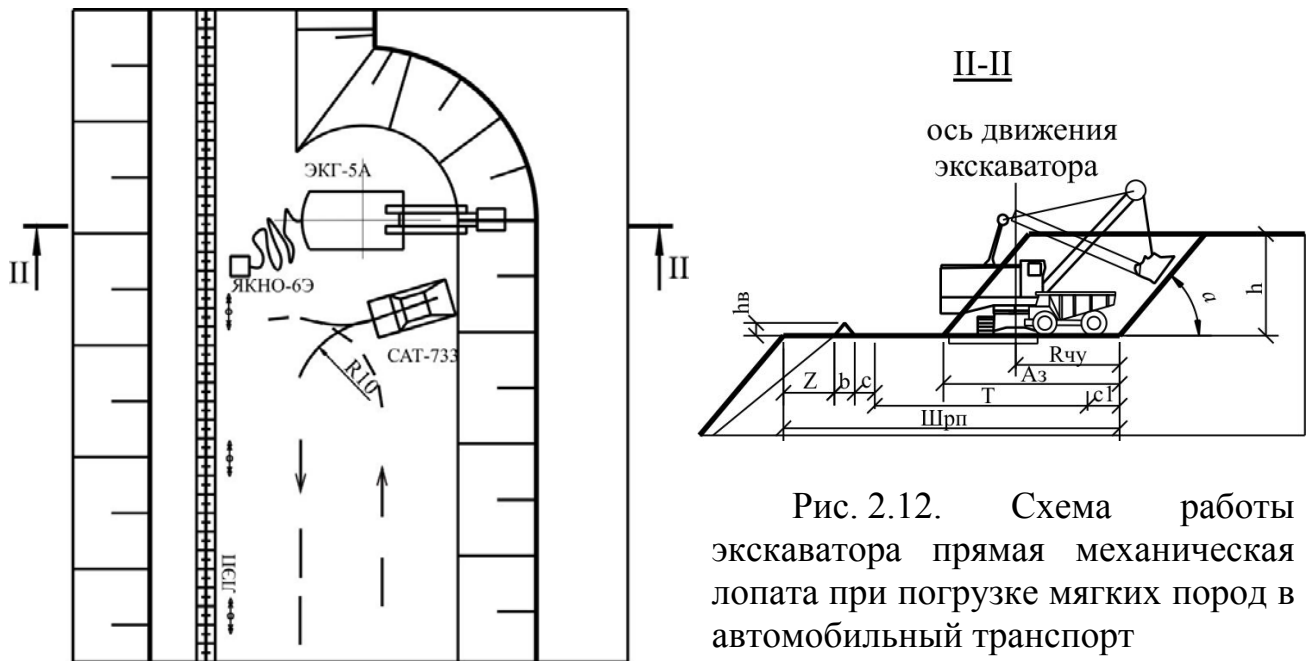


Рис. 2.12. Схема работы экскаватора прямой механической лопата при погрузке мягких пород в автомобильный транспорт

На глубоких карьерах погрузчик в большей степени используется в качестве вспомогательного оборудования, например, при погрузке почвенно-плодородных пород. Такая технология предусматривает работу погрузчика в комплексе с бульдозером. После формирования насыпи с помощью бульдозера, погрузчик производит выемку почвенно-плодородных пород и погрузку их в транспортные средства (рис. 2.13, б).

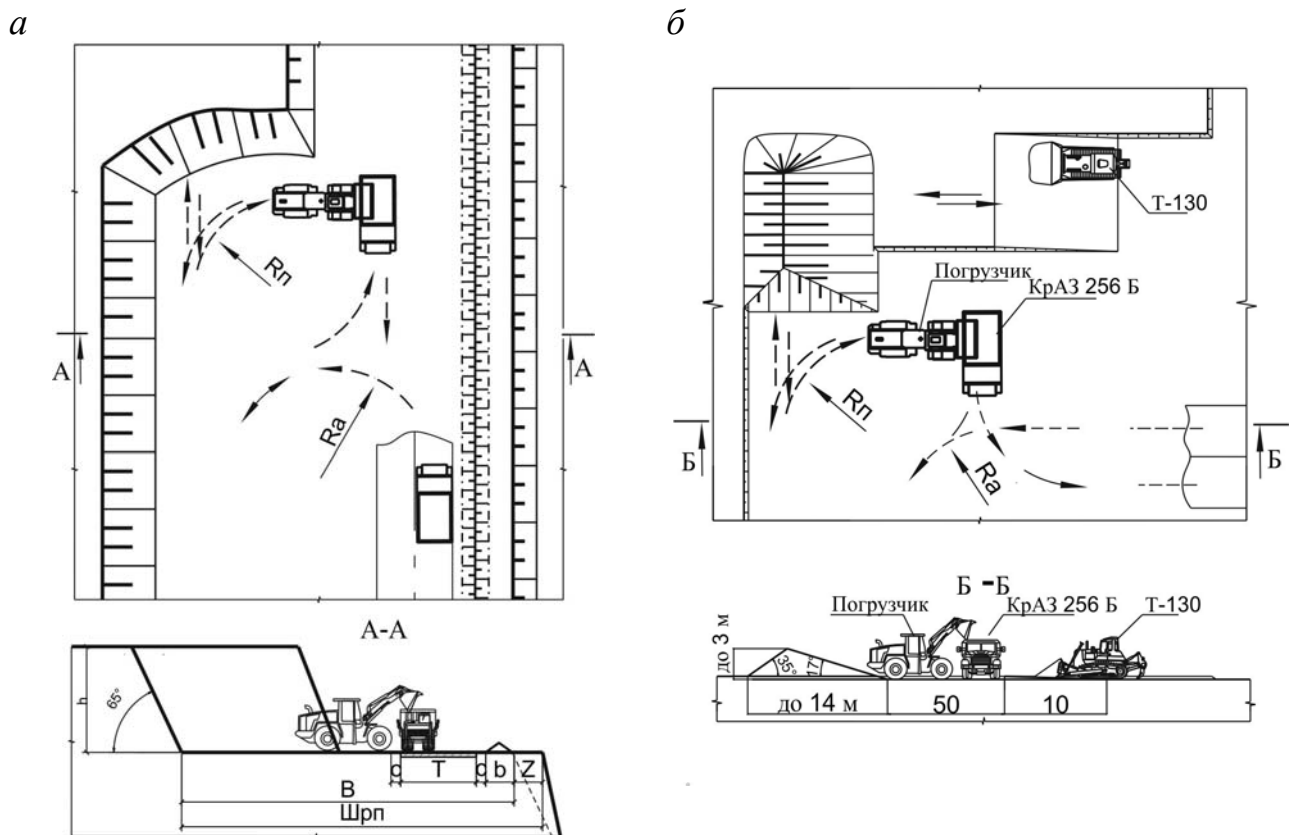


Рис. 2.13. Схемы работы колесного погрузчика при отгрузке мягких пород в забое (а) и почвенно-плодородного слоя (б) в автомобильный транспорт

Основные параметры рабочей площадки при отработке скальных пород.

Одним из важных условий применения эффективной технологии разработки скальных и полускальных пород одноковшовыми экскаваторами является обеспечение качества подготовки горной массы взрывом. При этом для эффективного осуществления всех последующих технологических процессов подготовка забоев для одноковшовых экскаваторов должна удовлетворять следующим основным требованиям [6]:

- обеспечение заданной степени дробления и рациональных показателей разрыхления горной массы, соответствующих техническим возможностям экскаваторного и транспортного оборудования;

- соответствие параметров развала рациональным элементам системы разработки;

- обеспечение достаточного объема подготовленной горной массы для бесперебойной и высокопроизводительной работы горнотранспортного оборудования;

- обеспечение безопасности и высокой экономичности горных работ.

К наиболее важным показателям качества подготовки горной массы относятся: плотность и кусковатость пород, степень разрыхления массы, наличие крупных и негабаритных кусков в развале. При разработке скальных пород с использованием экскаваторов большое внимание уделяется качеству подготовки пород взрывом. Дробление скальных пород производится вертикальными и наклонными скважинными зарядами. Вторичное дробление осуществляется накладными и шпуровыми зарядами, гидромолотами. При выемочно-погрузочных работах негабаритные куски горной массы складировать отдельно вдоль откоса уступа. По мере накопления негабарита производится его разрушение. При дроблении породы гидромолотами используют в качестве основного механизма, как правило, гидравлические экскаваторы со сменным рабочим оборудованием.

Для обоснования размеров ширины рабочей площадки при выемке скальных пород требуется обосновать ширину буровзрывной заходки, необходимую ширину развала, при которой обеспечивается эффективная работа экскаватора (рис. 2.14, 2.15). На рис. 2.14 показана тупиковая схема движения автосамосвала под погрузку, которая обеспечивает минимальную ширину рабочей площадки при отработке скальных пород.

При взрывании горной массы на практике коэффициент разрыхления имеет самые различные значения, что влияет на высоту и ширину развала. При взрывании в зажатой среде (на не убранную горную массу) в верхней части развала образуется «шапка», развал ложится компактно, однако имеет место значительное сейсмическое воздействие на нетронутый массив откоса уступа.

Чтобы правильно определить ширину рабочей площадки, для этого предварительно необходимо определить параметры буровзрывных работ, обеспечивающие качественную подготовку пород к выемке. Параметры развала зависят от трещиноватости пород, направления трещин в пространстве,

последовательности взрывания скважин, применяемого типа взрывчатого вещества и др.

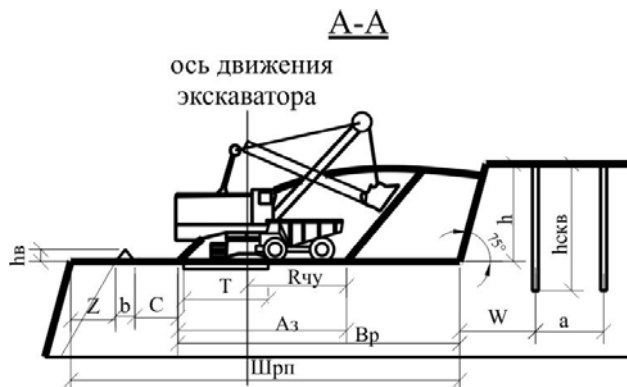
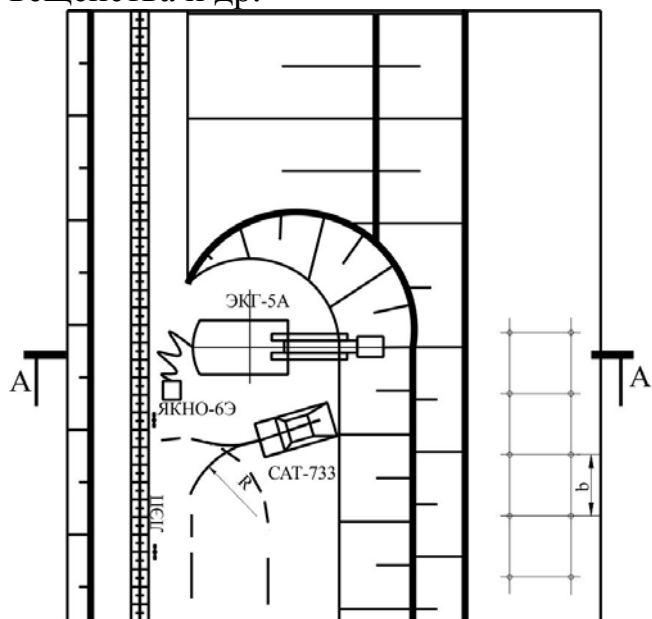


Рис. 2.14. Параметры рабочей площадки при применении буровзрывных работ, для эксплуатации экскаватора типа прямая лопата в комплексе с автосамосвалами

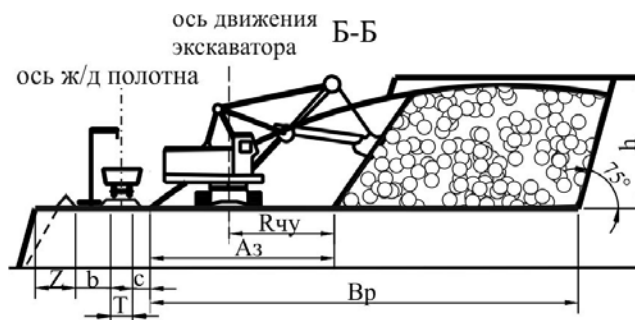
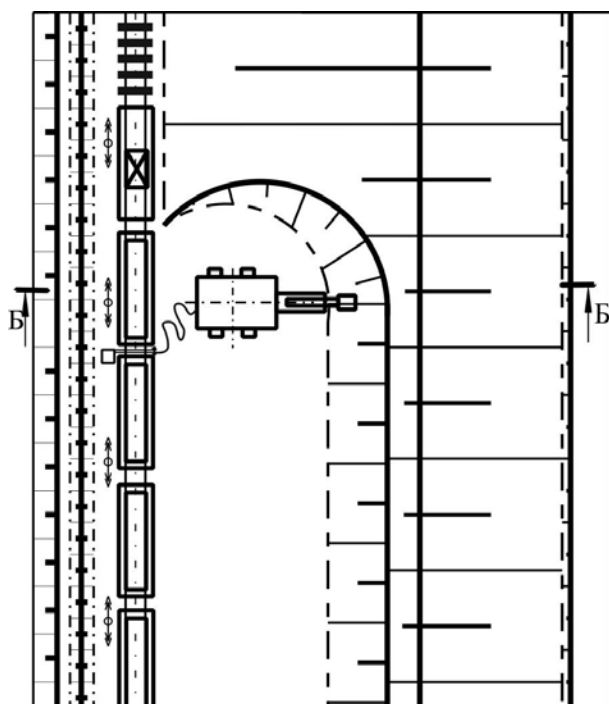


Рис. 2.15. Параметры рабочей площадки при применении буровзрывных работ, для эксплуатации экскаватора типа прямая лопата, в комплексе с электрифицированным с железнодорожным транспортом

На основании полученных данных, по ширине развала определяют ширину рабочей площадки по скальным породам. Выбирается тип экскаватора для ведения добычных работ в забое, и устанавливаются его параметры.

2.4. Определение основных параметров транспортных коммуникаций

2.4.1. Автомобильный транспорт

Карьерные дороги по сроку службы делятся на постоянные и временные. Они обычно устраиваются двухполосными с обеспечением встречного движения машин. Проезжая часть дороги характеризуется шириной, типом и

конструкцией дорожной одежды, очертанием поперечного профиля. Ширина проезжей части автомобильной дороги зависит от ширины автомашин по скатам колес (примерно равна ширине кузова), ширины предохранительной полосы между наружным колесом машины и кромкой проезжей части, а также безопасного зазора между кузовами встречных машин. Полоса движения на кривой увеличивается. Продольный уклон дорог устанавливается в результате технико-экономического обоснования. При увеличении уклонов уменьшаются объемы горно-подготовительных работ и время рейса машин. В то же время увеличивается износ двигателей, трансмиссий и шин, возрастает длина тормозного пути, уменьшается скорость движения машин и провозная способность дороги. Основными показателями карьерных дорог являются пропускная и провозная способность.

Схемы автодорог и движения автотранспорта определяются горнотехническими условиями разработки месторождения, направлением и расстоянием транспортирования горной массы. Автомобильная дорога в плане состоит из прямолинейных участков, соединяемых кривыми. На кривых участках дороги снижаются скорости движения автомобилей, однако кривые малого радиуса позволяют наиболее полно использовать основное преимущество автотранспорта – маневренность. При совпадении подъема с кривой продольный профиль смягчают, например, при радиусах кривых 50-60 м – на 15-20%. На длинных затяжных выездах предусматриваются вставки с уклоном не более 20 %, длиной не менее 50-60 м через каждые 500-600 м длины пути.

Автомобильная дорога (рис. 2.16, 2.17) представляет собой сооружение, возведенное из нескольких горизонтальных слоев дорожно-строительных материалов, и состоит из земляного полотна, проезжей части, обочин, водоотводных сооружений и ограждений.

Эксплуатация автотранспорта в карьерах организуется таким образом, чтобы обеспечить бесперебойную работу добычных и вскрышных экскаваторов при соблюдении принятой системы обслуживания и ремонта автомобилей. Режим работы карьера обычно непрерывный, в связи с чем, работа автомобильного транспорта также принимается непрерывной. Для производительного использования оборудования большое значение имеет правильный выбор схем подъезда и установки автомобилей у экскаваторов при погрузке. При больших грузопотоках и эксплуатации средств автотранспорта повышенной грузоподъемности необходимо оперативно распределять и перераспределять автомашины между экскаваторами, чтобы максимально сократить простои экскаваторов в ожидании транспорта и простои автосамосвалов – в ожидании погрузки. Оперативное перераспределение транспортных средств в случае неисправности экскаватора также будет способствовать повышению производительности карьера.

Провозная способность трасс также зависит от покрытия дорог. Покрытие дорог может быть самым разнообразным. Дороги в карьере делятся на постоянные и временные. В основном используют скальную дробленную горную массу, как на постоянных дорогах, так и на временных, но постоянные

дороги в карьере могут иметь асфальтовое покрытие, или же в основании дороги укладываются железобетонные плиты.

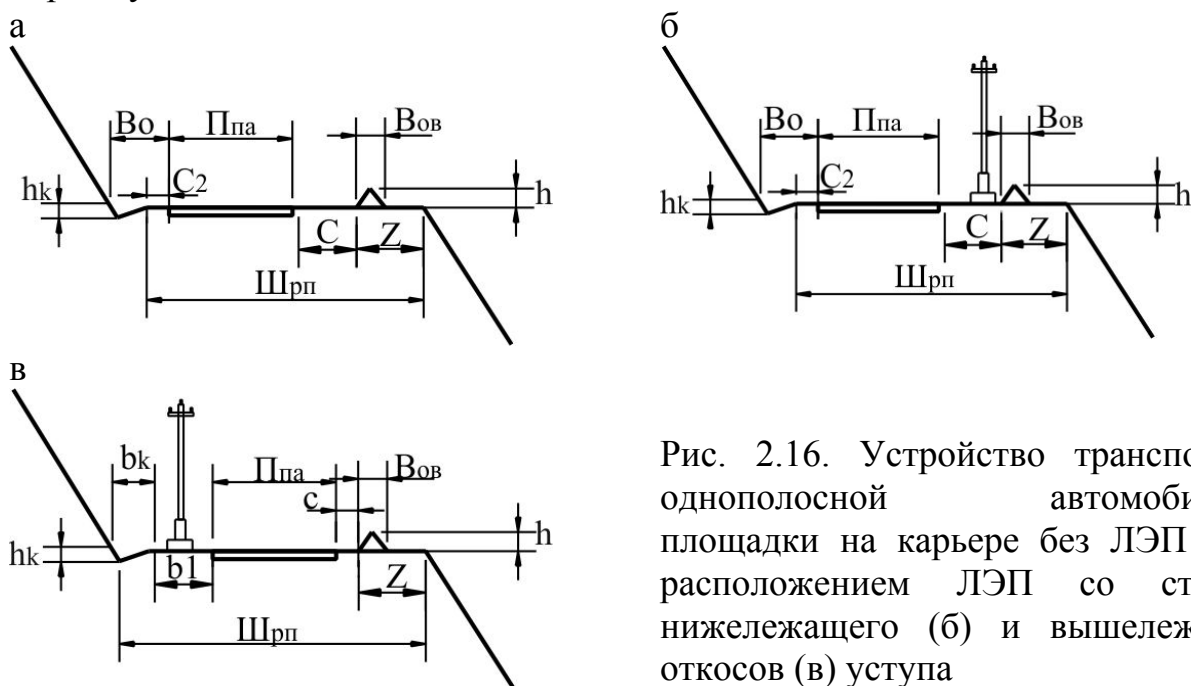


Рис. 2.16. Устройство транспортной однополосной автомобильной площадки на карьере без ЛЭП (а), с расположением ЛЭП со стороны нижележащего (б) и вышележащего откосов (в) уступа

Дистанция при движении автосамосвалов по карьерным дорогам и на маневрово-разгрузочной площадке перегрузочного пункта должна составлять по сухому покрытию не менее 60 м. При мокром покрытии дороги дистанция между движущимися автосамосвалами увеличивается в 1,5 раза, в гололед – в 3 раза. Скорость движения автосамосвала без груза должна быть не более 30 км/час. Движение его на затяжных спусках при неработающем двигателе не допускается. Внутри карьера применяются те же знаки и правила дорожного движения, что и на поверхности, а единственным отличием является то, что внутри карьера запрещен маневр обгона. Периодически транспортные коммуникации восстанавливаются с применением грейдеров или бульдозеров.

Ширина транспортных площадок $Ш_{mp}$ (м) определяется по зависимостям, приведенным в [7, 8, 9, 10], с учетом правил безопасности при ведении открытых горных работ и нормативов [11]:

$$Ш_{mp} = C + B_{ov} + Z + P_{па}, \quad (2.30)$$

где C – ширина обочины со стороны вышерасположенного уступа при наличии ЛЭП, м; B_{ov} – ширина ориентирующего вала вдоль внешнего откоса уступа (для машин грузоподъемностью до 75-120 т, $B_{ov}=5$ м), м; Z – ширина призмы возможного обрушения уступа, м

$$Z = 15 \cdot m \cdot (ctg \alpha_{ест} - ctg \alpha) \quad (2.31)$$

где $\alpha_{ест}$, α – соответственно углы естественного и фактического откоса уступа, градус.

Ширина транспортных площадок влияет на угол откоса рабочего и нерабочего борта карьера. При этом следует учитывать, что транспортные площадки (съезды) могут периодически переноситься вдоль фронта горных работ по мере его подвигания.

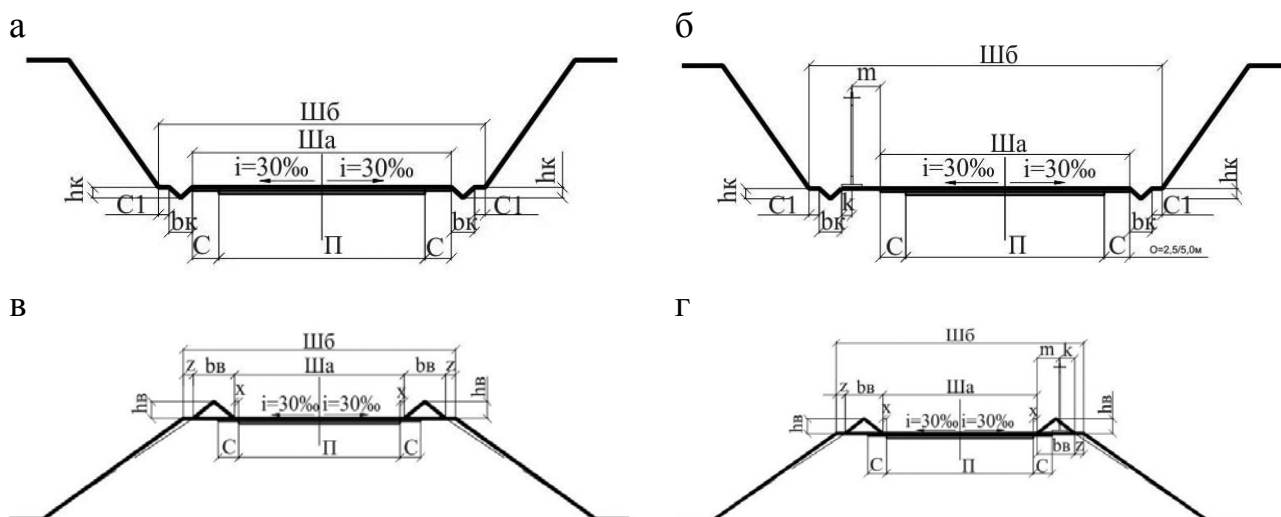


Рис. 2.17. Схемы двухполосных автомобильных дорог в траншее (а, б) и на насыпях (в, г): а, в – без ЛЭП; б, г – при наличии ЛЭП

Выбор типа двигателя, трансмиссии, ходовой части, механизма управления и разгрузки кузова зависят от установленной грузоподъемности автомашины. Скорость движения определяется как конструктивными качествами машин, так и величиной продольных уклонов дорог, качеством их покрытий, сложностью трассы, соотношением участков постоянных и временных дорог, интенсивностью движения. Расход горючего зависит от режима движения машин, дорожных условий, степени износа двигателя. Наибольший расход горючего наблюдается при маневровых операциях, особенно при движении задним ходом.

Расчет параметров автомобильного транспорта

Пропускная способность автодороги N (авт/час) определяется по формуле

$$N = \frac{1000 \cdot V \cdot n_n \cdot K_n}{l_0}, \quad (2.32)$$

где V – средняя скорость движения автосамосвала в карьере, км/ч; n_n – число полос движения автосамосвалов в одном направлении; K_n – коэффициент неравномерности движения автосамосвалов; $l_0 = 50-60$ м – безопасное расстояние между следующими друг за другом автосамосвалами.

Провозная способность автодороги M (т/ч) рассчитывается по формуле

$$M = \frac{N \cdot m_n}{K_{рез}}, \quad (2.33)$$

где $K_{рез} = 1,75-2$ – коэффициент резерва провозной способности; m_n – грузоподъемность автосамосвала, т.

Расчет производительности автосамосвала.

Производительность автосамосвала Π_a (м³/час) определяется по формуле:

$$\Pi_a = \frac{60 \times A}{T}, \quad (2.34)$$

где A – объем горной массы в кузове автосамосвала, м³; T –

продолжительность рейса, мин.

Время рейса автосамосвала T_p (мин) составляет

$$T_p = \frac{60 \times L_z}{V_z} + \frac{60 \times L_n}{V_n} + t_p + t_n + t_m + t_{np} + t_{ож}, \quad (2.35)$$

где L_z – расстояние транспортирования груженого автомобиля от забоя расположенного на глубине до перегрузочного пункта, км; L_n – расстояние транспортирования порожнего автомобиля, км; V_z – скорость движения груженого автомобиля, км/час; V_n – скорость движения порожнего автомобиля, км/час; t_p – время разгрузки автомобиля, мин; t_n – время погрузки автомобиля, мин; t_m – время маневров, мин; t_{np} – время простоя в течении часа, мин; $t_{ож}$ – время ожидания погрузки, мин.

Рабочий парк автосамосвалов P_n (ед.), в расчете приходящийся на один забой при транспортировании до перегрузочного пункта, определяется по формуле

$$P_n = \frac{P_k K_{сум}}{P_a \cdot P \cdot K_u}, \quad (2.36)$$

где P_k – сменная производительность одного экскаваторного забоя (производительность экскаватора) по горной массе, м³; $K_{сум}$ – коэффициент суточной неравномерности перевозок; P – число часов работы в смену, час.; $K_u = 0,94$ – коэффициент использования автосамосвалов в течении смены (при шести часовой работе).

Инвентарный парк автосамосвалов N_a (ед.) определяется с учетом коэффициента технической готовности $K_{м.г.} = 0,6-0,8$ и округлением до целого числа автомашин

$$N_a = \frac{P_n}{K_{м.г.}}. \quad (2.37)$$

Эксплуатационная производительность автосамосвала P_a (т/см) определяется по формуле

$$P_a = \frac{60 \cdot C_m \cdot T \cdot K_u}{T_p}, \quad (2.38)$$

где C_m – грузоподъемность автосамосвала, т; T – продолжительность рабочей смены, часов; K_u – коэффициент использования автосамосвалов, 0,7–0,8.

2.4.2. Железнодорожный транспорт

В практике проектирования и эксплуатации глубоких карьеров (Криворожского, Южного ГОКа, Коркинского, Баженовского месторождений и др.), разрабатываемых с применением железнодорожного транспорта, наибольшее распространение получил способ вскрытия и отработки глубоких горизонтов тупиковыми съездами. При этом постоянные съезды располагаются, как правило, на лежащем борту карьера и позволяют иметь в работе до двадцати и более рабочих горизонтов. Размеры движения на них

возрастают по мере приближения к выезду из карьера. Общая протяженность тупиковых съездов зависит от величины руководящего уклона пути, высоты между смежными транспортными горизонтами и может достигать десятков километров. В этих условиях особое значение приобретает принятая организация движения поездов.

Существующее на карьерах движение поездов при транспортировании горной массы с глубоких горизонтов характеризуется движением двух видов – сквозным и угловым. Как правило, выездная трасса формируется постоянной, а передвижные пути устраиваются только в экскаваторных забоях. Карьерные поля отрабатываются с первоочередной постановкой верхних уступов в предельное положение и выходом на границу по поверхности. Вследствие этого значительные объемы вскрыши вынимаются в первую половину срока эксплуатации карьера [12].

Увеличение глубины карьеров сопровождается усложнением путевого развития, которое приобретает ряд особенностей: отдельные пункты (станции, посты) переносятся на большую глубину; для организации обособленных грузопотоков, различающихся по характеру грузов (вскрыша, руда) или по направлениям (обоганительная фабрика, отвал) создаются специализированные заезды; основные заезды на глубокие горизонты действующих карьеров имеют уклоны от 40 ‰ на верхних горизонтах до 60 ‰ – на нижних. При этом получают большое преимущество варианты комбинированных спирально-тупиковых схем заездов.

Анализ проектных решений и опыта эксплуатации глубоких карьеров показывает, что при использовании железнодорожного транспорта на глубоких горизонтах его маневренность снижается не только в зоне углубки, но и при разносе глубоких горизонтов. С ростом глубины разработки все более увеличивается длина наклонных участков (с руководящим уклоном 40-60 ‰) и уменьшается длина горизонтальных, т.е. возрастает составляющая подъема горной массы и, как следствие, резко возрастают энергетические затраты на ее транспортирование.

Расчет параметров железнодорожного транспорта.

Расстояние транспортирования L (м) по наклонным выработкам составляет

$$L = \frac{1000 \cdot H_m}{i_p} \cdot K_y, \quad (2.39)$$

где H_m – глубина ввода железнодорожных путей в карьер, м; i_p – руководящий уклон пути, ‰; K_y – коэффициент удлинения трассы, м.

Для условий возможной остановки поезда на руководящем или смягченном уклоне производят проверку (расчет) принятой массы состава по условиям трогания на заданном профиле с учетом повышения сопротивления движению при трогании, преодолению тягового усилия на преодоление силы инерции и кривизны пути. При этом расчет массы состава m_c (т) производят по формуле [8]

$$m_c = \frac{m_l \cdot g \cdot (1000 \cdot \psi_{mp} \cdot k_c - \omega_R - \omega_o' - i_p - 110 \cdot a)}{(\omega_R + \omega_o'' + i_p + 110 \cdot a) \cdot g}, \quad (2.40)$$

где m_l – масса локомотива, т; ψ_{mp} – коэффициент сцепления при трогании; ω_R – удельное сопротивление движению от кривизны пути, Н/кН;

$$\omega_R = \frac{700}{R}, \quad (2.41)$$

ω_o' – удельное основное сопротивление движению карьерных локомотивов, Н/кН;

$$\omega_o' = (2,8 + 0,08 \cdot V) \cdot 1,2, \quad (2.42)$$

ω_o'' – основное сопротивление движению думпкаров, Н/кН;

$$\omega_o'' = (3,6 + 0,04 \cdot V) \cdot 1,2, \quad (2.43)$$

i_p – руководящий уклон пути, ‰; a – ускорение при трогании (0,03...0,05), м/с²;

Количество вагонов в составе n (ед.) равно

$$n = \frac{m_c}{q \cdot (1 + k_T)}, \quad (2.44)$$

где q – грузоподъемность прицепного вагона, т; k_T – коэффициент тары прицепного вагона.

Полезная масса состава $n \cdot q$ (т) определяется из соотношения

$$n \cdot q = \frac{m_c}{1 + k_T}, \quad (2.45)$$

Полезная масса состава с тяговыми агрегатами и моторными думпкарами составляет

$$n \cdot q = \frac{m_c}{1 + k_T} + q_m \cdot n_m, \quad (2.46)$$

где q_m – грузоподъемность моторного думпкара, т; n_m – количество моторных думпкаров, ед.

Пропускная способность железнодорожной линии N_{zp} (пар поездов/сутки) – для однопутных линий (пар поездов) она равна

$$N_{zp} = \frac{60 \cdot T}{(t_{zp} + t_{nop} + 2\tau) K_3}, \quad (2.47)$$

T – время работы транспорта в сутки, ч; t_{zp} – время движения по перегону в грузовом направлении, мин; t_{nop} – время движения по перегону в порожняковом направлении, мин; τ – общий станционный интервал по каждой из станций, ограничивающих перегон, мин; $K_3 = 1,25-1,3$ – коэффициент запаса, учитывающий время, затрачиваемое на выполнение работ по текущему состоянию и ремонту пути;

$$t_{zp} = \frac{L}{V_{zp}}, \text{ ч} \quad t_{nop} = \frac{L}{V_{nop}}, \text{ ч} \quad (2.48)$$

L – длина перегона, км; V_{zp} , V_{nop} – скорость движения поезда соответственно в груженном и порожняковом направлениях, км/ч.

– для двухпутных линий (пар поездов) [9] для каждого направления (груженого и порожнего) пропускная способность рассчитывается по формулам

$$N_{zp} = \frac{60 \cdot T}{(t_{zp} + \tau)K_3}; \quad N_{nop} = \frac{60 \cdot T}{(t_{nop} + \tau)K_3}. \quad (2.49)$$

Производительность состава в сутки Q_u (т/сут) определяется по формуле

$$Q_u = \frac{T \cdot n \cdot q}{t_p}, \quad (2.50)$$

где \mathcal{E}_e – производительность экскаватора, т/ч; t_p – продолжительность рейса локомотивосостава, ч.

Провозная способность ограничивающего перегона M (т/сут) равна

$$M = \frac{N_n \cdot n \cdot q}{K_{рез}}, \quad (2.51)$$

$K_{рез}$ – коэффициент резерва провозной способности, 1,2-1,25.

Число рейсов в сутки N_p (рейсов/сутки) всех локомотивов составляет

$$N_p = \frac{K_{рез} \cdot W_c}{n \cdot q}, \quad (2.52)$$

где W_c – суточная производительность карьера по руде, т.

Число рейсов в сутки одного локомотива n_p (рейсов/сутки) равно

$$n_p = \frac{T}{t_p}, \quad (2.53)$$

t_p – продолжительность рейса локомотивосостава, ч;

$$t_p = t_n + t_{об} + t_{раз} + t_{он} + t_{ож}, \quad (2.54)$$

t_n – время погрузки состава, ч;

$$t_n = \frac{n \cdot q}{P_{этех}}, \quad (2.55)$$

$P_{этех}$ – часовая техническая производительность экскаватора, м³/ч;

$t_{об}$, $t_{он}$ – время движения локомотивосостава по временным и стационарным путям, ч;

$$t_{об} = \frac{2 \cdot L_e}{V_e}; \quad t_{он} = \frac{2 \cdot L_{cm}}{V_{cm}} \quad (2.56)$$

где L_e , L_{cm} – соответственно протяженность временных (забойных и отвальных) и стационарных путей, км; V_e , V_{cm} – соответственно скорость движения по временным и стационарным путям ($V_e = 15 \dots 20$; $V_c = 35 \dots 40$), км/ч; $t_{раз}$ – время разгрузки состава на отвале, ч;

$$t_{раз} = \frac{n \cdot t_{р.в.}}{60}, \quad (2.57)$$

$t_{р.в.}$ – продолжительность разгрузки одного вагона (1,5...3), мин; $t_{ож}$ – время простоев локомотивосостава (6...10), мин $\approx 0,1$ ч.

Число рабочих локомотивов N_c (ед.) определяется по формуле

$$N_c = \frac{W_c \cdot k_{рез} \cdot t_p}{n \cdot q \cdot T}, \quad (2.58)$$

$k_{рез}$ – коэффициент резерва локомотивов (20...25%).

Число рабочих вагонов $N_в$ (ед.) составляет

$$N_в = N_c \cdot n, \quad (2.59)$$

Инвентарный парк локомотивов $N_{ис}$ (ед.) равна

$$N_{ис} = (1,2 \div 1,25) \cdot N_c, \quad (2.60)$$

Инвентарный парк вагонов $N_{исв}$ (ед.) составляют

$$N_{исв} = (1,2 \div 1,25) \cdot N_в \quad (2.61)$$

Железнодорожный путь является инженерным сооружением, к которому предъявляются определенные требования. При проектировании железнодорожного пути на уступах глубокого карьера помимо нанесения будущей трассы на поверхность плана, рассчитывают продольный профиль трассы, обосновывают поперечный профиль земляного полотна и транспортной площадки. Поперечный профиль определяет ширину транспортной бермы и рабочих площадок.

Продольный профиль трассы. Продольный профиль полотна подъездных дорог является графическим изображением вертикальной проекции трассы (рис. 2.18) [1]. Профиль трассы показывает возможные подъемы и спуски трассы, горизонтальные участки. Графически на рис. 2.18 показан продольный профиль трассы от забоя до отвала. Он вычерчивается в масштабах – горизонтальном 1:10000 и вертикальном – 1:1000, т.е. с искажением 1:10. На продольном профиле наносятся линии «черных отметок» (действительное положение земной поверхности по трассе) и линии «красных отметок» (высотное положение бровки сооружаемого земляного полотна).

На продольном профиле графически показывается: 1) разбивка пути через каждые 100 м на пикеты и по мере надобности – на промежуточные пункты (плюсы) с указанием черных и красных отметок; «плюсы» указываются в характерных местах полотна дороги, не совпадающих с пикетами; 2) участки между смежными переломами профиля, называемые элементами продольного профиля; 3) план пути с условным указанием длины прямых и кривых участков, а также необходимые показатели кривых; 4) ситуационный план по трассе с нанесением характерных особенностей пересекаемой местности. Продольный профиль совместно с поперечными профилями земляного полотна может служить для расчета объемов земляных работ.

Поперечный профиль земляного полотна вычерчивается в масштабе 1:100-1:200 и дает графическое изображение земляного полотна в плоскости, перпендикулярной продольному профилю (рис. 2.19).

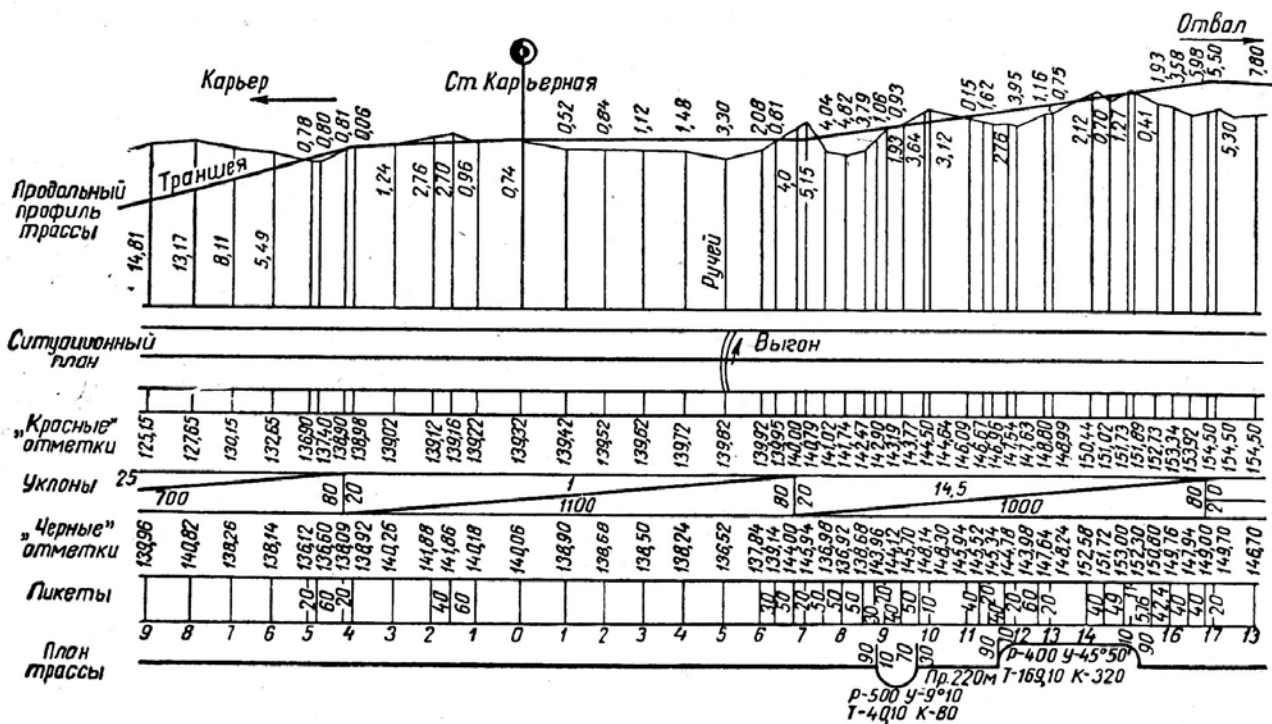


Рис. 2.18. Профиль карьерного железнодорожного пути

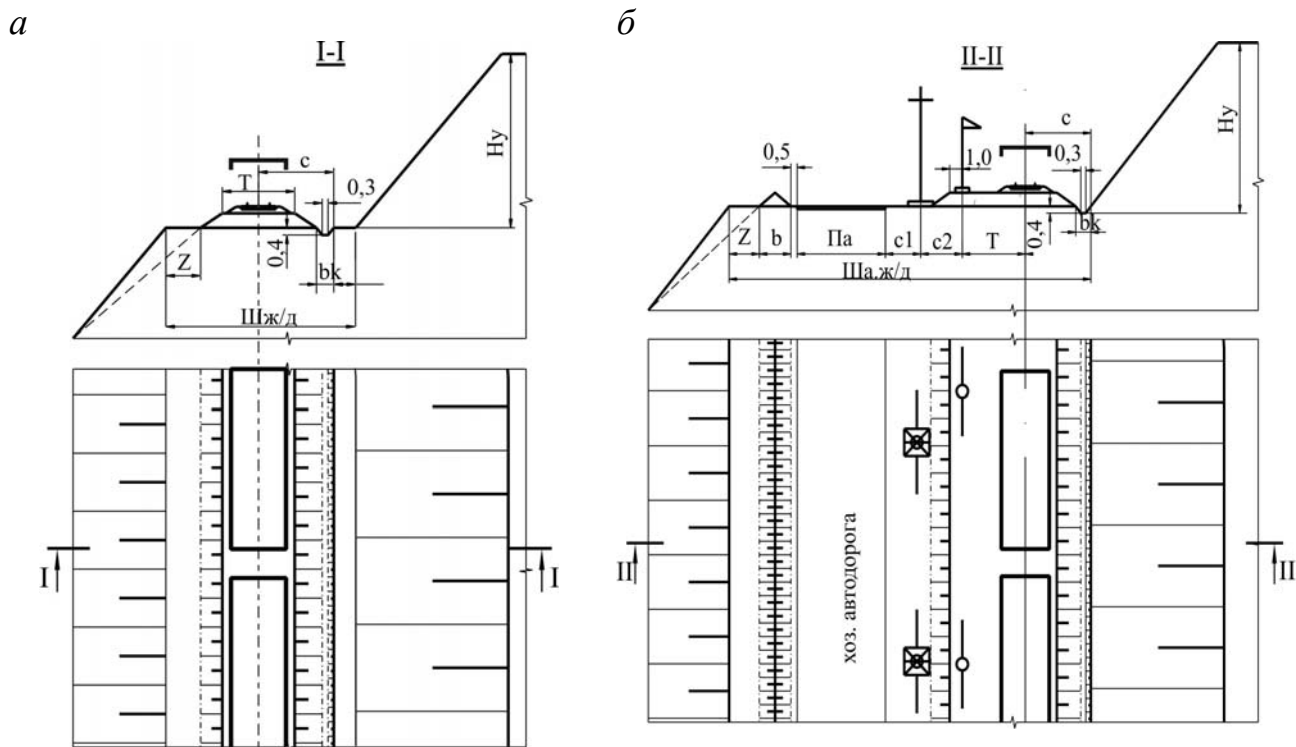


Рис. 2.19. Поперечный профиль земельного полотна и транспортной площадки при использовании железнодорожного транспорта: а – транспортная железнодорожная площадка; б – железнодорожная и хозяйственная дороги на транспортной площадке

Уклоны железнодорожных линии на протяжении трассы от забоя до отвала изменяются от 0 до 60 %. При глубине до 150 м возможна работа

исключительно электрифицированного подвижного состава с использованием в качестве локомотивов электровозов или тяговых агрегатов. Последние специально изготавливаются для работы в тяжелых условиях глубоких карьеров, имеют сцепной вес 360-372 т, способны преодолевать уклоны 40-80 ‰. Число прицепных думпкаров в составе предопределяет устройство железнодорожных станций и распределительных пунктов строго определенной длины, что существенно влияет на возможность вписывания путевого развития в сложившуюся конфигурацию отработанных уступов. Как правило, выездная трасса формируется постоянной, а передвижные пути устраиваются только в экскаваторных забоях [8, 13]. На время проведения буровзрывных работ контактные сети и забойные железнодорожные пути убираются с последующим восстановлением.

Угловое движение поездов требует периодических остановок на отдельных пунктах, связанных с изменением направления движения поездов. Техничко-экономическая оценка преимуществ и недостатков тех или иных способов организации движения поездов осуществляется путем анализа, основанного на планируемых поездопотоках, графика движения поездов и погрузки составов. График учитывает подвижность пунктов погрузки и разгрузки во времени и пространстве, разбросанность экскаваторных забоев по различным горизонтам, переменное влияние на ход производственного процесса ряда производственных факторов. Для четкого выполнения графика движения поездов и погрузки локомотивосоставов необходима слаженная, ритмичная работа всех подразделений, входящих в горнотранспортный процесс.

Число одновременно эксплуатируемых перегрузочных пунктов (ПП) зависит от провозной способности выездных траншей с железнодорожным транспортом и требуемого объема выемки горной массы.

Продолжительность обмена состава в основном зависит от скорости движения поезда, протяженности фронта горных работ на уступе и схемы развития забойных путей. Путевая схема должна быть простой, иметь минимальное число путей, стрелочных переводов и учитывать специфику ведения буровзрывных работ. Решающее значение при выборе схемы имеют тип, мощность и число экскаваторов, расположенных на горизонте. При отработке вскрышных пород, как правило, принимается, что на горизонте в работе находится один экскаватор.

2.4.3. Конвейерный транспорт

Конвейерный транспорт является самым экономичным и оказывает наименьшее отрицательное влияние на окружающую среду. Ленточные конвейеры применяются в комбинации с автомобильным транспортом и выдают горную массу на поверхность по кратчайшему расстоянию.

По назначению и месту установки конвейера в транспортной схеме на открытых разработках их подразделяют на забойные, соединительные, подъемные, магистральные, отвальные, вспомогательные.

Для транспортирования мягких, дробленых скальных и полускальных пород в глубоких карьерах используют преимущественно ленточные конвейеры. Их применяют как при поточной технологии, так и при циклично-поточной. Наибольшее распространение получила циклично-поточная технология, предусматривающая совместное применение автомобильного или железнодорожного транспорта с конвейерным.

Конвейерные подъемники располагаются на борту карьера в открытых и подземных выработках, в предварительно пройденных траншеях, а также в наклонных шахтных стволах и, частично, в траншеях. Подъемники в траншеях располагают относительно борта карьера нормально к плоскости борта, диагонально, криволинейно (с переломом) и зигзагообразно (рис. 2.20). Если угол наклона борта карьера не превышает допустимого угла подъема трассы ленточного конвейера, то подъемник располагается нормально к борту с минимальными объемами выемки и насыпей. На карьерах, разрабатывающих крутонаклонные залежи, для размещения конвейеров проводят внутренние и внешние траншеи [5]. Применяемые в глубоких карьерах конвейеры бывают стационарные и полустационарные, а по своему назначению и расположению подразделяются на подъемные и магистральные.

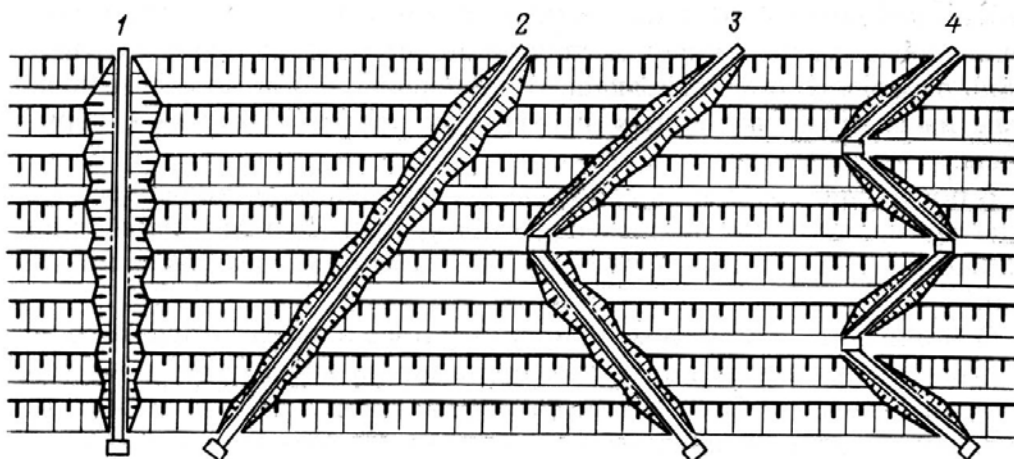


Рис. 2.20. Схема расположения конвейерных наклонных подъемников на борту карьера: 1, 2, 3, 4 – соответственно нормальное, диагональное, криволинейное и зигзагообразное

Основной особенностью использования автомобильно-конвейерного транспорта является использование перегрузочных пунктов с устройствами предварительного дробления скального материала перед подачей на конвейер. Как правило, конвейерная установка располагается на откосе нерабочего борта или в наклонном стволе (рис. 2.21, 2.22). В основном конвейерные системы располагаются нормально в подземных галереях или диагонально – в траншее на борту карьера. Размеры перегрузочной площадки зависят от параметров дробильной установки, схем заездов колесного транспорта, радиуса разворота автосамосвалов и т.д.

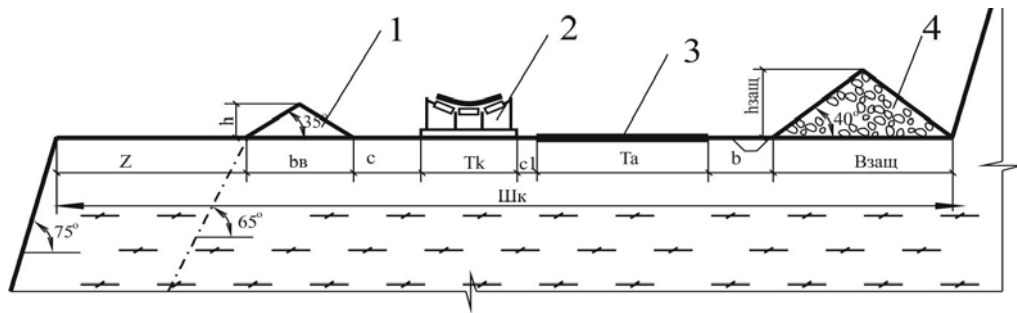


Рис. 2.21. Схема расположения конвейерной установки в полутраншее: 1 – предохранительный вал; 2 – конвейерный став; 3 – техническая полоса; 4 – удерживающий вал

Общий расчет параметров конвейерного транспорта.

Глубина заложения наклонной траншеи H_T (м) соответствует текущему положению горных работ

$$H_T = H_{TK}, \quad (2.62)$$

Длина проекции конвейерной линии L_T (м) равна

$$L_T = \frac{H_T}{\sin \alpha_K}, \quad (2.63)$$

где α_K – угол наклона траншеи к горизонту, град.

Минимальная площадь S_{mn} (м²) перегрузочного пункта из автомобильного транспорта в конвейерный составляет

$$S_{mn} = (B_g + 2 \cdot R_a + 20) \cdot (L_g + 2 \cdot R_a + 20), \quad (2.64)$$

где B_g , L_g – соответственно ширина и длина дробильного комплекса, м; R_a – радиус разворота автосамосвала, м.

Ширина наклонной выработки e_{mp}^M (м) для размещения конвейерной линии равна

$$e_{mp}^M = (B_K + 4) \cdot n_K, \quad (2.65)$$

где B_K – ширина конвейерной ленты, м; n_K – количество конвейеров на линии подъема, ед.

Часовая техническая производительность ленточных конвейеров Π_K (м³/ч) зависит от ширины ленты, формы поперечного сечения размещенной на ленте горной массы и ее физико-механических характеристик, скорости движения ленты и определяется по формуле [9]

$$\Pi_K = 3600 \cdot F \cdot V_l \cdot K_{заг}, \quad (2.66)$$

где F – площадь поперечного сечения размещенной на ленте горной массы, м³; V_l – скорость движения конвейерной ленты, 2-3 м/сек; $K_{заг}$ – коэффициент загрузки ленты $K_{заг}=0,8-1,0$.

Площадь поперечного сечения горной массы F (м²) размещенной на ленте, зависит от его формы и определяется по формуле А.О. Спиваковского

$$F = K_{нак} \cdot K_{кр} \cdot (0,9 \cdot B_l - 0,5)^2, \quad (2.67)$$

где $K_{нак}$ – коэффициент учитывающий угол наклона конвейера, для горизонтального конвейера $K_{нак}=1$, для угла 14 градусов – $K_{нак}=0,95$; $K_{кр}$ – коэффициент учитывающий конструкцию роlikоопоры, для однороlikовой

опоры $K_{кр}=0,07-0,09$, для трехроликовой $K_{кр}=0,13-0,17$; B_l – ширина конвейерной ленты, м.

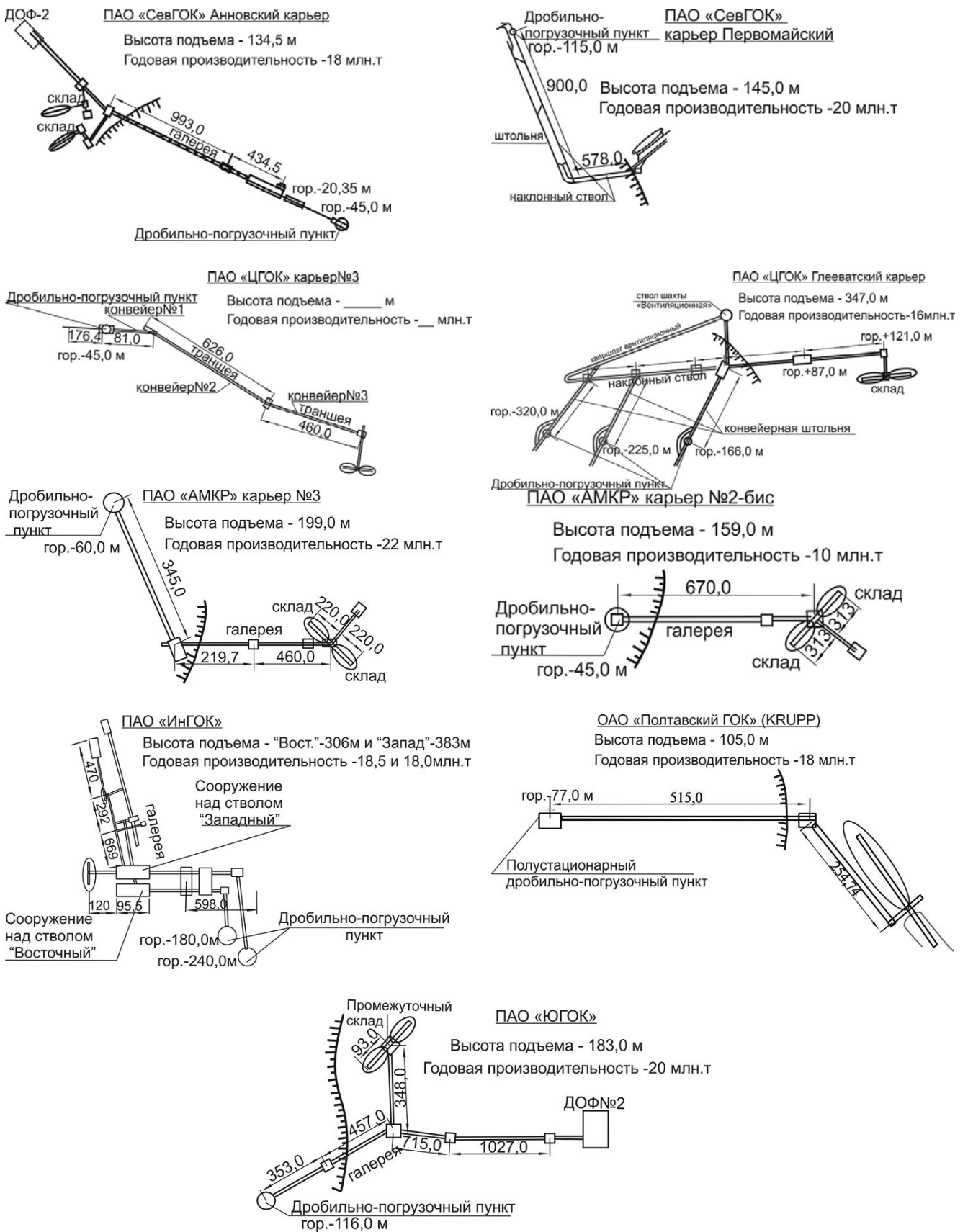


Рис. 2.22. Схемы конвейерных линий на глубоких карьерах Украины

Минимально необходимая ширина конвейерной ленты $B_{\text{лмин}}$ (м) равна

$$B_{\text{лмин}} = 1,1 \cdot \left(\sqrt{\frac{Q_k}{C \cdot V_L}} + 0,05 \right) \quad (2.68)$$

где Q_k – грузооборот карьера, $\text{м}^3/\text{ч}$; C – коэффициент формы поперечного сечения груза, зависящий от угла наклона боковых роликов.

Рассчитанную ширину $B_{\text{мин}}$ (мм) ленты проверяют на возможность транспортирования груза заданной кусковатости

$$B_{\text{мин}} = 2 \cdot d_{\text{max}} + 200, \text{ мм} \quad (2.69)$$

где d_{max} – максимальный линейный размер куска после дробления, мм.

Повышению производительности труда, надежности работы по снижению затрат на конвейерный транспорт способствуют дистанционное управление им. Перемещению породы конвейером предшествует дробление ее до определенной фракции. Транспортная цепочка предусматривает транспортирование руды по рабочим горизонтам и соединительным бермам автосамосвалами и подъем по вскрывающим выработкам на уровень господствующей поверхности. Разгрузка автосамосвалов производится в стационарную, полустационарную или передвижную дробильную установку. После дробления горная порода попадает на разгрузочный конвейер. По мере необходимости пункты приема горной массы могут перемещаться на нижние горизонты и вдоль борта карьера с соответствующим удлинением конвейерного става.

Циклично-поточная технология (ЦПТ) получила большое распространение на территориях СНГ при транспортировании горной массы с глубоких горизонтов карьеров на дневную поверхность. Наибольший эффект использования автомобильно-конвейерного транспорта достигается при сокращении расстояния транспортирования автомобильным транспортом от забоя до перегрузочного пункта. При увеличении расстояния перевозок и высоты подъема горной массы из карьера наступает момент, когда рост затрат приводит к потере автомобильным транспортом экономической эффективности. Уменьшение энергозатрат в этом случае достигается при частичной замене автомобильного транспорта на конвейерный.

В зависимости от глубины ввода конвейерной установки соответственно увеличивается или сокращается количество используемого парка автосамосвалов. На количество автосамосвалов при установленной производительности конвейерной линии будет влиять время на загрузку автосамосвалов (рис. 2.23), время на движение транспорта с учетом снижения скорости при подъеме и на разворотах (рис. 2.24). Время маневров зависит от профессионализма водителя, а время на разгрузку составляет в среднем от 1,5 до 2 мин с учетом поднятия кузова автосамосвала и его опускания в исходное положение. Таким образом, основное время работы автомашин определяется продолжительностью загрузки кузова и длительности движения, которые и влияют на общий цикл транспортирования.

В общем случае при транспортировании горной массы по циклично-поточной технологии, количество автосамосвалов будет влиять на себестоимость эксплуатации данного комплекса.

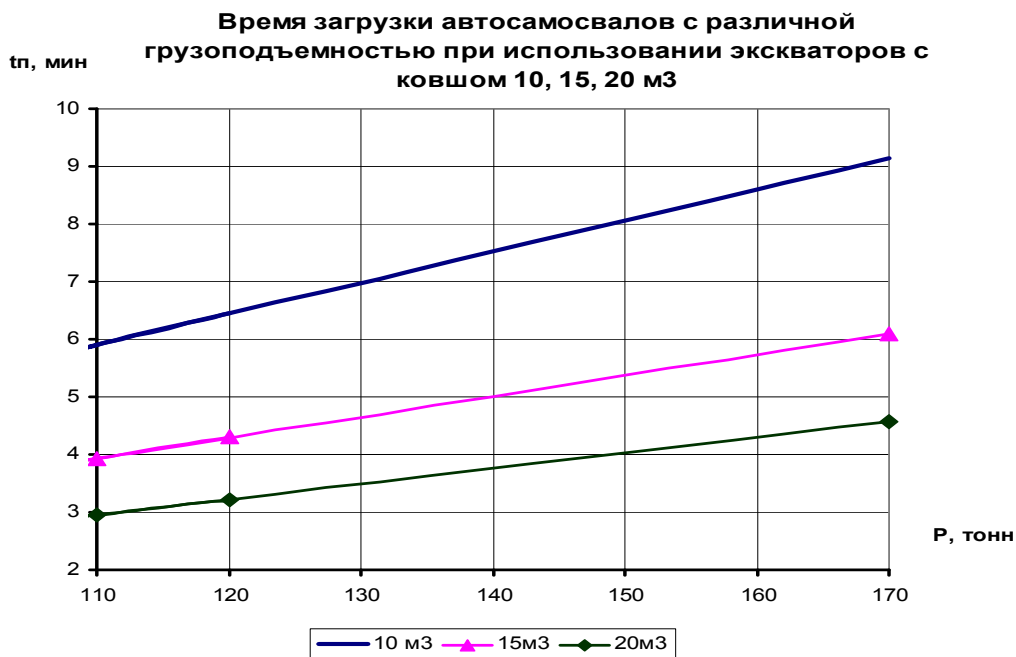


Рис. 2.23. График зависимости времени загрузки автотранспорта (t_p) с различной грузоподъемностью (P) при различных видах экскаваторов с вместимостью ковша 10, 15, 20 м³



Рис. 2.24. График зависимости времени движения $t_{дв}$ (мин) от расстояния транспортирования L (км) в глубоком карьере

Расчет количества автосамосвалов, обслуживающих поточную технологию в условиях карьера Мурунтау показан на рис. 2.25. Как видно из приведенного графика, наименьшее количество автосамосвалов для обслуживания комплекса поточной конвейерной линии необходимо при эксплуатации автосамосвалов с большей грузоподъемностью.

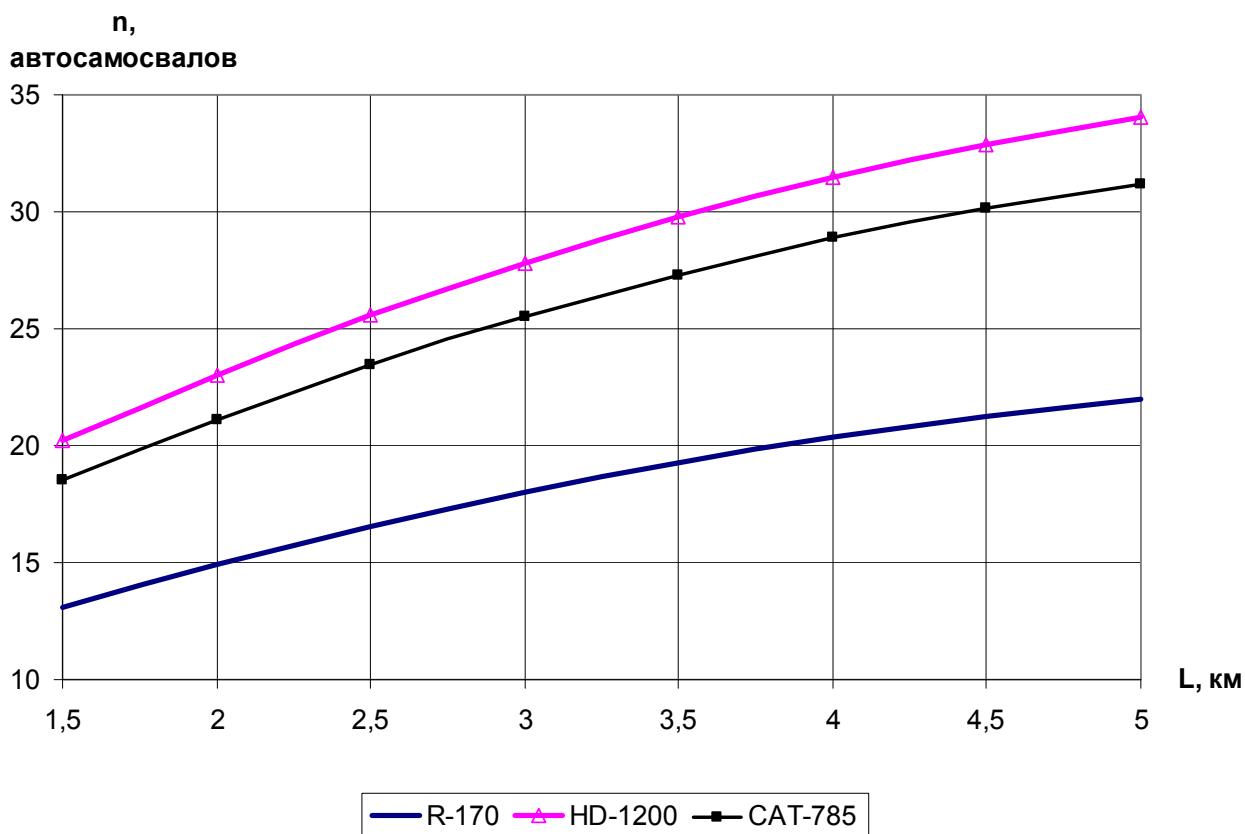


Рис. 2.25. График зависимости количества автосамосвалов n (авто) различной грузоподъемности от расстояния транспортирования L (км) горной массы (автосамосвалы R-170 (170 т), HD-1200 (120т), CAT-785 (136 т)) для обслуживания ЦПТ (карьер Мурунтау).

Ранее выполненными исследованиями установлено, что период непрерывной работы каждой дробилки в стационарном положении составляет 6-8 лет, а шаг переноса – 90-120 м [14]. Проектные мощности комплексов ЦПТ на ГОКах Кривбасса показаны в табл. 2.9.

Таблица 2.9

| Предприятия | Проектная мощность комплексов, млн. т/год | Фактические объемы выдачи горной массы, тыс.т | | |
|-----------------------|---|---|---------|---------|
| | | 1990 г. | 2000 г. | 2010 г. |
| ПАО «Ингулецкий ГОК» | 36,0 | 33,0 | 27,6 | 36,9 |
| ОАО «ЮГОК» | 36,0 | – | – | 3,1 |
| ПАО «Северный ГОК» | 49,5 | 23,0 | 6,1 | 34,2 |
| ПАО «Центральный ГОК» | 16,0 | 17,1 | 10,8 | 9,9 |

Основные показатели комплексов ЦПТ железорудных предприятий Украины и зарубежных стран согласно [15] приведены в табл. 2.10. Объем переработки и транспортирования горной массы с использованием ЦПТ в странах СНГ составляет 10%, в то время как на предприятиях Канады, США, Австралии, Чили и других зарубежных стран – свыше 50 % от общего объема

добычи и переработки минерального сырья. На зарубежных предприятиях комплексы ЦПТ изначально были ориентированы в основном на полуперемещаемые дробильные установки с последующим переходом на передвижные. В странах СНГ были построены комплексы ЦПТ со стационарными дробильными корпусами в карьерах, что в определенных условиях становилось препятствием для дальнейшего развития карьера.

Таблица 2.10

Показатели работы ЦПТ железорудных карьеров

| Предприятие (страна) | Проектная производительность, млн.т/год | Тип дробилки | Высота подъема, м | Длина конвейера, м | Ширина ленты, мм | Скорость движения ленты, м/с | Угол наклона к горизонту, град. | Число конвейерных ставов (в карьере/на поверхности) |
|--|---|--------------------------------------|-------------------|--------------------|------------------|---------------------------------|------------------------------------|---|
| Ингулецкий ГОК (Украина) | 18,0 | ККД- 1500/180 | 180 | 1700 | 2000 | 2,5 | 16 | 2/1 |
| Северный ГОК: Анновский карьер Первомайский к-р (Украина) | 18,0 20,0 | ККД- 1500/180 ККД- 1500/180 | 163,5 240 | 2400 1500 | 2000 2000 | 2,34 2,34 | 15 | 2/1 3 |
| Южный ГОК (Украина) | 20 | ККД- 1500/180 | 172,5 | 2715 | 2000 | 2,5 | 15 | 2/2 |
| Центральный ГОК карьер №1 (Украина) | 16 | ККД- 1500/180 | 257 | 1828 | 1600 | 3,15 | 16 | 2/3 |
| АрселорМиттал Кривой Рог : карьер №3 | 16 | ККД- 1500/220 | 199,3 | 1200 | 2000 | 2,34 | 15 | 1/1 |
| карьер №2-бис (Украина) | 10 | ККД- 1500/180 | 160 | 780 | 1600 | 3,15 | | 2 |
| Полтавский ГОК KRUPP (Украина) | 12 | ККД-1525 | 120 | | 2000 | 2,34 | 15 | 1/1 |
| Twine Buttes (США) | 9,4 | 1370x2030 | 270 | 770+ 595 | 1525 | Н.д. | 14 | 2 |
| Sierrita (США) | 29 | 1525x2260 | 150 | 8300 | 1830 | -/- | 12 | >2 |
| Bagdad (США) | 12 | 1525x2760 | 300 | 2000 | 1830 | -/- | Н.д. | Н.д. |
| Copperton (США) | 34 | 1525x2770 | Н.д. | 8100 | 1830 | -/- | Измен. | 6 |
| Valley Copper (Канада) | 50 | 1525x2260 | -/- | 2000 | 1830 | -/- | 13 | >2 |
| Butler Taconite (США) | 8,3 | 1525x2590 | -/- | 859 | 1830 | 2,97 | Н.д. | Н.д. |

Продолжение таблицы 2.10

| | | | | | | | | |
|-----------------------|--------------|-------------------|------|--------------|------|------|--------|------|
| Republic Mine (США) | 7,3 | 1370x1880 | Н.д. | 858 | 1220 | -//- | -//- | -//- |
| Chino (США) | 12,5 | 1370x1880 | Н.д. | 1039 | 1370 | 2,97 | -//- | -//- |
| Chuquicamata (Чили) | 35 | 1370 | -//- | Н.д. | Н.д. | Н.д. | -//- | -//- |
| Quartz Hill (США) | 21 | 1525 | -//- | 6400 | -//- | -//- | -//- | -//- |
| Thompson Kreek (США) | 8 | 1525 | 370 | 2200 | -//- | -//- | -//- | -//- |
| Qwesta (США) | 12 | Н.д. | 180 | 2100 +720 | -//- | -//- | 10 | -//- |
| Palabora (ЮАР) | 29,15 | Щек.2100 x2400 | >200 | Н.д. | -//- | -//- | Н.д. | -//- |
| Fox Nox (США) | 15 | 1525 | 805 | Н.д. | 1370 | -//- | -//- | -//- |
| Alumbrega (Аргентина) | 29 | 1525x2795 | -//- | Н.д. | Н.д. | -//- | -//- | -//- |
| Los Pelambres (Чили) | 29 | 1525x2795 | 1600 | 12700 | 1830 | 6 | Измен. | 3 |
| Escondida (Чили) | 12,3 | 1370 | Н.д. | 1400 | Н.д. | Н.д. | Н.д. | Н.д. |
| Collahuachi (Чили) | 21 | 1525 | -//- | Н.д. | Н.д. | -//- | -//- | -//- |
| Mission (США) | 8600т/ ч | ММД 1300 | 170 | 3500 | 1800 | -//- | 2-9 | 4 |
| Sarajas (Бразилия) | 16700 т/ч | Щек.1600 x1400 | Н.д. | Н.д. | Н.д. | -//- | Н.д. | Н.д. |

Таким образом, при применении полустационарных и передвижных дробильно-перегрузочных пунктов и конвейеров возможно изменение форм и положения трасс внутри карьера.

С учетом опыта предыдущих лет, развитие циклично-поточной технологии является одним из направлений прогрессивной добычи полезного ископаемого на глубоких горизонтах карьеров.

Транспортные площадки при одновременном размещении различных видов оборудования

В глубоком карьере могут возникнуть ситуации размещения на одной транспортной берме двух видов транспорта. В основном совмещают на одной площадке автомобильные полосы и железнодорожные пути см. рис. 2.26. Количество транспортных полос и число колеи в них определяется проектом, провозной и пропускной способностью дорог. При наличии железнодорожного пути ближе 25 м от края проезжей части автодороги необходимо обязательно устраивать ограждающий вал между железнодорожным путем и автомобильной дорогой (рис. 2.26). Возможны также комбинации обустройства на одной берме автомобильной дороги и конвейерного става или железнодорожного пути и конвейерного става. При наличии конвейеров обязательно оставляются места для прохода людей и устраиваются помосты для перехода через конвейер.

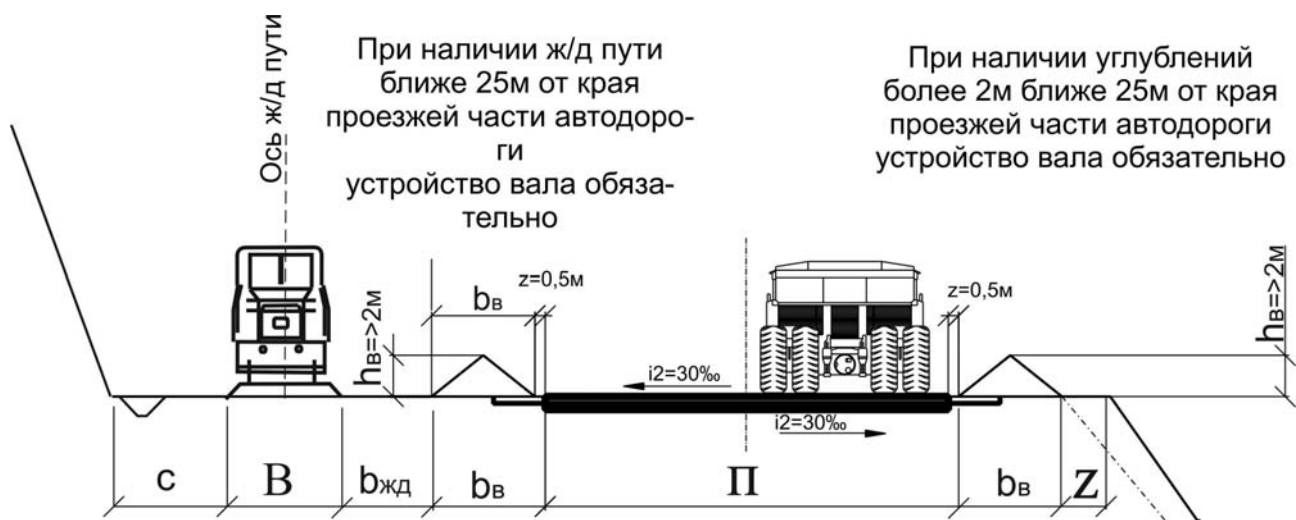


Рис. 2.26. Размещение автомобильного и железнодорожного подвижного состава на одной транспортной площадке без устройства ЛЭП

2.5. Предохранительные бермы

Согласно «Правил охраны труда во время разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом» (Украина), через каждые два уступа при их погашении должны оставаться предохранительные бермы. Расстояние между предохранительными бермами во время погашения уступов и постановки их в граничное положение должно быть определено проектом, но не более высоты двух уступов. Ширина и расположение предохранительных берм безопасности устанавливаются исходя из принятого угла откоса борта карьера и углов откосов отдельных уступов с учетом «Правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом». Конструкция и порядок обслуживания предохранительных берм определяются проектом. В нем необходимо предусмотреть способ очистки берм, а также применяемое оборудование и технику в зависимости от параметров бермы.

Предохранительная берма (берма безопасности) – небольшая площадка, которая оставляется между уступами карьера на нерабочих бортах для повышения их устойчивости и задержания кусков породы, которые скатываются или осыпаются.

Минимальная ширина предохранительной бермы b (м) с учетом механизированной очистки составит

$$b = \frac{1}{3} h_y, \quad (2.70)$$

где h_y – высота уступа (или объединенных уступов), м.

Предохранительные бермы обустриваются горизонтальными или с уклоном в сторону борта карьера. В изменяющихся горно-геологических, технологических и экономических условиях разработки глубоких месторождений требуются новые подходы, нетрадиционные технологические и организационные решения для уменьшения объемов выемки вскрыши.

Одним из путей решения этой задачи является увеличение угла откоса борта карьера в зоне доработки с применением специальных методов укрепления откосов уступов. Для этого предлагается использовать различные конструкции предохранительных берм безопасности: наклонные, с защитным валом, с бордюрным выступом и улавливающей траншеей, искусственные предохранительные площадки в виде отдельных передвижных секций, которые защищают горнотранспортное оборудование и людей от случайно падающих отдельностей горной массы (камней, валунов) [16]. На рис. 2.27 приведены конструкции различных вариантов предохранительных берм применительно к условиям работы глубоких карьеров.

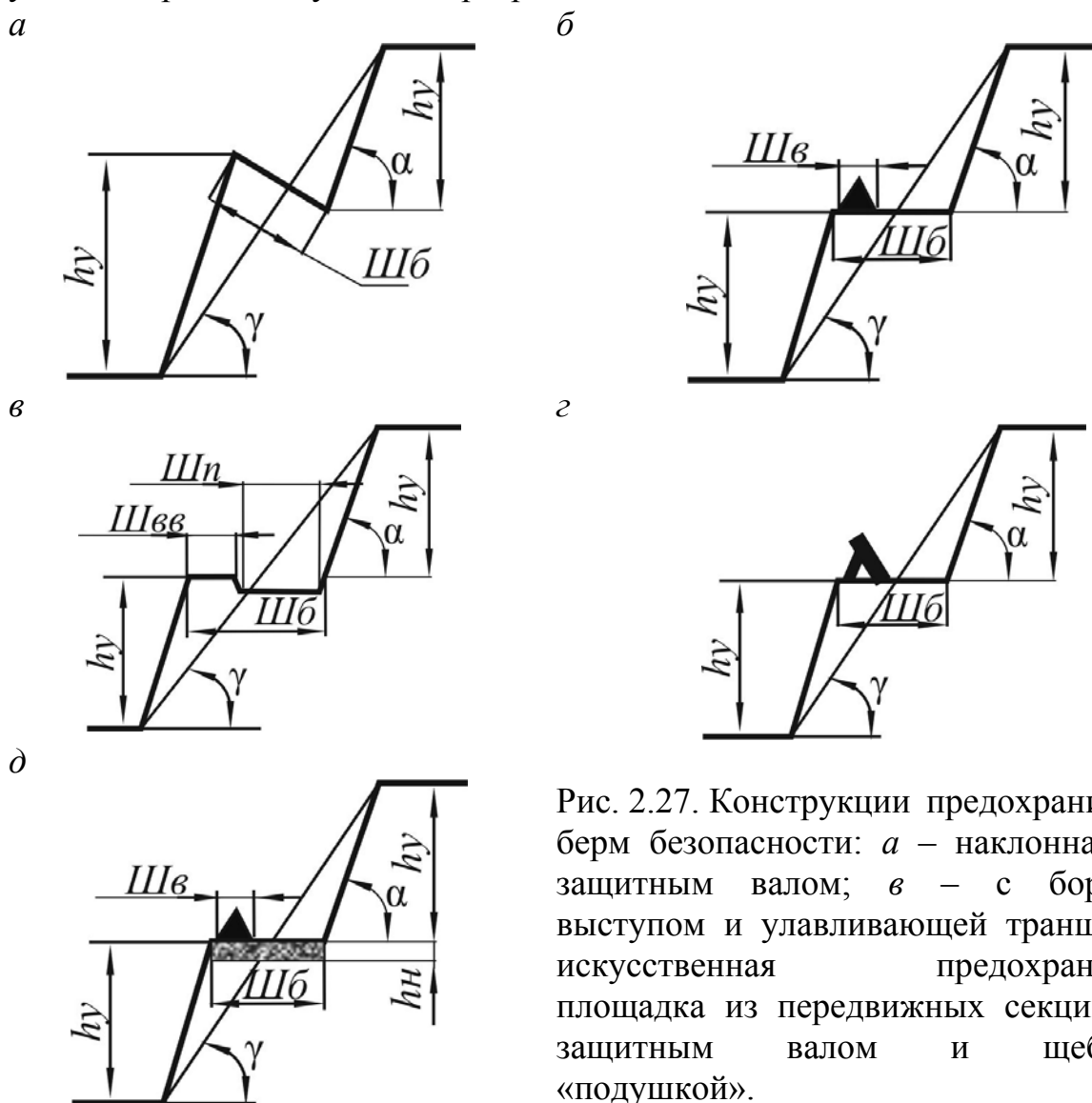


Рис. 2.27. Конструкции предохранительных берм безопасности: а – наклонная; б – с защитным валом; в – с бордюрным выступом и улавливающей траншеей; г – искусственная предохранительная площадка из передвижных секций; д – с защитным валом и щебеночной «подушкой».

В соответствии с разработанными технологиями (пат. РФ № 2233982) в работе [16] предполагается отработку горизонтов производить уступами с горизонтальными и наклонными площадками (рис. 2.27, а) (а.с. СССР №28992А). При этом центральную часть карьера отрабатывают горизонтальными, а периферийные участки, расположенные в прибортовой зоне карьера - наклонными площадками. Основными преимуществами такой технологической схемы является безопасность работ под откосами высоких

уступов, улучшение условий осушаемости рудных блоков при отработке обводненных участков месторождения и исключение горноподготовительных работ по вскрытию глубоких горизонтов карьера (рис. 2.28).

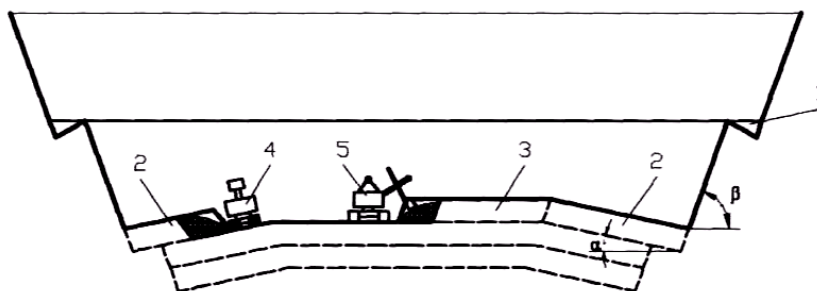


Рис. 2.28. Схема отработки горизонтов карьера комбинацией горизонтальных и наклонных уступов: 1 - наклонная берма безопасности; 2 - наклонные уступы; 3 - горизонтальные уступы; 4, 5 - экскаваторы, соответственно на наклонной и горизонтальной площадке уступов

Наиболее простая с точки зрения технологии и обустройства является конструкция бермы безопасности, приведенная на рис. 2.27, в. Для ее обустройства достаточно подготовить площадку и разместить вдоль призмы возможного обрушения вал безопасности. Более трудоемкой по способу создания является берма с бордюрным выступом и улавливающей траншеей, поскольку для ее сооружения необходимо сформировать траншею. Однако, ее проведение в скальных породах потребует проведения дополнительных работ вследствие более глубокого бурения скважин прибортового ряда с последующим взрыванием. Передвижные секции (рис. 2.27, г) можно сооружать по всему периметру горизонта под откосами высоких уступов в районе работы оборудования. На момент прекращения работы на участке они могут быть демонтированы. Установка их и перемещение будет сопровождать работу оборудования на глубоких горизонтах. В основании берм в некоторых случаях предлагается укладывать щебеночную «подушку» (рис. 2.27, д) для снижения амортизации, а следовательно и кинетической энергии скатывающихся кусков породы.

2.6. Площадки перегрузочных пунктов при комбинированных видах транспорта

При разработке крутопадающих месторождений полезных ископаемых открытым способом горные работы ведутся в пределах рабочей зоны карьера, высота которой равна суммарной высоте уступов, находящихся в одновременной разработке. Уменьшающиеся с глубиной размеры карьера в плане приводят к сокращению длины фронта работ и ограничивают возможность использования железнодорожного транспорта. Для обеспечения заданной производительности карьера в этих условиях требуется применение автосамосвалов, за счет чего вскрываемая площадь на горизонте может быть снижена до 1600 м^2 .

Практика применения комбинированного транспорта на современных глубоких карьерах показывает, что их строительство осуществляется, преимущественно, с использованием автомобильного транспорта. При достаточном разnose бортов на верхние горизонты постепенно вводится железнодорожный транспорт, как более производительный и экономичный. В период наращивания производственной мощности подготовка новых горизонтов осуществляется исключительно с применением автосамосвалов. Развитие вскрышных горизонтов производится с применением железнодорожного транспорта. Полезное ископаемое перемещается на поверхность автотранспортом или перегружается в железнодорожный на верхних горизонтах.

В основной период эксплуатации карьера на верхних вскрышных горизонтах применяют железнодорожный транспорт, а в средней зоне – комбинированный автомобильно-железнодорожный. При дальнейшей углубке карьеров наиболее перспективным являются комбинированные виды транспорта: автомобильно-железнодорожный с мотор-вагонной тягой, автомобильно-конвейерный и автомобильно-скиповой. Для эффективной эксплуатации различных схем комбинированного карьерного транспорта используются перегрузочные пункты (ПП). Их конструкция, формируемые смежные площадки и схемы подачи транспортных средств самые разнообразные и зависят от конфигурации бортов карьера, схемы развития горных работ, технологии ведения основных процессов [56]. Классификация перегрузочных пунктов, используемых при разработке глубоких карьеров приведена на рис. 2.29.

Перегрузочные пункты могут оборудоваться как на общей площадке, так и рассредоточиваться по периметру карьера. По местоположению в карьере выделяются схемы размещения ПП на нерабочем и рабочем борту, в приторцевой части борта и в его торце. Взаимное расположение ПП может быть на одном уступе или на двух смежных по высоте уступах, на общей или отдельных площадках. Заезд поездов на погрузочный тупик - прямой, обратный или прямой и обратный. По сроку существования и устройству ПП делят на: стационарные, полустационарные и передвижные.

Перегрузочные работы для загрузки думпкаров осуществляются на специально оборудованных экскаваторных или безэкскаваторных перегрузочных пунктах. Они размещаются на нерабочих участках бортов карьера, занимая площадки шириной 60-80 м и длиной 120-150 м и более. Как правило, ПП устанавливаются на максимальной глубине, куда может быть осуществлен ввод железнодорожного транспорта. Рудные и вскрышные грузопотоки в карьере функционируют отдельно с соответствующими рудными и вскрышными ПП. Если на вскрышных ПП осуществляются только перегрузочные работы, то на рудных возможно частичное усреднение добываемых полезных ископаемых и разделение их по качеству. Рудные и вскрышные грузопотоки могут сходиться на одном перегрузочном пункте, но склады перегружаемой горной массы должны обустраиваться отдельно.



Рис. 2.29. Классификация перегрузочных пунктов, используемых при разработке глубоких карьеров

Перегрузочные пункты при автомобильно-железнодорожном транспорте. Экскаваторные ПП имеют вместимость 25-50 тыс.м³, что позволяет сглаживать неравномерность движения как автосамосвалов, так и железнодорожных поездов при их совместной эксплуатации, создавать резервные запасы горной массы. Однако, большие размеры перегрузочных складов не позволяют своевременно перемещать их к забоям, требуют расширения рабочих площадок, что в условиях глубоких карьеров выполнять затруднительно. По мере углубки карьера ПП переносятся вглубь с шагом 40-90 м.

За рубежом при применении автомобильно-железнодорожного транспорта в карьерах, а также железнодорожного транспорта на поверхности для доставки руды к потребителям широкое распространение получила бункерная погрузка поездов (безэкскаваторная). Выгрузка горной массы из бункеров производится вибрационными или пластинчатыми питателями, установленными под бункерами. При этом вибрационные питатели применяют для перегрузки крупнокусковых и смерзающихся пород.

Исследование основных схем компоновки перегрузочных пунктов при комбинированном автомобильно-железнодорожном транспорте показывает, что безэкскаваторные ПП в карьерах должны соответствовать специфическим требованиям к эксплуатации комбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта, а именно: сравнительно просто и в небольшие промежутки времени демонтироваться, переноситься и возводиться на новом рабочем месте; быть надежными в работе и несложными при обслуживании и эксплуатации; выдерживать большие сейсмические и ударные нагрузки от воздействия массовых взрывов в карьере и падающих крупных кусков горной массы при разгрузке автосамосвалов; занимать как можно меньшие участки борта карьера и площадки на уступе; вписываться в существующую конструкцию борта карьера и технологическую схему ведения горных работ. Указанным требованиям отвечают полустационарные и передвижные перегрузочные пункты, размещаемые на уступах в рабочей зоне карьера или на отработанных вышележащих горизонтах.

Внутрикарьерные полустационарные ПП целесообразно устраивать на уступе, сложенном скальными породами, в массиве которых выполнена выемка для создания аккумулирующего бункера. Их компоновка на уступе возможна по различным технологическим схемам и вариантам. Окончательная схема размещения ПП в карьере может быть принята после определения параметров рабочей зоны в нижней части карьера и подвижного состава автомобильного и железнодорожного транспорта. В общем виде сменную производительность перегрузочного пункта E (т/ч) при использовании магистрального железнодорожного транспорта, который загружается автосамосвалами или погрузчиками, можно определить по формуле

$$E = (T_c - t_n) \cdot n_d \cdot m_n / \left[\frac{m_n \cdot n_{d.o}}{n_n \cdot E_{\text{ч}}} + t_{\text{в.о}} \left(\frac{n_d}{n_{d.o} - 1} \right) + t_o \right], \quad (2.71)$$

где T_c , t_n – соответственно продолжительность смены и регламентированных перерывов в работе, ч; m_n – грузоподъемность вагона, т; $n_{d.o}$ – количество одновременно загружаемых вагонов; n_d – количество вагонов в составе; n_n – количество одновременно работающих погрузочных машин; $E_{\text{ч}}$ – техническая производительность погрузочной машины, т/ч; $t_{\text{в.о}}$, t_o – продолжительность обмена соответственно вагонов и составов при погрузке, ч.

Производительность перегрузочного пункта при загрузке железнодорожных вагонов при эксплуатации вибропитателей значительно больше, чем при эксплуатации экскаваторов. Однако, применение вибропитателей требует сооружение бункеров, что приводит к незначительному использованию их на карьерах (рис. 2.30).

При этом минимальную емкость склада V (м³) при отгрузке в железнодорожный транспорт можно определить по формулам

$$V = H_{\text{в}} \cdot N_{\text{см}} \cdot T_{\text{сут}}, \quad \text{или} \quad V = E \cdot N_{\text{см}} \cdot T_{\text{сут}}, \quad (2.72)$$

где $H_{\text{в}}$ – норма выработки погрузочного оборудования, м³/сут; E – производительность питателя при безэкскаваторной перегрузке, м³/сут; $N_{\text{см}}$ –

количество рабочих смен в сутки, см; $T_{сут}$ – время работы склада без накопления горной массы, сут.

Для определения сменной производительности перегрузочного пункта при использовании автомобильно-конвейерного транспорта следует пользоваться условием

$$Q_{пп} \leq Q_{д} \leq Q_{конв} \quad (2.73)$$

где $Q_{пп}$ – производительность ПП, м³/сут; $Q_{д}$ – производительность дробильной (грохотильной) установки, м³/сут; $Q_{конв}$ – производительность конвейерной установки, м³/сут.

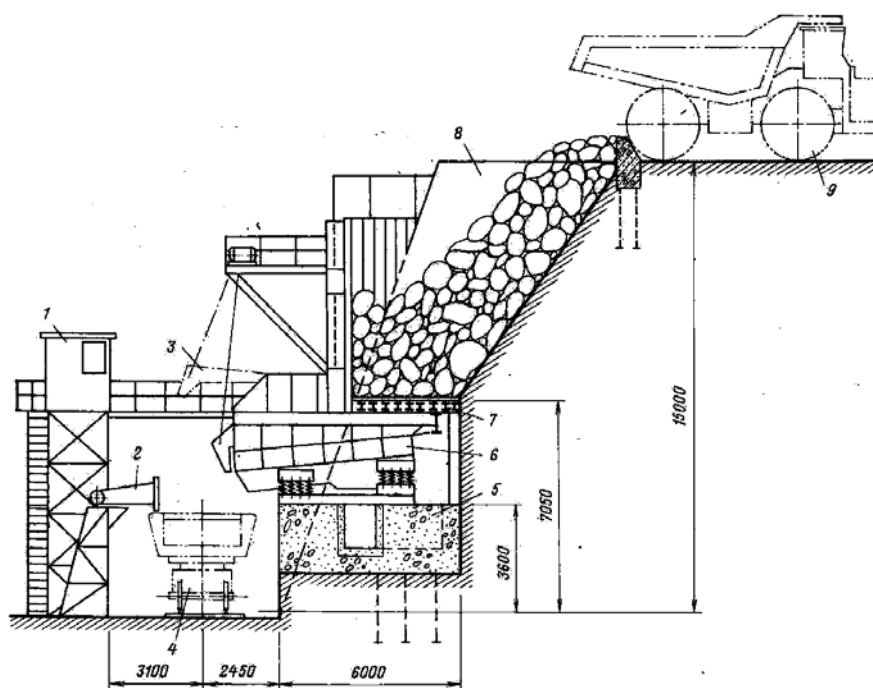


Рис. 2.30. Типовое техническое решение конструкции перегрузочного пункта с вибропитателем [17]

Размеры перегрузочного пункта влияют на объемы выемки вскрышных пород и разнос бортов карьера при их обустройстве. Все схемы размещения ПП характеризуются следующими параметрами: шириной верхней маневрово-разгрузочной площадки; шириной нижней погрузочной площадки; расстоянием между смежными ПП по фронту горизонта; длиной участка уступа (борта карьера), консервируемого под ПП и транспортные коммуникации; длиной склада.

Минимальная длина склада L_{mn} (м) должна соответствовать длине состава и определяться по формулам:

$$\text{для склада } L_{mn} = \frac{V}{h \cdot A}, \quad \text{для состава } L_{mn} \leq L_{сост} = l_{лок} + n_{д} \cdot l_{д} \quad (2.74)$$

где L_{mn} – длина склада ПП, м; $L_{сост}$ – длина железнодорожного состава, м; $l_{лок}, l_{д}$ – соответственно длина локомотива и вагона, м; $n_{д}$ – количество думпкаров в составе, ед.

Общая ширина склада $Ш_m$ (м) (рис. 2.31) определяется по формуле

$$Ш_m = Шв + h \cdot ctg\alpha + Шн, \quad (2.75)$$

где $Шв$ – ширина верхней маневрово-разгрузочной площадки, м; h – высота уступа (склада), м; α – угол откоса уступа горной массы в складе, град.; $Шн$ – ширина нижней площадки ПП, м.

При эксплуатации вибропитателей и бункеров на борту карьера для размещения двух перегрузочных пунктов по данным проф. Симоненко В.И. необходим участок длиной 1063-1290м (рис. 2.31). При этом ширина маневрово-разгрузочной площадки составит 45-76м. Ширина нижней площадки включает в себя ширину склада (заходки или минимальной площадки маневрирования погрузчика), полосу принимающего транспорта, дополнительные полосы (ЛЭП, водоотводной канавы и т.д.), призмы возможного обрушения. Минимальная длина карьера на уровне нижнего горизонта в рабочей зоне, обеспечивающая ввод железнодорожного транспорта и устройство двух ПП на нем, составляет 874-1580м. При глубине ввода железнодорожного транспорта 50-60 м - на карьерах малой протяженности – до 200-250 м, а на карьерах средней и большой протяженности, возможно, ориентировочно определить максимальное количество ПП. Для карьеров малой протяженности - не превышает двух ПП, для карьеров средней протяженности - до четырех ПП и большой протяженности - 4-6 ПП.

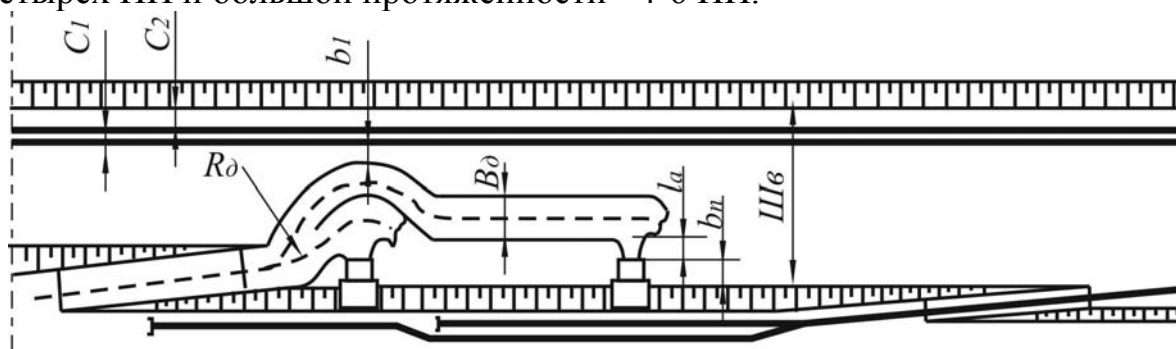


Рис. 2.31. Схема перегрузочного пункта с бункерной перегрузкой и вибропитателями

При выпуске крупнокусковой горной массы из бункеров с помощью пластинчатых питателей необходимым условием является правильный выбор параметров выпускного окна [3]. Установлено, что ширина выпускного отверстия b_n (мм) должна быть не менее $(0,85-0,95) B_{n,n}$, где $B_{n,n}$ – ширина пластинчатого питателя. Высота выпускного отверстия окна $h_{n,n}$ (мм) зависит от размера наибольшего куска взорванной горной массы D_{max} , подаваемой в бункер, и составляет $h_{n,n} = (2,5-3) \cdot D_{max}$. Большое значение для нормальной работы пластинчатых питателей имеет конструкция сопряжения бортов бункера и направляющих ограждений питателя с плоскостью рабочего полотна. Ширина питателя выбирается в зависимости от наибольшего размера куска транспортируемого материала. Отношение ширины питателя к наибольшему размеру куска для питателей тяжелого типа принимают равным – 1,6. Длину питателя определяют геометрическими параметрами бункера, в основном длиной развала материала от выпускного окна вдоль полотна, которая зависит

от угла естественного откоса материала в движении. Пластинчатые питатели имеют невысокие скорости перемещения материала. Их производительность $Q_{n.n}$ (т/ч) рассчитывается по формуле

$$Q_{n.n} = 3600 v_{n.n} h_o^h c \gamma \psi, \quad (2.76)$$

где h_o – расстояние между бортами питателя, м; $h_c = (0,35-0,75)$ – высота слоя материала на полотне или бортах, м; $v_{n.n}$ – скорость движения полотна, м/с; γ – насыпная масса груза, т/м³; ψ – коэффициент наполнения движущегося полотна, $\psi = 0,65-0,8$.

Опыт эксплуатации пластинчатых питателей показывает, что при загрузке крупнокусковым материалом пластины его часто повреждаются, если материал загружается на оголенное полотно. Поэтому на полотне питателя должен всегда находиться слой перегружаемого материала высотой 1-1,5 м. Применение питателей большой длины нецелесообразно, так как ведет к непроизводительному перемещению груза. К недостаткам пластинчатых питателей также следует отнести: просыпь мелочи под полотно, низкую производительность и сводообразование над полотном питателя. Кроме перечисленных, одним из основных недостатков является большая энерго- и металлоемкость при низкой производительности транспортирования.

На глубоких карьерах при комбинированных видах транспорта в основном применяются перегрузочные пункты, оборудованные одноковшовыми экскаваторами (рис. 2.32).

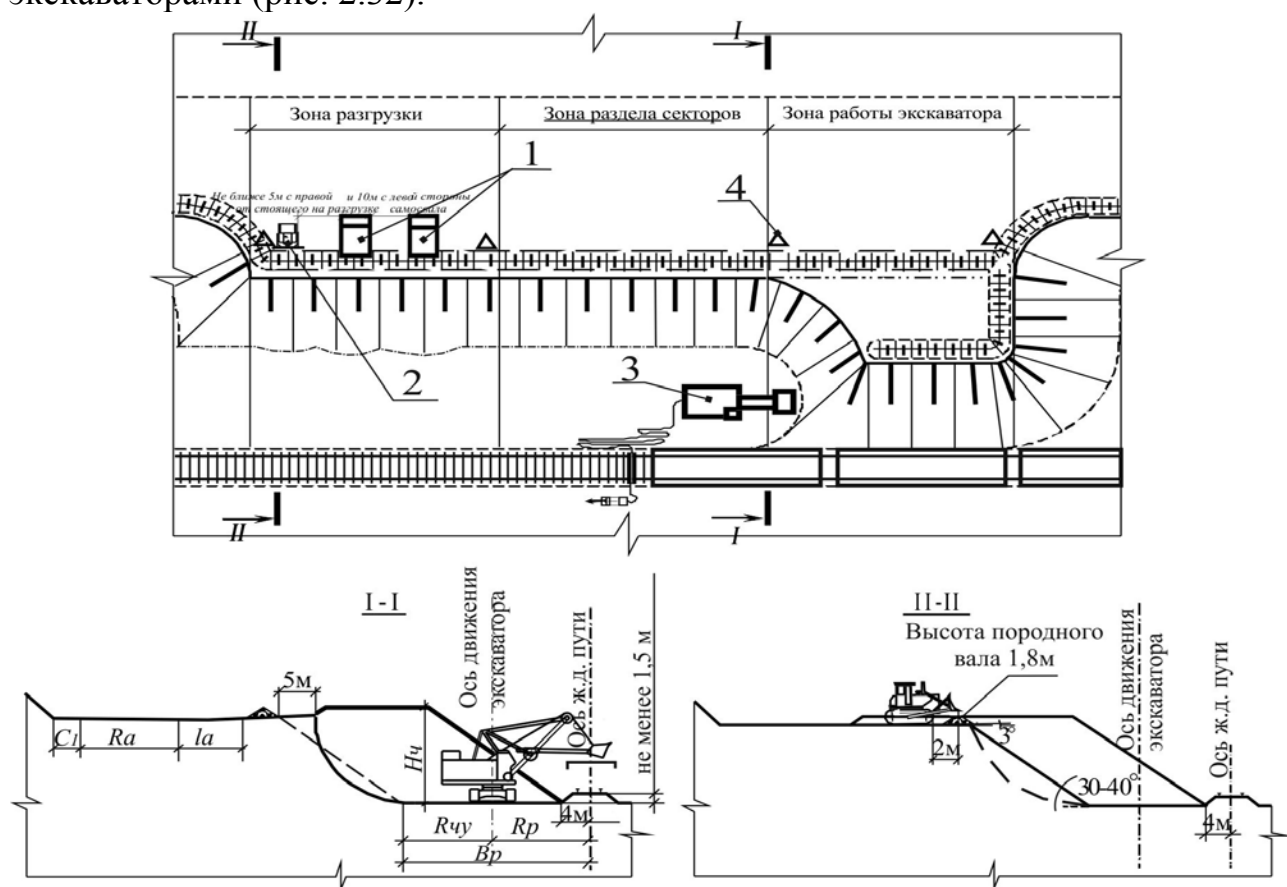


Рис. 2.32. Схема перегрузочного пункта с экскаваторами типа прямая лопата

Горная масса на таких пунктах размещается в аккумулялирующих складах.

Вместимость склада колеблется от 20 до 300 тыс.м³. Они имеют длину 100-300 м, ширину 25-80 м и высоту до 12 м. После погрузки автосамосвал по карьерным дорогам движется на перегрузочный пункт, где происходит его разгрузка под откос либо непосредственно на маневрово-разгрузочную площадку перегрузочного пункта. Подача автосамосвала на разгрузку осуществляется задним ходом перпендикулярно бровке ограждающего вала. При этом подается непрерывный звуковой сигнал. Минимальный интервал между последовательными разгрузками самосвалов на одном месте составляет 2 мин.

При подаче автосамосвала под разгрузку, водитель автосамосвала должен выдерживать расстояние до бульдозера не менее 5 м. Если на разгрузке уже находится автосамосвал, то следующий автосамосвал следует устанавливать справа от стоящего на разгрузке автосамосвала на расстоянии не менее 5 м. Разгрузка автосамосвалов и работа бульдозера производится на расстоянии не менее 28 м от центра вращения работающего экскаватора. Разгрузка автосамосвала при неисправном подъемном механизме не производится. После того как автосамосвал разгрузился необходимо опустить кузов, при не опущенном кузове после разгрузки движение автомобиля запрещено.

При подаче автомобиля под разгрузку задним ходом необходимо убедиться в безопасности движения. Следить за подъездом задних колес к предохранительному валу. При приближении к нему включить передачу и затормозить автомобиль. Не допустим заезд автосамосвала на предохранительный вал. Зона работы экскаватора и зона разгрузки автосамосвалов разграничена зоной раздела шириной не менее 10 м. Подача как автотранспортных средств, так и железнодорожных составов на перегрузочный пункт регулируется горным диспетчером.

Перегрузочные пункты с применением конвейерного транспорта в качестве магистрального. Для транспортирования мягких, дробленых скальных и полускальных пород в глубоких карьерах используют ленточные конвейера. Мягкие породы перегружают непосредственно на магистральный конвейер через направляющие устройства, а скальные требуют предварительного дробления на перегрузочных пунктах или в забоях. Как правило, при использовании конвейеров на перегрузочных пунктах применяют дробильные или грохотильные установки для уменьшения размеров кусков скальной породы или отсеивания негабарита. Для дробления могут применяться передвижные, полустационарные и стационарные дробильные и грохотильные установки (рис. 2.33).

Известно, что новая техника и новая технология взаимосвязаны между собой. Новое оборудование дает возможность применения новой технологии, а новая технология требует нового оборудования. Ранее был обобщен опыт использования ЦПТ на глубоких карьерах. Более прогрессивными были определены технологические схемы с применением мобильных комплексов непрерывного действия.

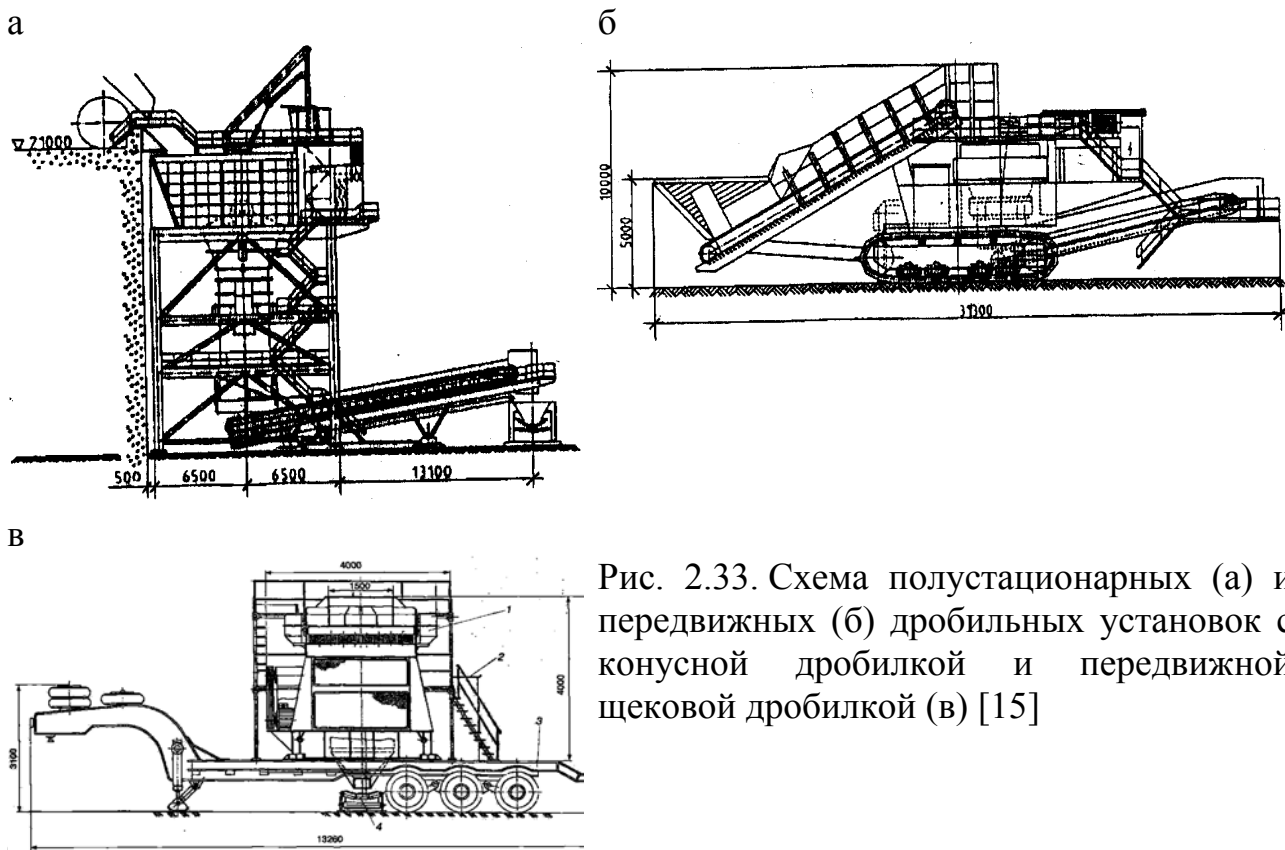


Рис. 2.33. Схема полустационарных (а) и передвижных (б) дробильных установок с конусной дробилкой и передвижной щековой дробилкой (в) [15]

На нижних уступах карьера в зоне работы автотранспорта предложено использование мобильных дробильно-перегрузочных пунктов, которые оборудуются дробилками СДА-3 и ДПА-2000 (рис. 2.34, 2.35). Данные дробилки после вскрытия и отработки нового горизонта переводятся на нижележащие [18]. Загрузка скальной горной массы в дробилки производится автосамосвалами, которые в этом случае работают не только на подъем, но и по горизонтали, а также на спуск, что позволяет сократить расстояние откатки в 2-3 раза.

Применение мобильных дробильно-перегрузочных комплексов позволяет:

- интенсифицировать открытые горные работы, обеспечивая быструю переброску основного технологического оборудования на участки с отставанием вскрышных работ;
- исключить перегрузочные экскаваторные склады в карьере, поскольку загрузка думпкаров производится непосредственно с конвейера;
- обеспечить для каждого вида транспорта, работающего в карьере, оптимальные условия его применения, а именно железнодорожного – на верхних уступах; автомобильного – на уступах с коротким плечом откатки по горизонтали и на спуск; конвейерного – на самом тяжелом участке при подъеме до 16°;
- улучшить организацию ведения горных работ, обеспечивая быстрый перевод основного горнотранспортного оборудования на участки, подлежащие вскрытию или отработке;
- снизить потребность в автосамосвалах в 2 раза;

– увеличить производительность труда в 1,8–2,5 раз и исключить необходимость дальнейшей проходки наклонных стволов, заменив их открытыми траншеями при отработке глубоких горизонтов Криворожских железорудных карьеров.

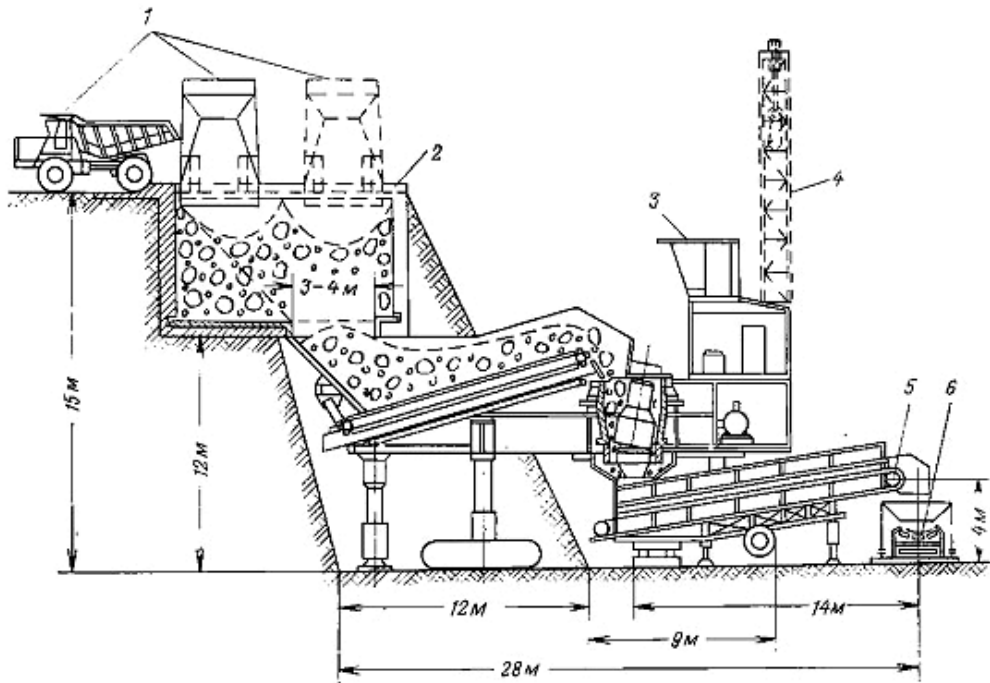


Рис. 2.34. Дробильно-перегрузочный пункт с самоходным дробильным агрегатом ДПА-2000: 1 – автосамосвалы; 2 – полустационарный бункер; 3 – ДПА-2000; 4 – самоходный кран; 5 – промежуточный питатель дробленой породы; 6 – забойный конвейер

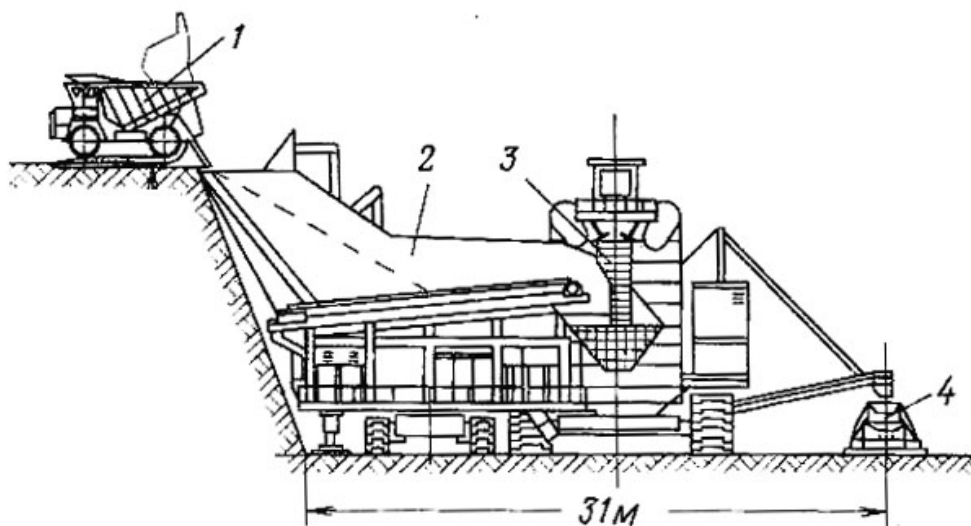


Рис. 2.35. Дробильно-перегрузочный пункт с самоходной дробилкой СДА-3: 1 – автосамосвал; 2 – самоходный приемный бункер с питателем; 3 – СДА-3; 4 – забойный конвейер

Конструкция дробилок должна отвечать физико-механическим свойствам транспортируемых пород, а производительность - расчетной производительности конвейеров. При устройстве перегрузочных пунктов в карьерах вместе с указанными условиями особое значение имеют габаритные размеры дробилок, поскольку от них зависят размеры верхней площадки концентрационного горизонта и высота перемещения измельченной породы к конвейеру. При разработке карьеров значительных размеров в плане совместно со стационарным размещением дробилок их также устанавливают в полустационарном положении или же изготовляют самоходными на гусеничном, шагающем или пневмоколесном ходе.

Щековые дробилки предназначены для дробления крепких и абразивных пород с границей прочности на сжатие до 350 МПа.

Конусные дробилки используют при дроблении руд и пород прочностью до 250 МПа с большой вязкостью. Исключение представляет горная масса, которая имеет плиточную структуру или вмещает глинистые фракции при повышенной влажности. Работают дробилки под завалом, благодаря чему их производительность увеличивается на 20% и улучшаются условия для дробления крупнокускового материала.

Валковые дробилки с гладкими и рифлеными валками используют для дробления материала средней прочности ($\sigma_{cm} = 150$ МПа), а с зубчатыми валками – для каменного угля и подобных материалов ($\sigma_{cm} = 80$ МПа). Существенным их недостатком является интенсивный и неравномерный износ рабочих поверхностей валков. Кроме того, они характеризуются небольшой производительностью. Тем не менее, малый вес разрешает применять их в передвижных установках, которые измельчают породы, склонные к налипанию. Другие типы дробилок на это не рассчитаны.

Роторные дробилки предназначены для ударного дробления угля, известняка, мрамора, гипса и других пород с большой влажностью и глинистыми включениями прочностью до 16 МПа. Исходный материал имеет куски размером $(0,3-0,6) D_p$, где D_p – диаметр ротора, м. Такие дробилки отличаются высокими технико-экономическими показателями, степенью измельчения, производительностью, меньшими удельными затратами электроэнергии, массой и размерами, удобством обслуживания по сравнению со щековыми и конусными. Они характеризуются высокой избирательностью дробления, выходом продукта кубовидной формы и меньшей чувствительностью к авариям при попадании металлических предметов.

Годовая эксплуатационная производительность дробильного комплекса Q_z (т / год) определяется по формуле:

$$Q_z = Q_m T K_g, \quad (2.77)$$

где: T – годовой фонд календарного времени, ч; K_g – коэффициент использования оборудования; Q_m – производительность дробильного комплекса согласно техническим характеристикам, т/ч.

Как показывает опыт проектирования, ленточный конвейерный подъемник чрезвычайно сложно оборудовать несколькими передвижными дробильно-перегрузочными пунктами по высоте. Дробилки типа ККД-1500/180, которые серийно выпускаются промышленностью, не могут мобильно передвигаться вслед за перемещением фронта горных работ. Это предопределяет сложности как планирования горных работ в карьере, так и формирования автомобильных дорог. Естественно, что при уменьшении расстояния перевозки уменьшится и количество работающих автосамосвалов, снизится расход горюче-смазочных материалов, пылегазовые загрязнения карьерной атмосферы, уменьшатся затраты на строительство и обслуживание транспортных коммуникации. Наиболее просто возможно осуществить загрузку ленточного конвейера применяя передвижные или полустационарные дробилки. Так, в 1996 году на карьере Полтавского ГОКа был введен в эксплуатацию комплекс полустационарной дробильной установки фирмы "КРУПП" с ленточным конвейерным подъемником и отвалообразователем производительностью 12 млн. т/год. Вертикальная высота подъема горной массы составила 107 м (рис. 2.36). Конусная дробилка с размерами приемного отверстия 1250x800x900 мм, выходного - 350 мм и мощностью 450 кВт была оборудована пластинчатым питателем мощностью 300 кВт длиной 21 м и шириной 2130 мм, установленным под углом 23,5°. Установка была оборудована бутобоем мощностью 75 кВт и гидродомкратом грузоподъемностью 50т. Разгрузка автосамосвалов осуществлялась непосредственно на пластинчатый питатель. Перегрузочная площадка была оборудована на основе насыпных скальных пород с закреплением железобетонными плитами и опорными колоннами (рис. 2.37). Ленточный конвейер имел ширину ленты 1400 мм, длину 522 м и был установлен под углом 15°; обслуживался он двумя электродвигателями мощностью по 750 кВт каждый [19].

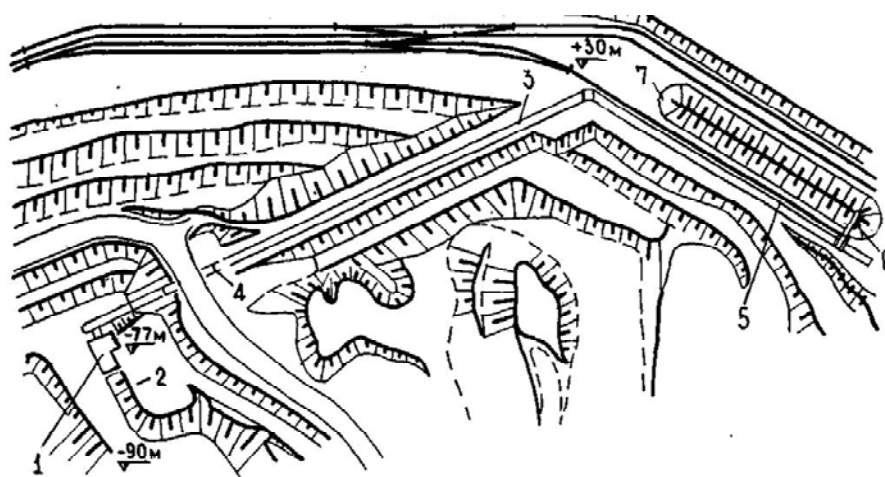


Рис. 2.36. Схема установки конвейерного подъемника на карьере Полтавского ГОКа: 1 - полустационарная дробилка крупного дробления фирмы "КРУПП"; 2 - разгрузочная площадка для автосамосвалов; 3 - наклонный ленточный конвейер; 4 - путепровод для проезда автосамосвалов; 5 - отвальный конвейер; 6 - штабелеукладчик; 7 - штабель перегружаемой руды

Отвальный конвейер длиной 273 м и мощностью 250 кВт перемещал измельченную руду на отвалообразователь, которым она укладывалась в штабель высотой 10-12 м на поверхности. Со штабеля экскаватором ЭКГ-8И руда грузилась в железнодорожные составы и вывозилась за границы карьера. По новой схеме расстояние перевозки руды автосамосвалами было снижено до 1,5-1,8 км. За счет этого было высвобождено из эксплуатации пять большегрузных автосамосвалов, уменьшен расход топлива на 1,5 тыс. т.

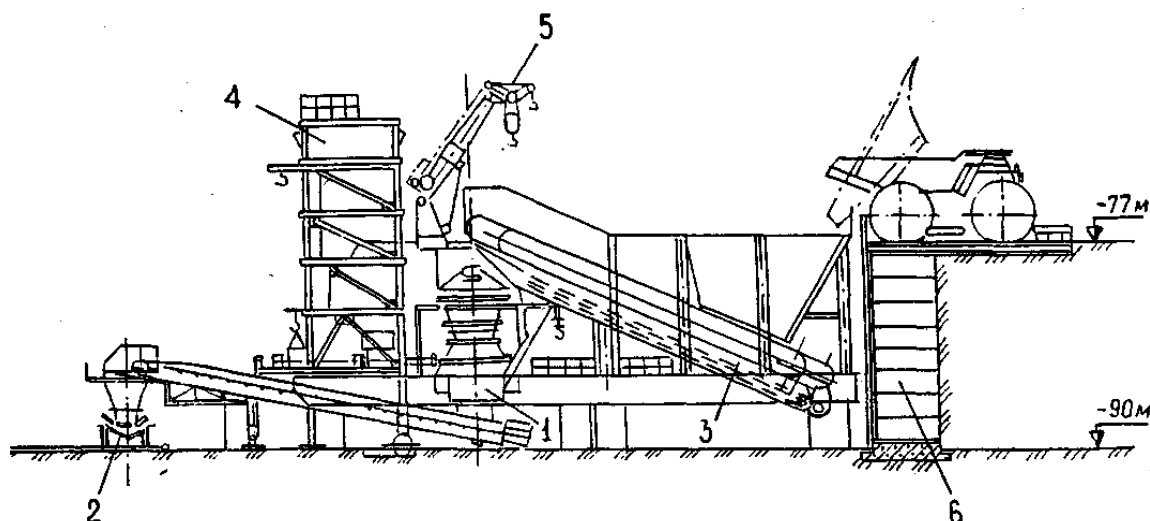


Рис. 2.37. Схема дробильно-перегрузочного пункта с передвижной дробилкой фирмы "КРУПП": 1 – дробилка; 2 – наклонный ленточный конвейер; 3 – пластинчатый питатель для загрузки дробилки; 4 – пульт управления; 5 – подъемный кран; 6 – опорная стенка

Поскольку в дальнейшем, возникла необходимость отработки запасов железной руды под перегрузочным пунктом, в 2009 г. дробилка была демонтирована и подготовлена к перенесению на новое место в карьере.

Перегрузочные пункты при скиповом подъеме.

Опыт применения скиповых подъемников показывает, что данный вид транспорта применим при производительности карьера около 7-10 млн. т/год по полезному ископаемому. При этом карьер имеет значительную глубину при ограниченных размерах в плане. Применение скиповых подъемников позволяет перемещать скальные горные породы без предварительного дробления. Угол подъема составляет от 20 до 45°. Как правило, скиповой транспорт применяется в комбинации с автомобильным или железнодорожным. Технология использования скипового подъема предусматривает сооружение не менее двух перегрузочных пунктов: один в карьере, второй – на поверхности.

При применении автомобильно-скипового транспорта установку скиповых подъемников целесообразно планировать при достижении карьером глубины 50-100 м. Загрузка скипов производится на нижней перегрузочной площадке или нескольких промежуточных по глубине концентрационных горизонтах. По мере понижения горных работ погрузочная площадка переносится ниже.

Предварительно шаг переноса перегрузочного пункта при подъеме горной массы по борту карьера $h_{пер}$ (м) может быть определен по формуле [14]

$$h_{неp} = 20 \sqrt{1000 \cdot z_{nm} \cdot i / (C_a \cdot K_y \cdot S_y)}, \quad (2.78)$$

где z_{nm} – суммарные приведенные затраты на строительство, монтаж и содержание перегрузочного пункта, грн; i – величина уклона автодороги, %; C_a – приведенные затраты на внутрикарьерное транспортирование горной массы автотранспортом, коп/(т·км); K_y – коэффициент удлинения автотрассы; S_y – средневзвешенная площадь уступов, подлежащая отработке на данной погрузочной площадке, м².

Трасса скипового подъемника в плане имеет прямолинейную форму. Движение скипа происходит по рельсовому пути, размещаемому на откосе борта карьера (рис. 2.38). По мере углубки карьера может производиться перенос на нижние горизонты погрузочного комплекса скипа. На эффективность применения скиповых подъемников оказывают влияние условия строительства трассы и период их ввода в эксплуатацию.

Загрузка скипов может осуществляться непосредственно из автосамосвала, или по схемам: автосамосвал – промежуточный бункер – дозатор – скип, автосамосвал – дозатор – скип. Загрузка скипов через бункер большой вместимости и дозатор снимает жесткую зависимость между работой автотранспорта и подъема, но требует значительных затрат на сооружение погрузочного узла. В схеме можно предусматривать торцевую и боковую разгрузку автосамосвалов. В первом случае требуется создание достаточно широких площадок для маневрирования машин. Такая схема целесообразна для карьеров небольшой производительности. Во втором случае погрузку осуществляют с разборной металлической или железобетонной конструкции мостового или эстакадного типа. Ширина моста принимается из расчета размещения на нем одновременно двух автосамосвалов в соответствии с числом скипов. Вторая схема целесообразна на карьерах средней производственной мощности.

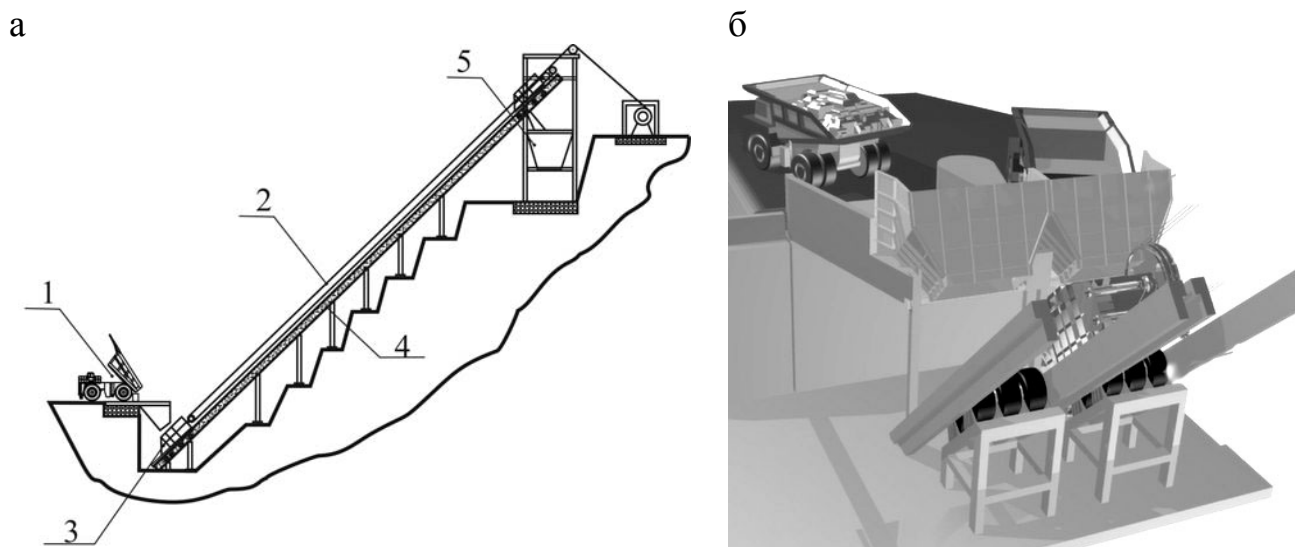


Рис. 2.38. Схема скиповой подъемной установки (а) и модель загрузки скипа автосамосвалом (б): 1 – автосамосвал на эстакаде; 2 – тяговый канат; 3 – скип; 4 – направляющий путь; 5 – разгрузочная эстакада с приемным бункером

Верхний перегрузочный пункт в виде бункеров выполняет функции приема горной массы из скипов, ее хранения, распределения по сортам и погрузки в средства магистрального транспорта. Емкость бункера рассчитывается из условий создания независимости работы подъема от подачи магистрального подвижного состава и колеблется от 0,05 до 0,4-часовой производительности подъемника (400-1100 т).

Крутую траншею с рельсовыми путями прокладывают по нерабочему или временно законсервированному борту карьера (если разработку карьера ведут очередями) под установленными углами погашения бортов. В соответствии с конструкцией борта профиль путей может быть прямолинейным, вогнутым или выпуклым. Вогнутый профиль путей встречается редко (карьер «Джефри», Канада), поскольку углы откосов борта в верхней зоне почти всегда положе, чем в нижней. Типичны прямолинейный и выпуклый профили путей. Недостатком выпуклого профиля является увеличение мощности привода на 4,8-7% на каждые 5° перегиба и увеличение на 1,3-1,5% расхода электроэнергии [20].

Скорость движения скипов v_m (м/сек) при заданной производительности и высоте подъема определяется по формуле [20]

$$v_m = \frac{(c - \Theta) \cdot a}{2} = \frac{1}{2} \sqrt{a^2 (c - \Theta)^2 - \frac{4 \cdot a \cdot H_c}{\sin \beta}}, \quad (2.79)$$

$$c = \frac{3600 \cdot q_{ck}}{A_q \cdot k_n} \quad (2.80)$$

где Θ – пауза в подъеме, включающая время погрузки скипа, сек; a – ускорение движения скипа, м/сек²; H_c – высота подъема, м; β – угол наклона трассы к горизонту, град.; q_{ck} – грузоподъемность сипа, т; A_q – производительность одного подъемника, т/ч; k_n – коэффициент неравномерности его работы (1,15-1,2).

Предельная скорость подъема скипа правилами безопасности не оговорена. Фактические скорости подъемников в зарубежных странах не превышают 8,4 м/сек.

Эксплуатационная часовая производительность A_q (т/ч) двухскипового подъема при трехпериодной диаграмме скоростей определяется по формуле

$$A_q = \frac{3600 \cdot q_{ck}}{\left(\frac{v}{a} + \frac{H_c}{\sin \beta \cdot v} + \Theta \right) \cdot k_n} \quad (2.81)$$

Производительность односкипового подъема определяется по формуле

$$A_q = \frac{1800 \cdot q_{ck}}{\left(\frac{v}{a} + \frac{H_c}{\sin \beta \cdot v} + \frac{t_n + t_p}{a} \right) \cdot k_n} \quad (2.82)$$

где t_n, t_p – соответственно время погрузки и разгрузки скипа, сек.

С увеличением глубины карьера производительность скиповых подъемников снижается. С ростом грузоподъемности скипов снижаются затраты на перевозку горной массы в карьере.

Необходимость устройства в рабочей зоне карьера перегрузочных пунктов для руды или вскрыши обуславливает их взаимное размещение с маневрово-разгрузочными площадками, железнодорожными и автомобильными съездами, вытяжными тупиками и обменными пунктами на ограниченных по размерам участках борта карьера.

Раздел 3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ РАЗВИТИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Технологическая схема горнодобывающего предприятия – совокупность основных и вспомогательных производственных процессов в сочетании с необходимыми для их выполнения выработками, средствами механизации и автоматизации, обеспечивающие при рациональной организации работ безопасную и эффективную разработку месторождения.

3.1. Ориентировка выемочных заходов в рабочей зоне

3.1.1. Система разработки поперечными заходками без разрезных траншей

Открытая разработка наклонных и крутопадающих месторождений значительного простирания обычно производится продольными экскаваторными заходками при продольной подготовке горизонтов [21]. После проходки на горизонт въездной траншеи для подготовки его на все простирание залежи или на значительную его часть проходится разрезная траншея, а затем от нее горные работы подвигаются вкрест простирания.

Эта система разработки с точки зрения интенсивности горных работ имеет следующие основные недостатки:

1. Значительные сроки подготовки горизонтов, определяющие небольшую скорость углубки карьера.

2. Если мощность рудного тела невелика, то сроки отработки рудных горизонтов небольшие.

3. Большие объемы подготовительных работ, что ведет к снижению производительности экскаваторов и снижению интенсивности отработки месторождения. Кроме того, после проходки разрезной траншеи не создается устойчивый фронт работ, поскольку очередным фронтальным взрывом пройденная ранее разрезная траншея заваливается породами и работы по ее очистке снова ведутся тупиковым забоем.

4. Значительный разнос рабочего борта карьера в породах висячего и лежачего боков. Угол откоса рабочего борта вкрест простирания составляет 8-15°. Это ведет к увеличению объема горнокапитальных работ в период строительства карьера и к увеличению объема вскрышных работ в период эксплуатации.

Ограниченные возможности применения многорядного короткозамедленного взрывания – наличие рабочих площадок большой ширины. Увеличение ширины рабочих площадок на лежачем и висячем борту, а также развитие горных работ при этой системе разработки показано на рис. 3.1 и 3.2.

На вновь вскрываемом уступе на всю его высоту обуливается и взрывается с применением многорядного короткозамедленного взрывания участок длиной около 200 м и шириной 80-100 м. По борту взорванного участка до отметки вскрываемого горизонта проходится временный автомобильный съезд забоем

шириной около 30 м, позволяющий свободно разворачиваться автомашинам. На отметке подошвы уступа въездная траншея переходит в постепенно расширяющийся забой. В первую очередь на горизонте формируется площадка, обеспечивающая возможность свободного подъезда автомашин к экскаватору. Затем она расширяется на всю мощность рудного тела. Экскаватор при этом вынимает взорванную руду заходками, ориентированными вкрест простирания залежи. В пределах мощности рудного тела одновременно могут работать несколько экскаваторов. При дальнейшем развитии работ по горизонтам и в период подготовки новых горизонтов, обустройство и взрывание массива производится большими участками при многорядном короткозамедленном взрывании на неподобранный забой.

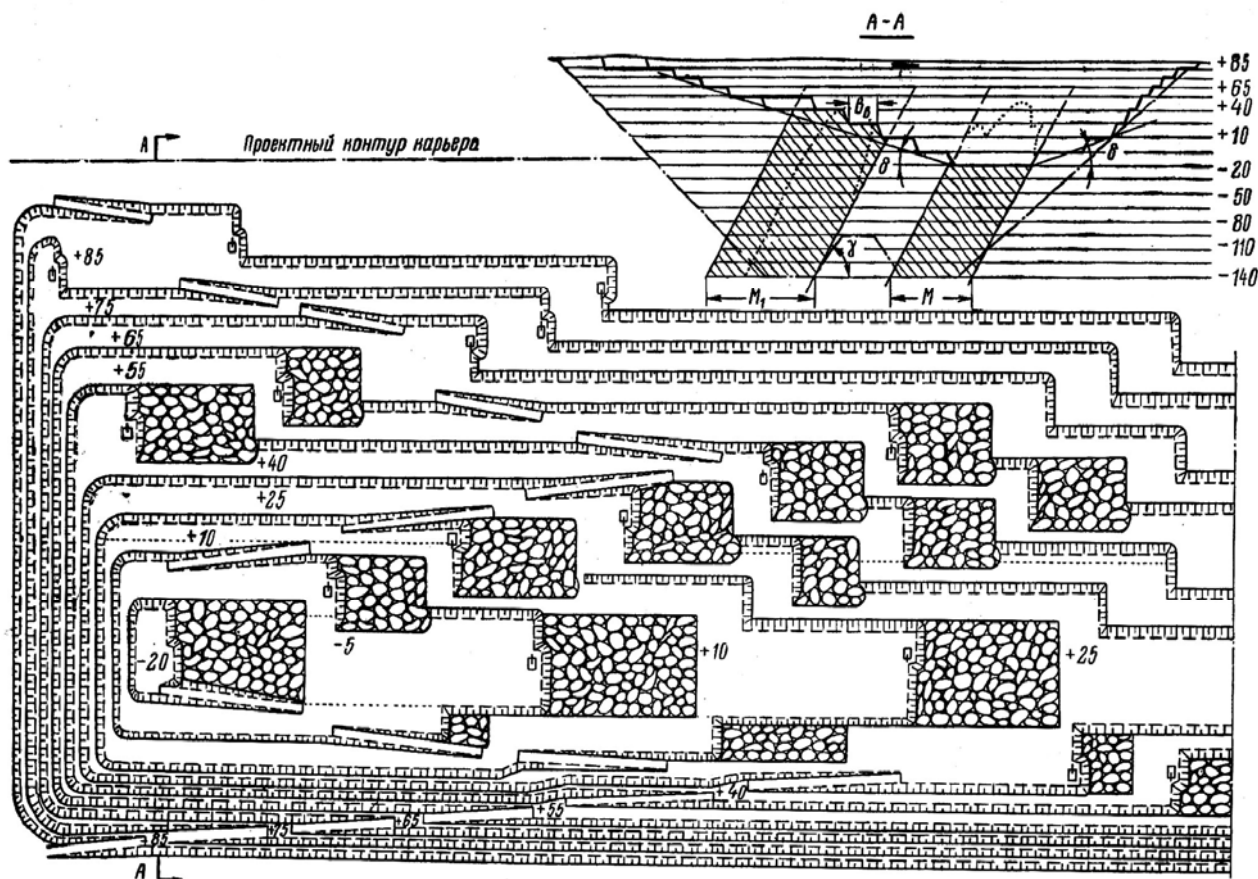


Рис. 3.1. Схема разработки месторождения поперечными заходками без разрезных траншей

Фронт работ для каждого экскаватора при данной системе разработки определяется из условий безопасности работы экскаваторов. За счет большой длины фронта работ по взорванной массе на горизонте можно сосредоточить значительное количество экскаваторов и обеспечить высокую интенсивность горных работ, что особенно важно при форсированной подготовке новых горизонтов в период строительства и освоения проектной производственной мощности карьера.

Ширина рабочих площадок по простиранию в период эксплуатации должна быть не менее 150-300 м, и обеспечивать необходимый

четырёхмесячный резерв готовых к выемке запасов руды. При этом угол откоса рабочего борта по простиранию составляет 2-5°[21].

Вкрест простирания горные работы подвигаются только в пределах, обеспечивающих возможность углубки карьера. Ширина рабочих площадок вкрест простирания может быть принята 30- 40 м. Угол откоса борта в этом случае равна 20-25°. Благодаря этому резко сокращается объем вскрышных работ в первый период эксплуатации и появляется возможность последующего равномерного распределения объемов вскрышных работ по годам работы карьера.

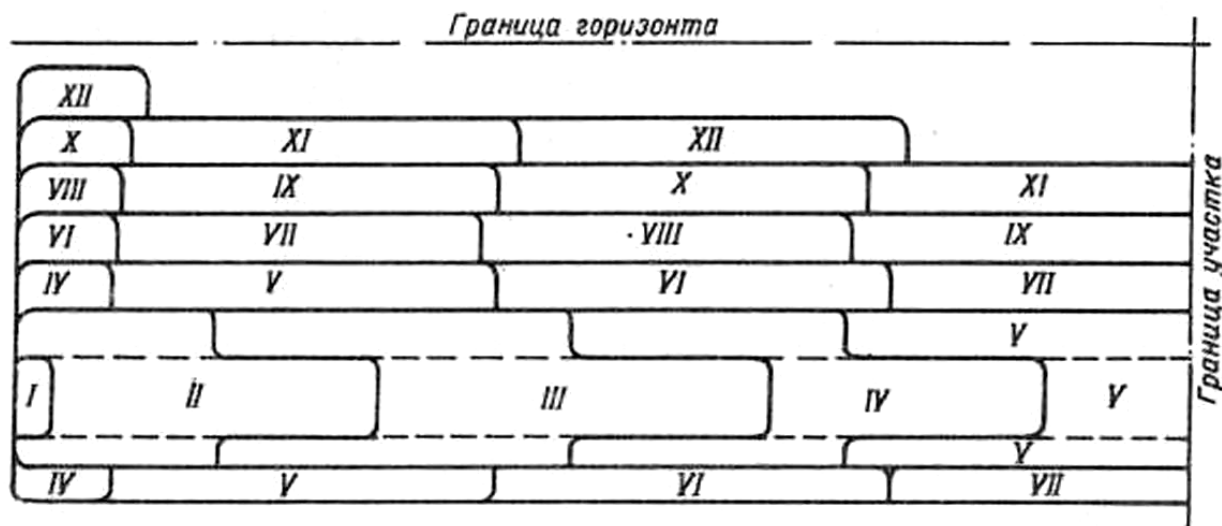


Рис. 3.2. Схема двухстороннего развития горных работ на уступе при системе разработки поперечными заходками без разрезных траншей

Единственными горно-подготовительными выработками являются съезды. Для въезда и выезда автомашин на горизонтах сооружаются временные автомобильные съезды по взорванной горной массе. По мере подвигания фронта работ съезды переносятся. Количество рабочих рудных уступов зависит от ширины рабочих площадок по простиранию и длины рудного тела в пределах карьерного поля.

3.1.2. Широкие заходки при автомобильном и конвейерном транспорте

Экскавация горной массы в пределах широкой заходки осуществляется поперечными или дугообразными проходами экскаватора (рис. 3.3) [6]. Преимуществами широких заходок является отсутствие заваливания автодороги на уступе (или конвейерной линии при боковом расположении) во время взрывных работ, так как развал горной массы располагается в направлении, параллельном линии уступа. На некоторых карьерах ширина заходки мехлопат ЭЖГ-8И при работе с применением автотранспорта достигает 40-60 м. Однако работа широкими заходками имеет определенные недостатки (увеличение продолжительности маневров экскаватора, складирование

негабарита позади экскаватора, затрудняет применение петлевого разворота автосамосвалов).

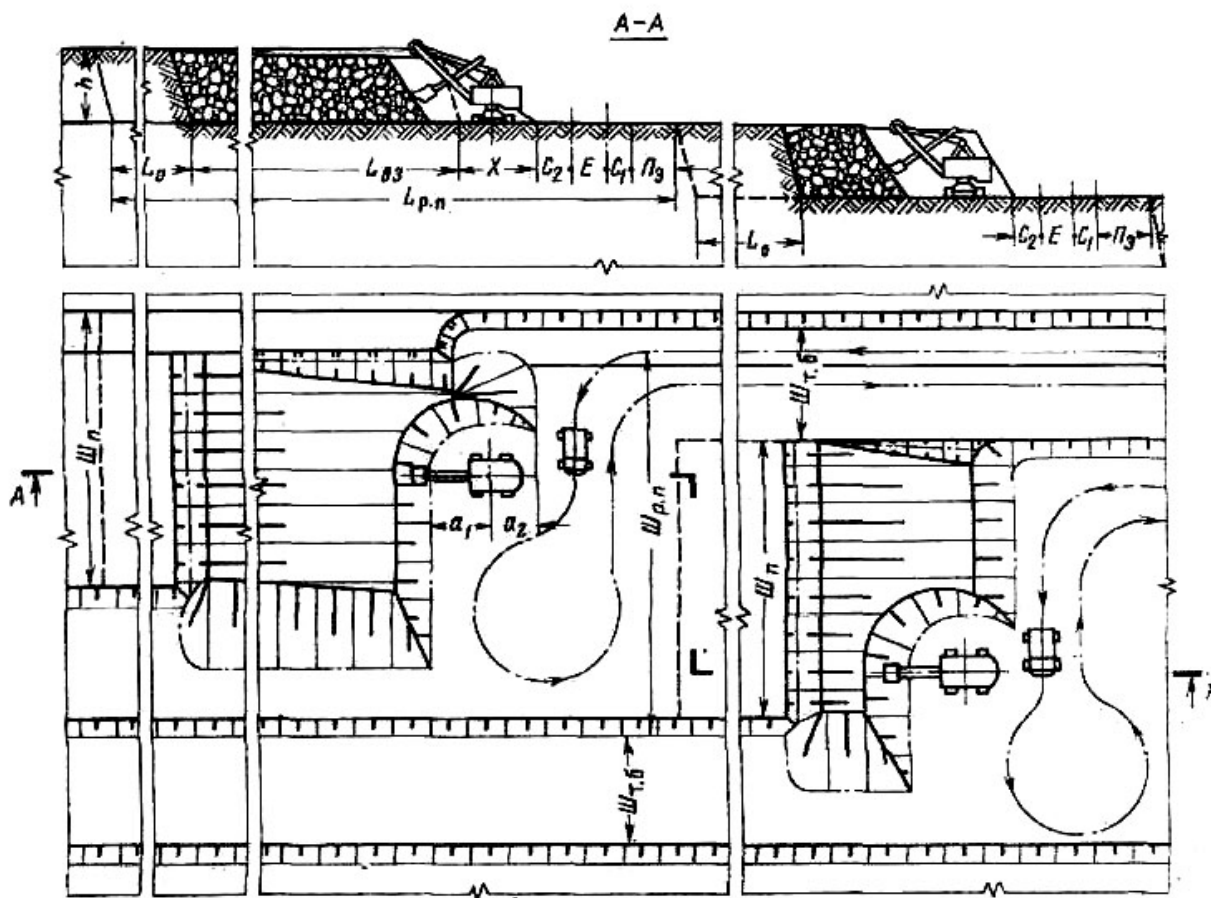


Рис. 3.3. Схема разработки уступа широкими поперечными заходками (по НИИОГРУ)

При панельном способе отработки горизонтов используются преимущества широких заходок и ликвидируются их недостатки. Панельный способ разработки наиболее применим при мощных залежах полезного ископаемого. Оработка панели производится поперечными заходками обычной ширины.

При отработке месторождения мехлопатами в комплексе с конвейерным транспортом основными требованиями являются: хорошее дробление скальной породы взрывом (куски породы с линейными размерами до 350-400 мм) или использование дробильно-грохотильного оборудования, автоматизированное наращивание конвейерной линии по мере отработки уступа, наличие конвейерного укрытия при производстве взрывных работ и т.д.

При работе мехлопаты совместно с ленточным конвейером возможны следующие схемы отработки широких заходок.

Схема I. С использованием бункера-питателя, установленного над конвейером (рис. 3.4, а).

Схема II. С использованием самоходного бункера-питателя при выемке угля и мягких пород или дробильно-грохотильного агрегата – при разрыхленных взрывом породах и рудах (рис. 3.4, б).

Схема III. С использованием самоходного бункера-питателя (дробильно-грохотильного агрегата) в сочетании с забойным перегружателем (рис. 3.4, в).

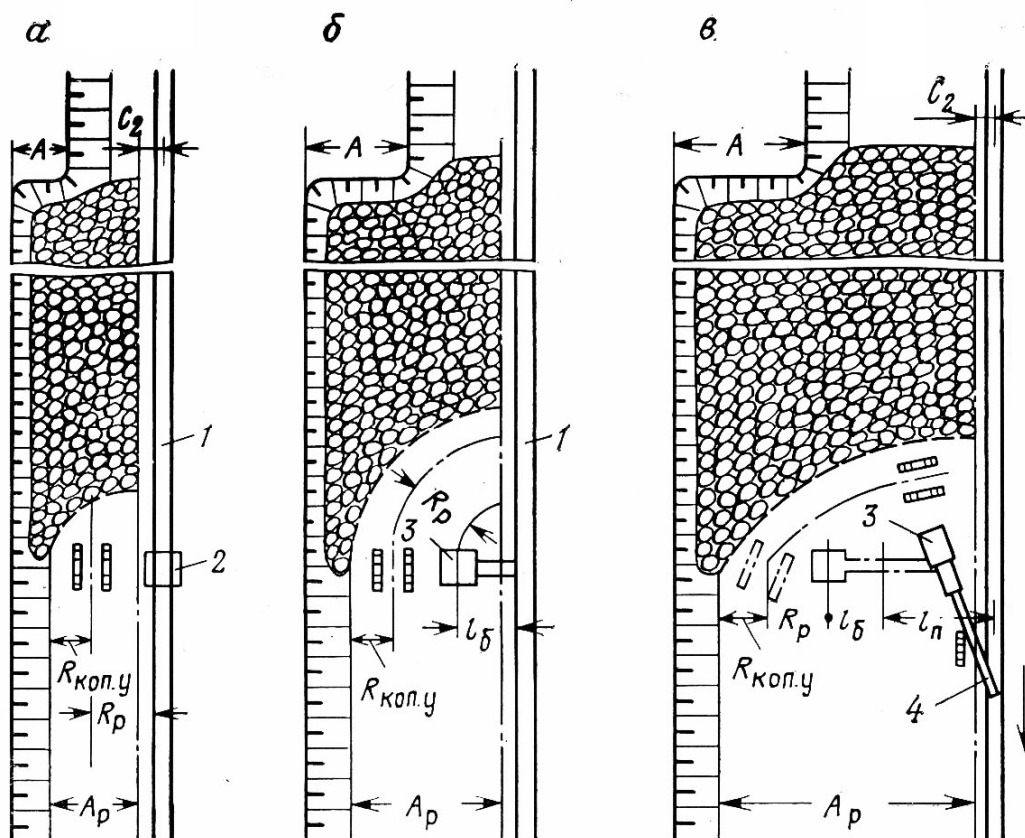
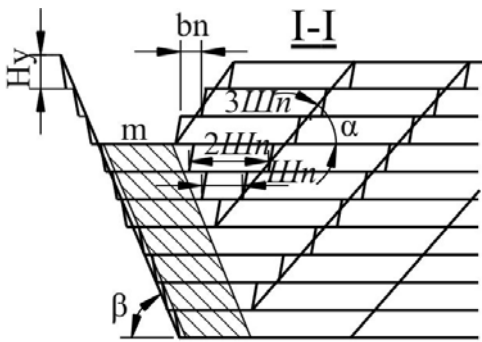


Рис. 3.4. Схема работы мехлопаты при фронтальном расположении конвейера: 1 – конвейер; 2 – бункер питатель; 3 – бункер питатель с разгрузочной консолью; 4 – перегружатель

Расположение конвейера может быть фронтальное или тупиковое. В зависимости от расположения конвейера решается вопрос ширины площадки и положения экскаватора относительно конвейерной установки или бункера-питателя, длины разгрузочной консоли и перегружателя.

3.1.3. Послойная система обработки горной массы

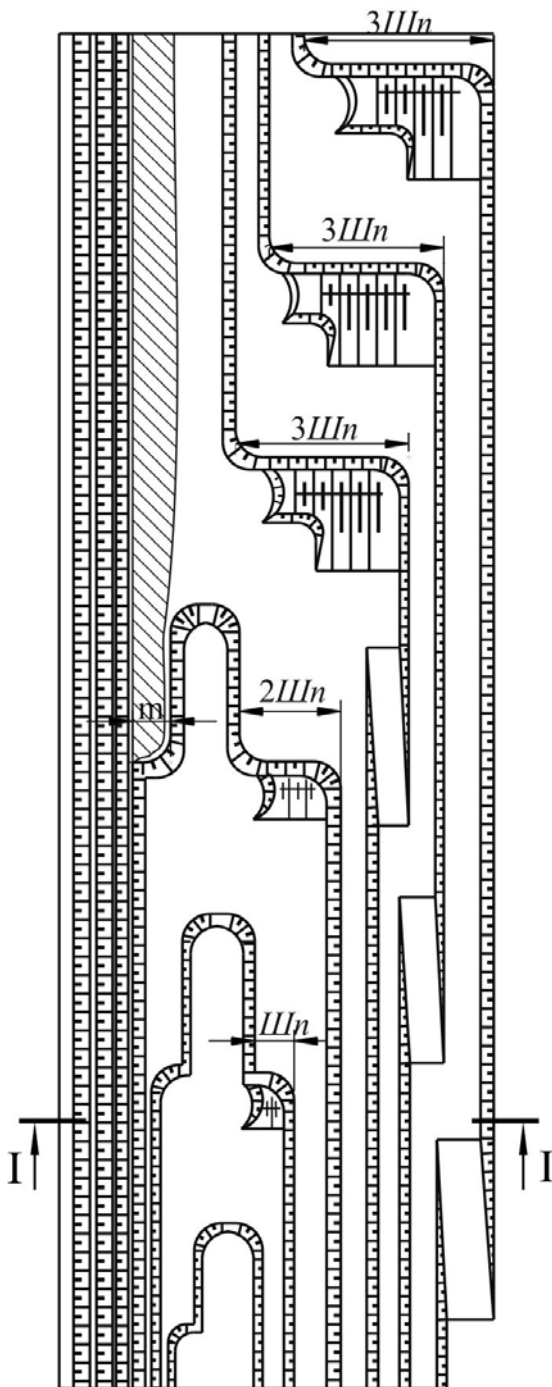
Послойная отработка применяется при разработке вытянутых крутых залежей большой протяженности (рис. 3.5) [22]. Слой формируется по глубине карьера параллельно углу откоса нерабочих бортов. В пределах слоя применяется сплошная поперечная система разработки с проведением опережающих разрезных траншей на добычных горизонтах. Слой разделяют на несколько уступов. Каждый уступ отработывают поперечными заходками, что исключает засыпку нижележащих уступов при ведении взрывных работ в пределах рабочей площадки. Вскрышные породы перемещают автотранспортом на внешние отвалы. Вскрытие рабочих уступов осуществляется системой полустационарных внутренних съездов, располагаемых со стороны висячего борта карьера.



Минимальная ширина $Ш_n$ (м) вскрышной панели на нижнем вскрышном горизонте слоя определяется по формуле

$$Ш_n = H_y (\text{ctg } \beta + \text{ctg } \alpha) + b_n$$

где H_y – высота уступа, м; β – угол падения пласта, градус; α – угол откоса уступа, градус; b_n – ширина предохранительной бермы, м.



На вышележащих горизонтах в пределах добычной зоны ширина вскрышных панелей увеличивается (с каждым горизонтом на величину $Ш_n$). В пределах вскрышной зоны ширина панелей остается неизменной (рис. 3.5). Применение такого технологического комплекса в благоприятных условиях позволяет уменьшить объем горнокапитальных работ и текущий коэффициент вскрыши в начале эксплуатации месторождения, что положительно скажется на режиме горных работ. Перемещение панелей на горизонте происходит после предварительной подготовки и проходки опережающей разрезной траншеи. Параметры опережающей траншеи определяются исходя из условий применяемого выемочно-погрузочного оборудования и карьерного транспорта.

Рис. 3.5. Схема послойной системы отработки крутой залежи

3.1.4. Однобортная система обработки с внутренним отвалом

При поперечной однобортной системе разработки вытянутых крутых залежей применяют технологический комплекс с внутренним отвалообразованием, характерный для сплошных систем разработки. Основная часть вскрышных пород (после отработки части карьерного поля - карьера первой очереди с внешним отвалообразованием) может перемещаться на внутренние отвалы автотранспортом или конвейерами. Карьер первой очереди углубляется до конечной проектной отметки [22].

По мере формирования внутренних отвалов и подвигания вскрышного фронта по простиранию соответственно подвигается и фронт отвальных работ. Уступы обрабатывают одновременно на всех горизонтах карьера (рис. 3.6).

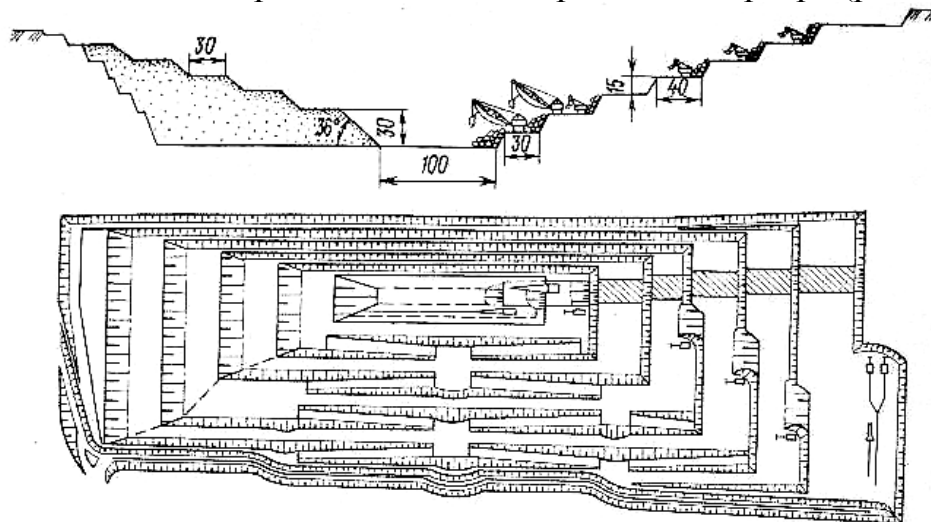


Рис. 3.6. Схема однобортной разработки крутых залежей с внутренним отвалообразованием

Вскрышные породы доставляют автосамосвалами на погоризонтные отвалы по транспортным бермам. Расстояние транспортирования при этом сокращается, движение автотранспорта происходит без подъема, грузопотоки рассредоточены, производительность автосамосвалов существенно увеличивается по сравнению с перевозками на внешние отвалы.

Полезное ископаемое транспортируется на поверхность по внутренним полустационарным съездам на борту карьера со стороны висячего бока залежи. По мере подвигания фронта работ съезды поочередно засыпаются породой внутреннего отвала соответствующего горизонта. К моменту ликвидации съезда на этом же горизонте должен быть подготовлен новый (полутраншея). Фронт работ может быть сквозным или тупиковым.

При подвигании фронта работ по простиранию залежи добыча полезного ископаемого и вскрышные работы на уступах попеременно чередуются и производятся одними и теми же экскаваторами. Вскрытые запасы полезного ископаемого обеспечиваются равномерным опережением вскрышными работами добычных на всех горизонтах.

Необходимый объем готовых к выемке запасов на каждом уступе создается при опережении вскрышными работами добычных на одну-две заходки шириной 15-30 м. При одновременном ведении работ на всех горизонтах месторождения разрабатывают с более равномерным распределением во времени объемов вскрышных работ.

3.1.5. Система разработки месторождения диагональными заходками

На карьерах Центрального горно-обогатительного комбината внедрена технологическая схема отработки панелей (взорванных блоков) диагональными заходками с двусторонней установкой автосамосвалов под погрузку (рис. 3.7) [23]. При этом экскаватор обрабатывает заходки, расположенные под углом $\beta=30-45^\circ$ к фронту работ уступа, что увеличивает длину фронта работ в одном направлении по сравнению с поперечными ($\beta=90^\circ$) или продольными заходками ($\beta=0^\circ$). В результате уменьшается время перемещений экскаватора без погрузки, связанных с отработкой заходки и установкой его в забое. Это особенно важно при относительно небольшой ширине рабочих площадок уступов.

Величина угла формирования диагонали оказывает влияние на объем заходки, но не влияет на угол поворота экскаватора при погрузке. Угол формирования диагонали не должен превышать 45° , в противном случае ухудшаются условия для маневров автосамосвалов при доработке каждой заходки.

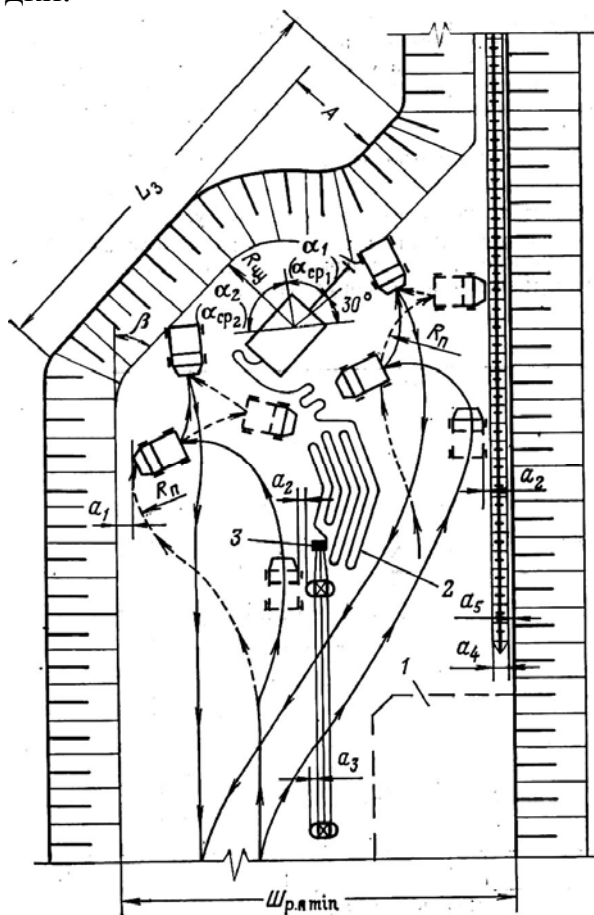


Рис. 3.7. Схема отработки панелей диагональными заходками с двусторонней установкой автосамосвалов под погрузку: 1 – буровой блок; 2 – кабель экскаватора; 3 – понизительная подстанция; сплошной линией показан левосторонний разворот автосамосвалов, пунктирной – правосторонний

Длина диагональной заходки L_3 (м) определяется по формуле

$$L_3 = Ш_{p.n} \cdot \cos \beta \geq 3,3R_n + a_1 + 2a_2 + a_3 + a_4 + a_5, \quad (3.1)$$

где $Ш_{p.n}$ – ширина рабочей площадки, м; R_n – радиус поворота автосамосвала, м; a_1 – расстояние между нижней бровкой уступа и транспортным средством, $a_1 = 1,5$ м; a_2 – расстояние между автосамосвалом и нижней бровкой предохранительного вала, $a_2 = 0,5$ м; a_3 – ширина основания высоковольтной опоры вместе с пригрузкой, $a_3 = 3$ м; a_4 – ширина предохранительного вала, $a_4 = 2$ м; a_5 – расстояние между верхней бровкой уступа и нижней бровкой предохранительного вала, $a_5 = 1$ м.

Схема отработки панелей диагональными заходками обеспечивает минимальный угол поворота экскаватора при погрузке, что достигается за счет уменьшения ширины заходки и двусторонней тупиковой подачи автосамосвалов под погрузку.

Оптимальная ширина A (м) узкой диагональной заходки составляет

$$A = (1 \div 1,2)R_{ч}, \quad (3.2)$$

где $R_{ч}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м.

При двусторонней тупиковой подаче автосамосвалов под погрузку автосамосвал, устанавливается сзади экскаватора и подъезжает к нижней бровке уступа на расстояние 1-2 м, что требует тщательной заоткоски уступа. Автосамосвал, который загружается спереди по ходу экскаватора, подается под погрузку до упора задних колес в валик взорванной породы, образующийся в процессе погрузки. Объем горной массы в забое для право- и левосторонней погрузки должен распределяться с учетом минимального угла поворота экскаватора.

Схема отработки панелей диагональными заходками заключается в следующем. Экскаватор после проведения автомобильного съезда (рис. 3.8) на гор.-35,0 м движется вперед, отрабатывая блок №1. Вслед за экскаватором с отставанием от него осуществляются буровые работы. После отработки блока №1 экскаватор в обратном направлении отрабатывает блок №2, расположенный влево от автомобильного съезда. На блоке №1 в это время проводятся буровзрывные работы. После отработки блока №2 формируется съезд на новый горизонт и отрабатывается блок №1 на нижнем горизонте и т.д.

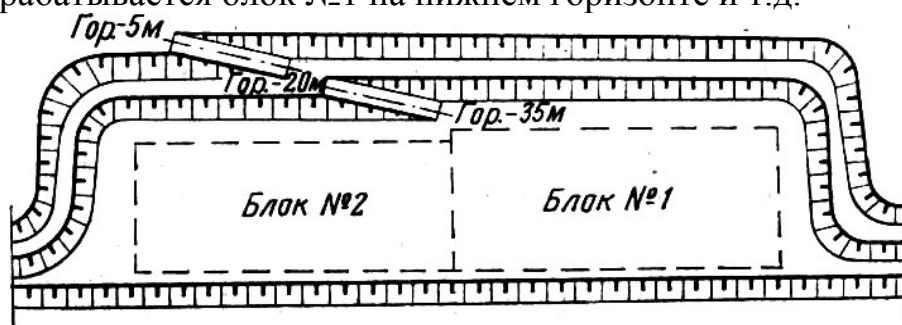


Рис. 3.8. Схема организации горных работ диагональными заходками на смежных уступах

3.1.6. Разработка пород вскрыши широкими панелями

Панель – полоса породного массива вдоль фронта работ уступа [22]. Ширина панели соответственно равна при ведении буровзрывных работ ширине бурового блока, а при выемке мягких – ширине заходки плюс проекция откоса уступа. Длина панели равна длине фронта уступа. Разработка пород вскрыши широкими панелями применяется с целью интенсификации ведения горных работ при применении нескольких мощных экскаваторов на рабочем уступе [24]. При работе широкими панелями подготовка скальной породы вскрыши осуществляется блоками, обеспечивающими продольную отработку развала при групповой расстановке экскаваторов (рис. 3.9). После проведения взрывных работ начинается отработка блока внешней заходки. По мере подвигания забоя в работу вводится второй экскаватор, а затем и третий. Для обеспечения безопасности работ расстояние между экскаваторами в панели должно быть не менее 50 м.

Основным недостатком разработки вскрыши широкими панелями является задержка ввода экскаваторов в работу после проведения взрыва. Влияние этого недостатка можно уменьшить при производстве очередного взрыва до окончания экскавации предыдущего блока, или за счет изменения конфигурации взрываемого блока в плане, а также временного уменьшения ширины опережающих заходов на первом этапе экскавации блока.

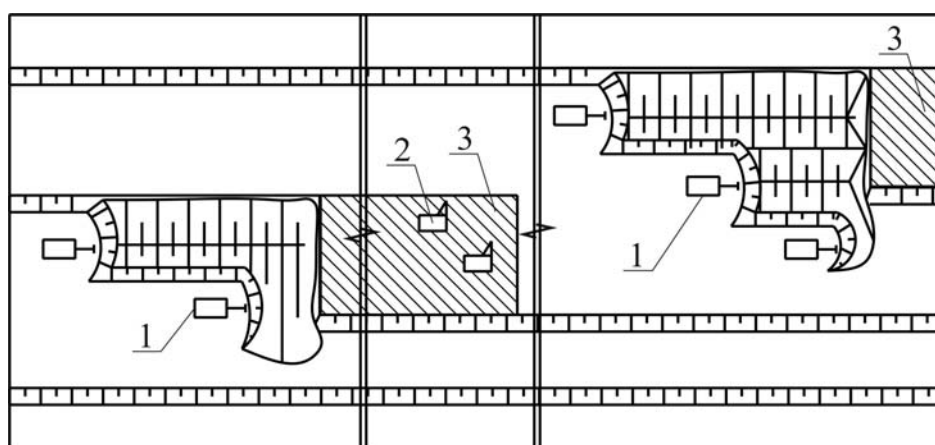


Рис. 3.9. Схема отработки вскрышных уступов широкими панелями: 1 – экскаватор, 2 – буровая установка, 3 – буровзрывной блок

Рациональная длина панели (рис. 3.10) складывается из длины экскаваторного блока, бурового блока, транспортной и резервной зон. Длины экскаваторного и бурового блоков равны между собой и в конечном итоге определяются количеством экскаваторов, их производительностью и организацией взрывных работ. При периодичности взрывания один раз в две недели длина экскаваторного блока составляет 450-500 м. Транспортная зона панели должна обеспечивать безопасную работу автосамосвалов на уступе. С учетом радиусов разворота автосамосвалов и примыкания автодорог к забоям величина этой зоны составляет 70-80 м. Резервная зона необходима для смягчения жесткости при отработке панелями смежных уступов и ее размеры определяются

степенью неравномерности работы горного и транспортного оборудования в панели. Длина резервной зоны может составлять 110-120 м. Таким образом, рациональная длина панели составляет 1100-1300 м.

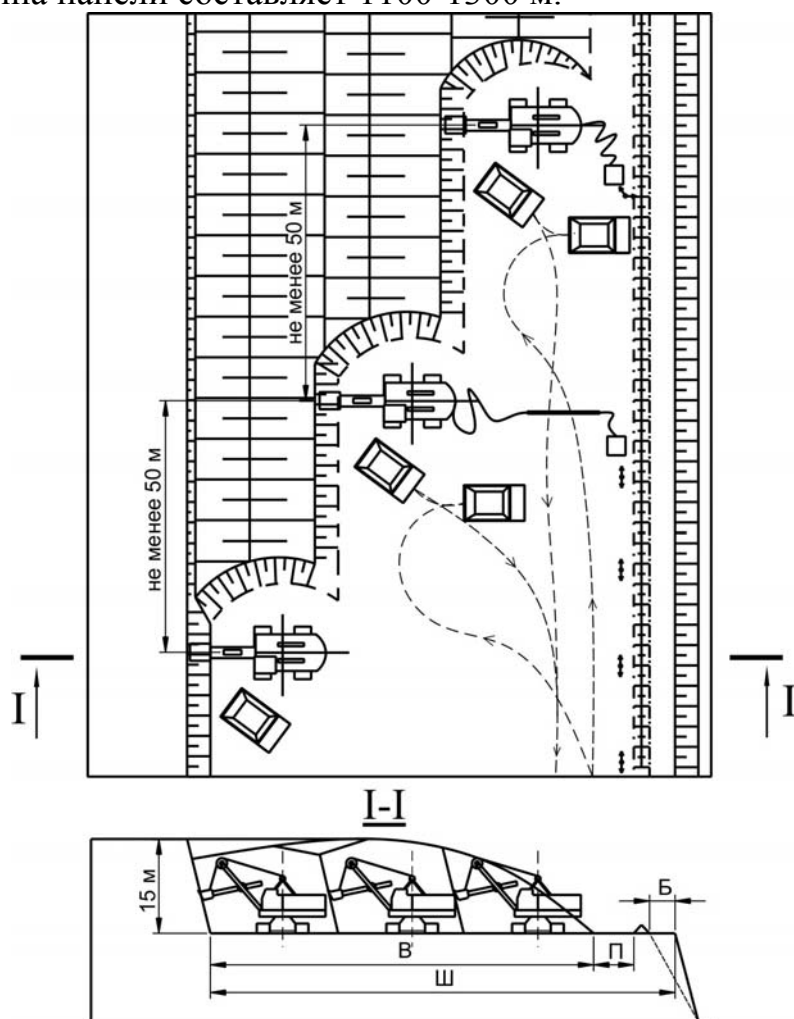


Рис. 3.10. Схема разработки уступа широкой панелью тремя экскаваторами

Ширина взрываемого блока по целику должна обеспечивать получение ширины развала взорванных пород, равной суммарной ширине заходов работающих в панели экскаваторов. В то же время увеличение ширины панели ведет к выполаживанию рабочего борта.

3.2. Разработка пород вскрыши крутонаклонными слоями

3.2.1. Этапно-слоевая отработка

Характерной особенностью крупных карьеров, по масштабам и технологии работ подобных железорудным карьерам Кривбасса, является возрастание объемов вскрыши до максимальных размеров при выходе горных работ на предельные границы по поверхности. В этих условиях рассмотренные способы и технология отработки карьеров становятся неэффективными для управления объемами вскрышных работ и не могут в требуемой мере решить экономические и экологические проблемы глубоких карьеров.

Характерным примером вышесказанного является карьер № 1 ЦГОКа, отработка которого запроектирована до глубины 500 м. До глубины 200 м скальные породы обрабатывались уступами высотой 15 м, а ниже с целью повышения устойчивости – 12-метровыми. Консервация горных работ в пределах карьера №1 привела к тому, что самый продуктивный 2-й пласт магнетитовых кварцитов оказался в борту карьера и при достижении глубины 300 м 30-40 % его мощности было потеряно. На 8-10 лет вышел из эксплуатации и 1-й железистый горизонт. В связи с этим с 1980 г. начали резко сокращаться рабочие рудные площадки, что привело к снижению объема добычи. Нижняя часть карьера была законсервирована.

После этого вскрышные работы на карьере велись локальными участками с интенсификацией их на одних и временной консервацией на других. В результате работы по проекту 1982 г к 1986 г рабочие площадки на участках с временной консервацией работ были сработаны до ширины 10-15 м, а местами полностью отсутствовали. На участках, где велись выемочно-погрузочные работы, ширина рабочих площадок была минимальной ширины (25- 40 м). Отставание вскрышных работ от проектного положения достигло значительных объемов, а угол откоса составил 26-32° против 12-14° по проекту. Сложившиеся горнотехнические условия требовали временной консервации горных работ на нижних горизонтах карьера и интенсивного разноса верхних. По предварительным подсчетам для этого потребовалось бы удалить свыше 200 млн. м³ вскрышных пород и на протяжении 10-12 лет снизить производительность по руде.

В результате исследований, выполненных с целью повышения эффективности дальнейшей отработки карьера № 1 [25], была разработана новая этапно-слоевая технология отработки крутопадающих месторождений большой протяженности (а.с. Украина, 1460260), схема которой представлена на рис. 3.11.

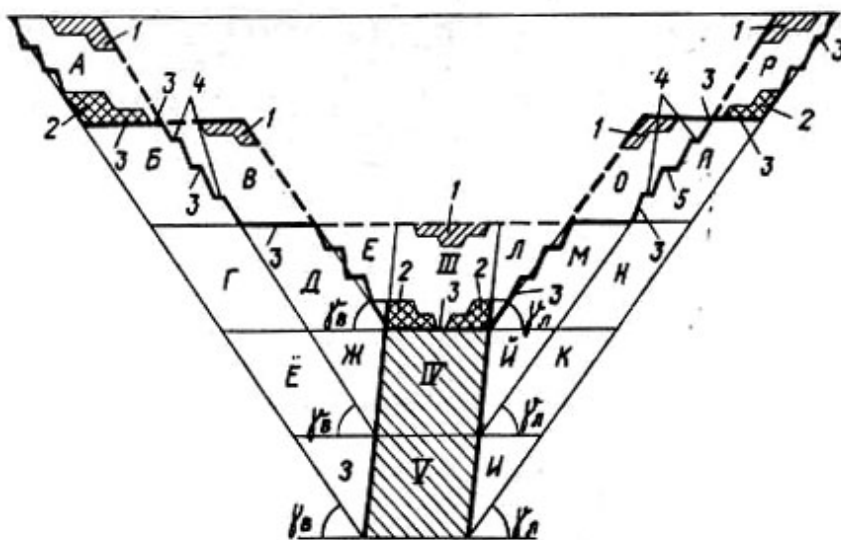


Рис. 3.11. Технологическая схема этапно-слоевой отработки карьера №1 ЦГОКа

При этом карьерное поле по глубине делится на горизонтальные слои III...V. Мощность каждого слоя определяется конфигурацией залежи и может изменяться от 60 до 220 м. Из точек пересечения линий, разделяющих горизонтальные слои, и боков залежи проводятся линии под углами откосов проектных бортов карьера γ_b и $\gamma_{л}$. В результате их пересечений между собой формируются наклонные блоки А, Б, В,..., Р. Ломаной пунктирной линией показано положение горных работ в карьере к началу отработки залежи на III этапе. Горные работы начинают вести одновременно на блоках А, В, Е, Л, О, Р одним - тремя уступами (заштрихованные участки 1) продольными или поперечными экскаваторными заходками. При отработке приконтурных частей блоков (участки с двойной штриховкой 2) формируется промежуточный контур карьера (показан сплошной ломаной линией 3) путем сдваивания уступов с оставлением берм безопасности 4 шириной 12-15 м через каждые 60 м по глубине формируются транспортные бермы 5 шириной 30 м. На следующем IV этапе аналогично начинают отработку блоков Б, Д, Ж, И, М, П и т. д.

Число одновременно обрабатываемых уступов определяется исходя из объемов горной массы в одном уступе и планируемого годового объема выемки. С учетом этого в работе находятся один-два и более уступов. При отработке одновременно двух уступов смещение рабочей зоны на смежных уступах принимается равным 100-200 м. Горные работы на уступе начинаются с подготовки горной массы буровзрывным способом. При этом буровзрывные работы производят для рыхления пород и оформления откосов уступов на промежуточном контуре. Рыхление пород осуществляют по технологии и с параметрами, принятыми на карьере. Выемку горной массы на участке производят продольными или поперечными заходками шириной 20-25 м. Формирование временно нерабочего участка борта карьера на каждом этапе осуществляют путем сдваивания уступов и устройства транспортных берм через каждые 60 м по высоте, а в промежутках между ними – берм безопасности.

Откос борта карьера на промежуточном контуре оформляют следующим образом. С площадок горизонта, на которых планируется устройство транспортных берм, на расстоянии 25-30 м от нижней бровки вышележащего уступа бурят ряд контурных наклонных скважин на высоту двух уступов. На горизонтах, где оставляется берма безопасности, контурный ряд бурят на расстоянии 12-15 м от нижней бровки вышележащего уступа. Длину обуриваемого участка принимают в пределах от 100 до 500 м.

Уменьшение объема буровых работ при формировании промежуточных контуров бортов карьера достигается чередованием контурных скважин между собой по длине блока – одна глубокая (на всю высоту, т. е. 30-32 м) и две короткие длиной 1/3-1/4 высоты уступа, которые взрывают в первую очередь по отношению к зарядам в скважинах рыхления.

Взрывание контурных скважин может производиться обособленно или совместно с блоками скважин рыхления. При этом взрывание контурных скважин осуществляют с опережением на 50-75 мс. Бурение и взрывание эксплуатационных скважин без предварительного щелеобразования

допускается только при условии, что данный блок расположен не ближе 25 м от временного контура.

Отгрузку объемов взорванной породы в приконтурной зоне производят в последнюю очередь с тщательной зачисткой плоскости откоса уступа. Отгрузку объемов породы и зачистку откосов осуществляют при высоте уступа 12-15 м в два приема, при которых высота разрабатываемой части не превышает высоту черпания экскаватора.

Анализ технологических показателей этапно-слоевой технологии отработки карьера показывает, что объемы текущей выемки вскрыши по этапам равны или близки к среднеэксплуатационному коэффициенту вскрыши. Дальнейшим направлением развития этапно-слоевой технологии и повышения ее эффективности является последующая отработка карьера с внутренним отвалообразованием.

3.2.2. Разработка пород вскрыши крутонаклонными слоями с диагональными и продольными блоками

Поэтапное развитие рабочей зоны глубоких карьеров крутонаклонными слоями и диагональными блоками – один из наиболее эффективных способов управления режимом горных работ [26]. При этом разработка месторождений крутонаклонными слоями сопровождается систематическим изменением положения рабочей зоны и отдельных экскаваторных блоков в карьере, а также конфигурации трассы транспортных выработок. При этом по высоте рабочая зона разделяется на ряд подэтапов с самостоятельным транспортным горизонтом. Подэтапы состоят из группы уступов: рабочих и временно законсервированных. Перемещение горной массы на поверхность осуществляется комбинированными видами транспорта. Развитие рабочей зоны характеризуется постоянным местом вскрытия нижних горизонтов в одном из торцов карьера. По мере углубки горных работ данный торец приводится в проектное положение и используется для формирования транспортных площадок (рис. 3.12). Дальнейшее развитие горных работ осуществляется с ориентированием экскаваторных блоков по диагонали, что позволяет существенно снизить объем выемки вскрыши.

Анализ условий реализации технологии с формированием диагональных блоков показал, что ориентирование фронта горных работ под определенным углом с обеих сторон пласта полезного ископаемого требует дополнительной выемки пород вскрыши за счет устройства временных транспортных площадок между всеми забоями на горизонте. Благодаря этому, угол откоса рабочих бортов уменьшается, а объем текущей выемки пород вскрыши возрастает.

Рассмотренная технология успешно реализуется только при автомобильном транспорте. В то же время лучшие экономические результаты присущи железнодорожному транспорту, с применением которого вскрыша перемещается из забоев на большие расстояния к месту складирования в отвал без дополнительной перегрузки (рис. 3.13).

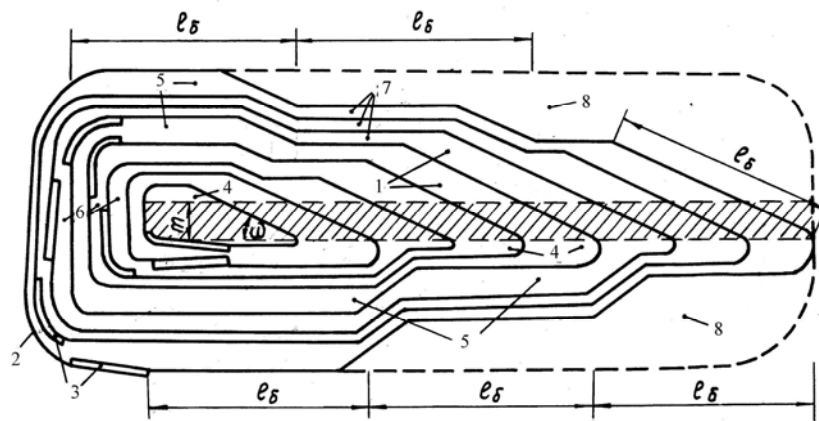


Рис. 3.12. Схема обработки карьера №2-бис с формированием рабочей зоны диагональными и продольными блоками:

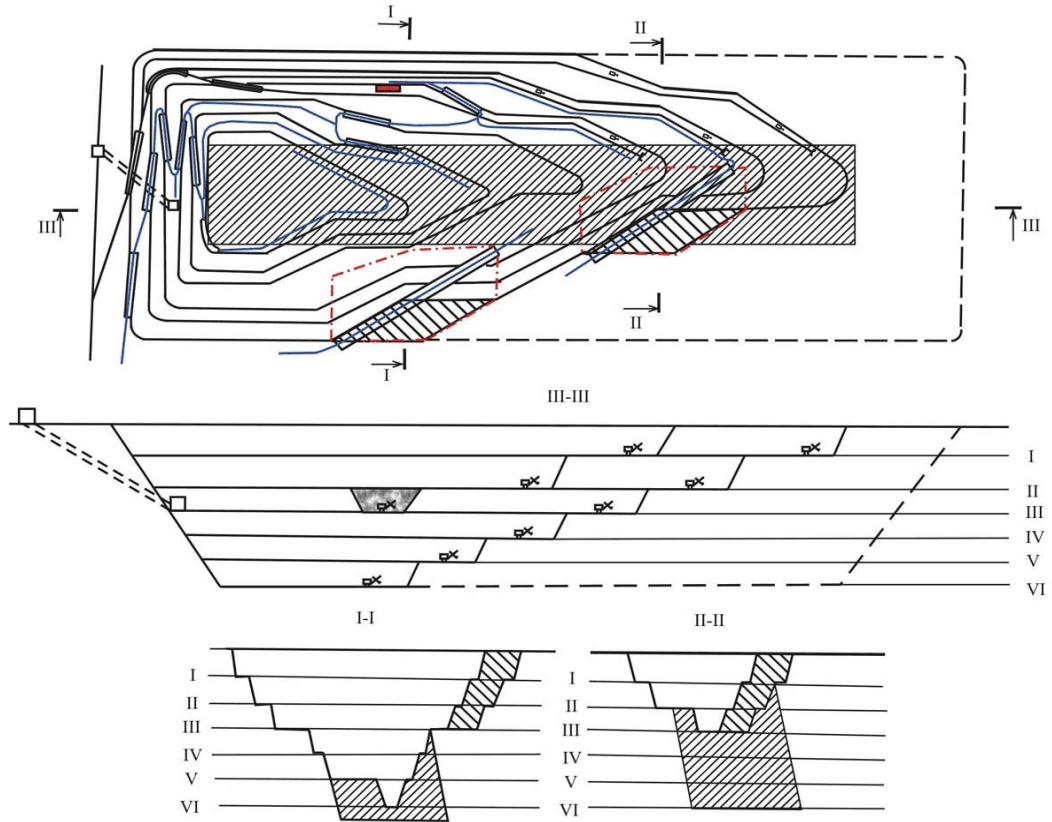
1 – диагональные экскаваторные блоки; 2 – отработанный торец карьера; 3 – автосъезды; 4 – резервная полоса; 5 – продольные экскаваторные блоки; 6 – временные транспортные площадки; 7 – площадки безопасности; 8 – объемы пород вскрыши, обрабатываемые на заключительном этапе эксплуатации карьера

Отрабатывать развал взорванной породы при разработке временно нерабочего участка возможно по различным схемам. При наличии на разрабатываемом этапе транспортных площадок, экскаваторные заходки отрабатываются непосредственно с прилегающих участков. При необходимости уменьшения расстояния транспортирования, обработка этапа ведется с проходкой вскрывающей трассы. Полутраншеи проходят экскаватором со сбросом горной массы под откос развала. Формирование нижележащего уступа возможно только при обработке вышележащего на длину автомобильного съезда. При этом возможно формирование автомобильного съезда с последующей обработкой уступов в противоположных направлениях.

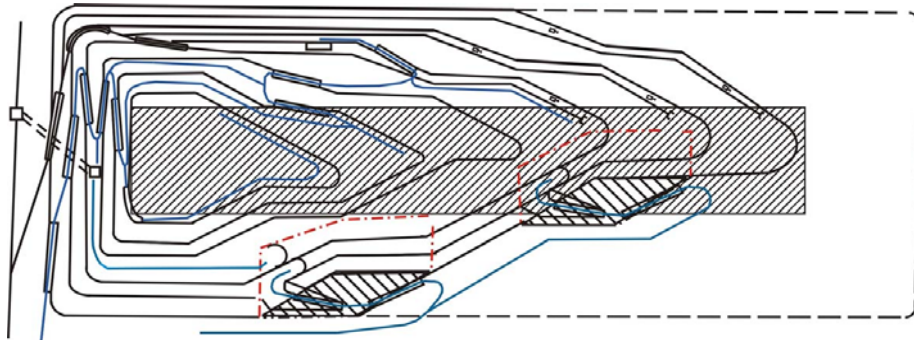
Возможно также вскрытие всего этапа единым съездом с последующей обработкой каждого уступа. Схема формирования петлевого съезда позволяет уменьшить длину взрываемого этапа на длину одного съезда. Особенностью формирования автомобильного съезда на развале породы является то, что он проходится сверху вниз и доработка развала до граничного положения откоса также производилась сверху вниз. При доработке верхнего и нижележащих уступов перемещение горной массы осуществляется по остающимся внизу съездам.

Для выбора наилучшего варианта обработки месторождения, следует предварительно рассчитать объемы вскрышных пород и полезного ископаемого по горизонтам, затем построить кумулятивные графики, которые позволяют выбрать рациональную схему развития горных работ. При этом возможны два варианта развития горных работ. Первый заключается в разработке месторождения очередями с промежуточными положениями углов откоса бортов и их постоянным увеличением до проектных границ.

а



б



в

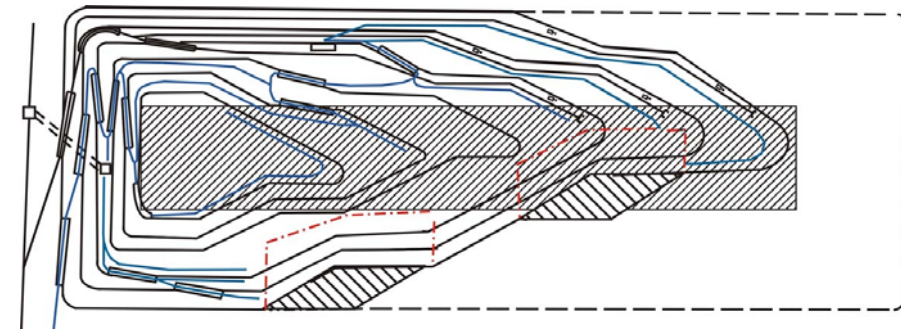


Рис. 3.13. Схемы вскрытия временно нерабочего участка при разработке месторождения крутонаклонными слоями:

а – одним съездом на всю глубину; б – последовательной разработкой каждого горизонта начиная с верхнего; в – каждого уступа на отдельном уступе

Второй вариант заключается в отработке карьерного поля крутонаклонными слоями-этапами с углами откосов, близкими к проектным.

Для того, чтобы определить изменение объемов по глубине и в плане, необходимо на разрезах в текущих контурах карьера определить площади сечений пород вскрыши и пласта полезного ископаемого для каждого этапа отработки. При этом объем добываемого полезного ископаемого Q_k (м³) можно определить используя функциональную зависимость:

$$Q_k = f(n_p, Ш_{фр}, h_y, A_э), \quad (3.3)$$

где $Ш_{фр}$ – средняя ширина рабочего фронта добычного уступа, м; n_p – число добычных уступов, ед.; h_y – высота уступов, м.

Карьер отрабатывается по простиранию и характеризуется тремя положениями (рис. 3.14, а): углубка, развитие, доработка. Углубка карьера осуществляется до тех пор, пока выполняется условие $H_m < H_k$. При этом текущая длина карьера L_m (м) составит

$$L_m = H_m \cdot ctg \alpha_n, \quad (3.4)$$

где α_n – угол откоса рабочего борта карьера по простиранию, градус

Развитие карьера будет выполняться при условии если $L_{\partial k} > L_m > H_m \cdot ctg \alpha_n$, (рис. 3.14, б) и текущая длина L_m (м) по простиранию определяется по формуле

$$L_m = L_{\partial k} + H_m \cdot ctg \alpha_n - L_{omp}. \quad (3.5)$$

В момент развития карьера возможна засыпка торца карьера окисленными кварцитами с созданием техногенного месторождения. На последнем этапе (рис. 3.14, в) осуществляется доработка карьера. При этом выполняется условие $L_{\partial} > L_{\partial k} + L_{omp}$, а текущая длина карьера L_m (м) определяется по выражению

$$L_m = L_k - H_{mo} \cdot ctg \beta - L_{\partial k} - H_k \cdot ctg \beta - L_{omp}. \quad (3.6)$$

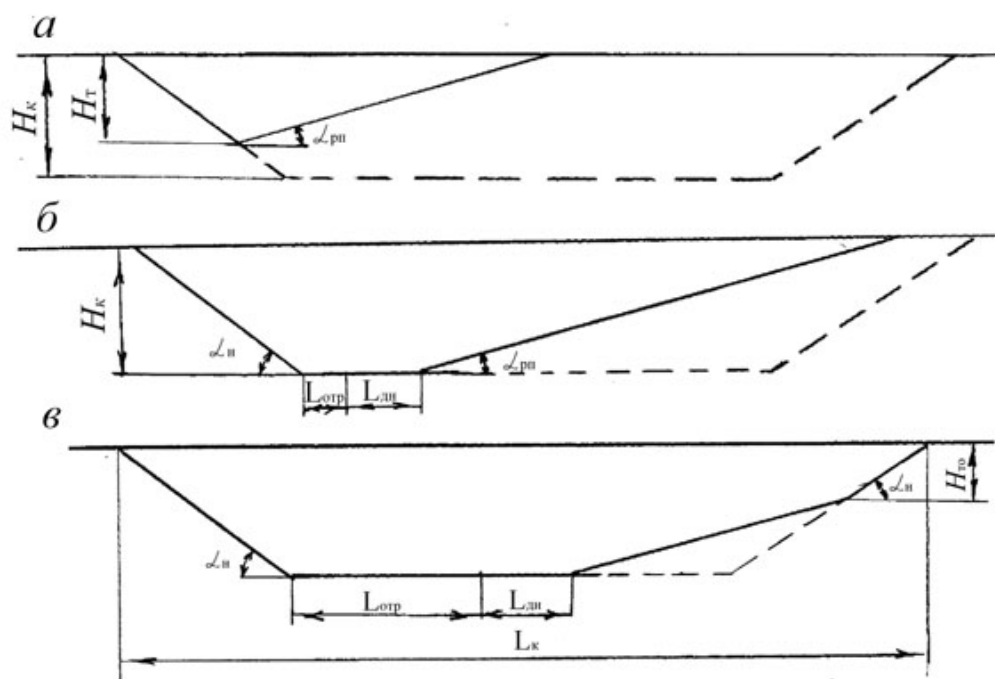


Рис. 3.14. Схема формирования рабочей зоны карьера по простиранию

Эффективность разработки карьера очередями зависит от объема и срока консервации бортов. Выделение очередей имеет основной недостаток,

закрывающийся в повышении себестоимости вскрыши при возобновлении и развитии горных работ на временно законсервированном борту в стесненных условиях. При этом увеличение затрат на вскрышные работы вызвано необходимостью применения: специальных способов производства буровзрывных работ с целью уменьшения развала породы и сейсмического воздействия, тупиковой погрузки, применения автосамосвалов и т.п.

Формирование временно нерабочих бортов должно производиться с применением современной технологии заоткоски уступов, оставлением площадок безопасности с учетом вероятных процессов выветривания и возможного обрушения. В этой связи эффективность формирования временно нерабочих бортов и последующая их расконсервация на карьерах Кривбасса связана с совершенствованием технологии буровзрывных работ. В тоже время производство взрывных работ усложняет технологию расконсервации временно нерабочих уступов.

Известно, что условие экономичности открытых работ соблюдается, если текущий коэффициент вскрыши K_m ($\text{м}^3/\text{м}^3$) не превышает величины граничного коэффициента вскрыши $K_{гп}$ ($\text{м}^3/\text{м}^3$).

$$K_m \leq K_{гп} = \frac{\gamma_o Z_n - Z_o}{Z_e} \quad (3.7)$$

где γ_o , γ_n – выход концентрата из руды, добываемой соответственно открытым и подземным способами, %; Z_n и Z_o – соответственно удельные затраты на добычу и обогащение руды при подземном и открытом способах, грн/ м^3 ; Z_e – удельные затраты по разработке вскрышных пород в карьере, грн/ м^3 .

$$Z_e = l_{тp.c} \cdot C_{тp.c} + C_{o.c} + C_{p.c} \quad (3.8)$$

$l_{тp.c}$ – расстояние транспортирования пород вскрыши в отвалы, км; $C_{тp.c}$ – удельные затраты на транспортирование 1 м^3 вскрыши на расстояние в 1 км, грн; $C_{o.c}$ – удельные затраты на отвалообразование 1 м^3 пород вскрыши, грн; $C_{p.c}$ – удельные затраты на рекультивацию поверхности внешних отвалов с учетом платежей за нарушение окружающей природной среды, грн/ м^3 .

Значение текущего коэффициента вскрыши K_m^{cl} ($\text{м}^3/\text{м}^3$) для каждого из крутонаклонных слоев-этапов в геологических профилях карьерного поля определяется из условия

$$K_m^{cl} = \frac{\sum V_l^{cl} + \sum V_v^{cl}}{P_{ни}} \quad (3.9)$$

где V_l^{cl} и V_v^{cl} – объемы вскрышных пород обрабатываемых крутонаклонными слоями в лежащем и висячем боках залежи, м^3 ; $P_{ни}$ – объем полезного ископаемого в контурах крутонаклонного слоя, м^3 .

3.2.3. Разработки нагорных месторождений крутыми слоями

В связи с отсутствием эффективных технологий разработки крутопадающих нагорных месторождений и низким коэффициентом использования при этом горного оборудования в работе [27] предложена новая технология разработки крутыми слоями со скользящими предохранительными бермами.

Сущность ее (рис. 3.15) заключается в том, что на уровне предельной проектной глубины карьера на расстоянии, кратном ширине нормальной заходки для применяемого на карьере экскаватора, создают скользящий ограничительный вал 1 из разрыхленной горной массы параллельно склону. Склон на всю высоту и мощность месторождения разделяют на параллельные крутые слои с углом наклона, обеспечивающего устойчивость откоса горного массива. Крутые слои по высоте разделяют на секции, в каждой из которых по контакту с основанием прирезки на лежащем боку проходят две-три зарядные горизонтальные выработки, разделяющие секции на одинаковые по высоте слои. В зарядных выработках по длине проходят минные камеры так, чтобы по высоте секции они располагались под углом устойчивого откоса массива. Камеры сверху вниз по одной наклонной линии заряжают взрывчатким веществом соответственно из расчета обеспечения усиленного, нормального выброса и сброса для создания в основании карьера равномерного развала породы высотой, кратной высоте черпания применяемого на карьере экскаватора.

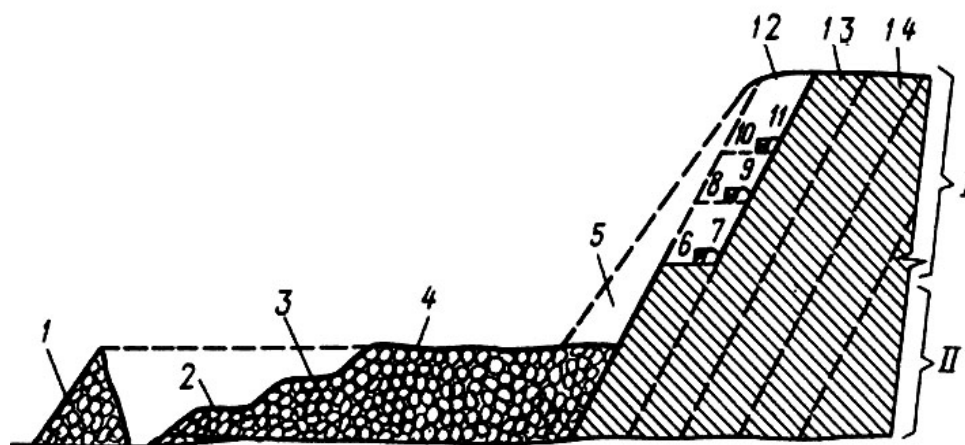


Рис. 3.15. Схема разработки нагорного месторождения крутыми слоями со скользящими предохранительными бермами

Погрузку горной массы экскаваторами производят путем разделения развала на уступы высотой, равной высоте их черпания. Уступы разделяют на заходки нормальной ширины для этих же экскаваторов. При уборке участка развала на расстоянии, кратном нормальной ширине заходки, от основания нетронутого массива оставляют скользящий ограничительный вал. Секции отработывают поочередно сверху вниз.

Для получения равномерного развала высотой, кратной высоте черпания экскаватора, и шириной, кратной ширине нормальной заходки, между шириной

развала и шириной одновременно обрабатываемых секций соблюдают равенство

$$B_3 \Pi_3 H_y \Pi_y = B_{np} n_{cl} h_c K_p, \quad (3.10)$$

где B_3 – ширина заходки в развале, м; Π_3 – проектируемое число заходов в развале, ед.; Π_y – число проектируемых в развале уступов, ед.; H_y – высота одного уступа в развале, м; B_{np} – ширина отбиваемого слоя (прирезки) по горизонтали, м; n_{cl} – число слоев в секции, ед.; h_c – высота отбиваемой секции, м; K_p – коэффициент разрыхления полезного ископаемого.

Представленная технология разработки осуществляется следующим образом. В основании карьера создают горизонтальную площадку со скользящим ограничительным валом *1*. Если угол склона меньше угла устойчивого откоса полезного ископаемого, то прежде всего обрабатывают слой *5*, имеющий треугольную форму в поперечном сечении, а остальную часть месторождения по всей высоте и мощности разделяют на наклонные слои *12*, *13*, *14* шириной 20-50 м.

В секции I по контакту с основанием слоя *12* проходят горизонтальные зарядные выработки (штольни или тоннели) *7*, *9*, *11*, в которых через интервалы, равные ширине наклонного слоя, сооружают минные камеры *6*, *8*, *10*. Минные камеры в смежных горизонтальных зарядных выработках секции смещены относительно друг друга так, что прямые линии, соединяющие их в вертикальном разрезе, имеют угол наклона, равный углу устойчивого откоса массива. Размеры камер в верхней горизонтальной выработке каждой секции *11* определяют, исходя из размещения в них зарядов ВВ усиленного выброса, в средней выработке *9* – зарядов ВВ нормального выброса и в нижней *7* – зарядов рыхления. Заряды ВВ минных камер взрывают последовательно сверху вниз с интервалом замедления не менее 0,5 с.

Развал взорванной горной массы (см. рис. 3.15) разделяют на уступы *2*, *3*, *4* нормальной высоты для применяемого типа экскаватора и обрабатывают его между скользящим ограничительным валом и массивом путем деления на параллельные сквозные заходки нормальной ширины.

Одновременно с экскавацией развала проходят соответствующие выработки в секции II. При данной технологии горно-капитальные работы в карьере отсутствуют, а горно-подготовительные сводятся к планировке дна ущелья в месте расположения дна карьера. Вскрытие месторождения заключается в проходке узких горных дорог на разрабатываемом склоне горы через 30-50 м одна от другой по высоте. Эти дороги рассчитаны на движение малотонных грузовых автомашин для доставки ВВ и легкого горного оборудования. Ширина их не превышает 4 м. При большой протяженности дорог (более 100-150 м) должны быть обустроены площадки для разминок при встречном движении.

Тоннели или штольни проходят буровзрывным способом. В забое обуривают необходимое число шпуров ручными перфораторами. После их заряжения и взрывания горную массу убирают с применением скреперной установки, лебедки которой располагают у устьев проходимых выработок. Инициирование зарядов производят с одного конца зарядной выработки верхнего яруса, последовательно взрывая по одному заряду в камерах. Затем в таком же порядке взрывают зарядные камеры среднего и нижнего ярусов. Можно также последовательно взрывать зарядные камеры, расположенные одна под другой во всех трех ярусах, начиная с одного края крутого слоя. Удельный расход ВВ принимается с таким расчетом, чтобы вся взорванная масса была сброшена на дно карьера и располагалась равномерным слоем. Заходки при этом должны иметь нормальную ширину, т. е. $A = (1,5 \div 1,7)R_{\text{ч}}$ ($R_{\text{ч}}$ – радиус черпания экскаватора, м).

Добычные работы в карьере ведутся с определенной синхронностью, чтобы к моменту окончания отгрузки взорванной массы были завершены работы по проходке взрывных выработок в следующей части крутых слоев. После окончания отработки одного крутого слоя, приступают к отработке следующего в такой же последовательности.

В предлагаемом способе разработки нагорных месторождений главное отличие от равнинных – использование скользящего ограничительного вала и его систематическое передвижение по мере отработки слоев. Расстояние от нижней кромки до основания обрабатываемого горного массива должно быть кратным ширине заходки для того, чтобы уборку горной массы можно было производить по любой стороне уступа.

Предлагаемый способ имеет следующие преимущества. В технологии отсутствуют постоянные уступы в техническом понимании этого термина. Наклонные слои (прирезки) разделяются на секции. Поскольку в пределах секции не требуется никаких средств выемки, погрузки и транспорта, то нет необходимости проходить капитальные и разрезные траншеи для вскрытия рабочих горизонтов, проводить по рабочей площадке линии электропередач, производить планировку для передвижения тяжелого бурового и транспортного оборудования. Остающаяся на скользящих бермах часть взорванной горной массы не создает помех в работе, поскольку при отработке нижележащей секции она сбрасывается взрывом на дно карьера. Разрушаемая горная масса не транспортируется по извилистым горным карьерным дорогам, а под действием силы гравитации и взрыва сбрасывается на дно карьера, что значительно дешевле.

Разрушение массива взрывами камерных зарядов ВВ позволяет увеличить высоту одновременно обрабатываемого слоя до любой необходимой величины, благодаря чему общая протяженность взрывных выработок формируется небольшой. Взрывные выработки проходятся с применением скреперных лебедок без крепления, прокладки путей, оформления канавок и с использованием малогабаритного, достаточно производительного горного оборудования, обслуживание которого не требует рабочих высокой

квалификации. Взрывание усиленными зарядами ВВ, а также падение горной массы с большой высоты при взрывных работах способствует дополнительному дроблению крупных кусков, в результате чего отсутствует выход негабарита.

3.2.4. Технология отработки крутого слоя при использовании автомобильного и железнодорожного транспорта

При ширине крутого слоя более 90 м рабочий участок борта может быть сформирован из двух-трех смежных рабочих уступов. В этом случае объем выемки горной массы на каждый экскаватор уменьшается, что позволяет увеличить скорость понижения горных работ в пределах крутого слоя (рис. 3.16) и, как следствие, высоту временно нерабочих участков [26].

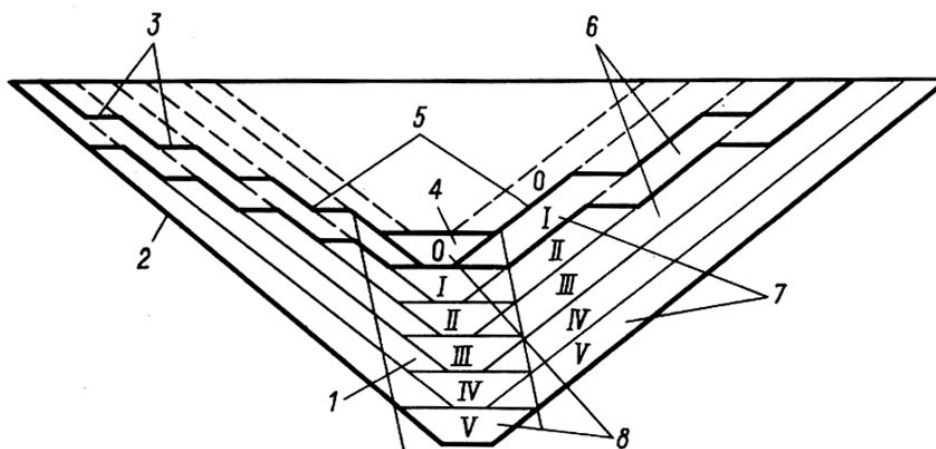


Рис. 3.16. Схема поэтапного развития карьера крутыми слоями: 1 – рудная залежь; 2 – предельный контур карьера; 3 – рабочие участки борта; 4 – зона углубки; 5 – временно нерабочие участки борта; 6 – крутые слои; 7, 8 – соответственно последовательность отработки крутых слоев и зон углубки

Интенсивность разработки крутого слоя может быть повышена также за счет организации выемки горных пород поперечными или диагональными заходками (рис. 3.17) одновременно на двух-трех рабочих уступах. При этом ширина рабочей площадки вкрест простирания залежи $b_{p.k}$ будет переменной. Ее величина на каждом горизонте $b_{p.k.i}$ (м) зависит от ширины транспортных берм b_m (м), числа нижележащих смежных рабочих уступов и рассчитывается по формуле

$$b_{p.k.i} = b_{p,i-1} - h_y (ctg \alpha_\sigma - ctg \alpha_y) + b_m \quad (3.11)$$

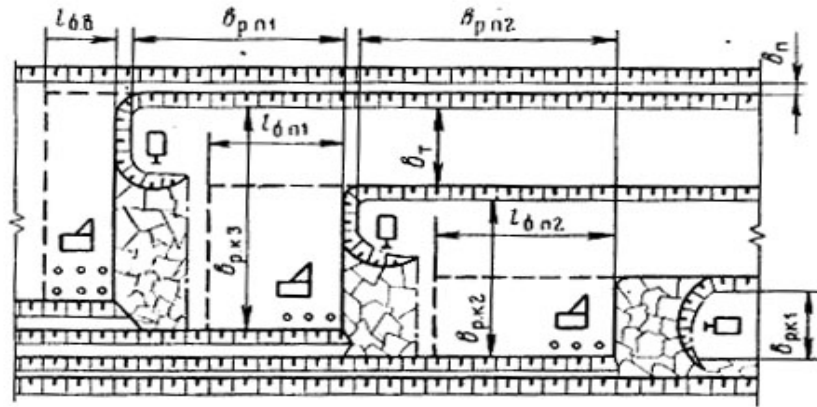
где i - номер рабочего уступа, считая в направлении от нижнего к поверхности.

Ширина рабочей площадки на нижнем горизонте принимается минимально допустимой. По простиранию значения $b_{p.nj}$ (м) устанавливаются с учетом размещения развала взорванной горной массы и обеспечения одинаковой скорости подвигания всех рабочих уступов в пределах крутого слоя

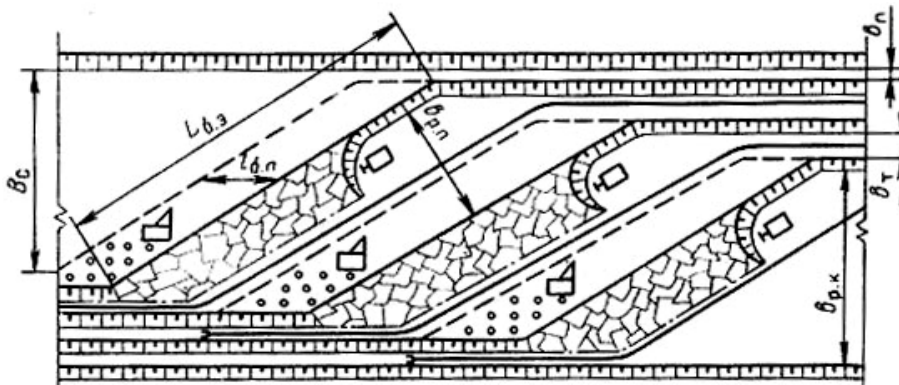
$$b_{p.nj} = l_{\delta.nj} + b_{p.c} + b_{a.c} \quad (3.12)$$

где j - номер рабочего горизонта в пределах крутого слоя, считая от верхнего уступа к нижнему; $l_{\delta.nj}$ - протяженность взрывного блока по простиранию на j -м горизонте, м; $b_{p.c}$ - ширина развала взорванной горной массы, м; $b_{a.c}$ - ширина вспомогательной автодороги, м.

а



б



в

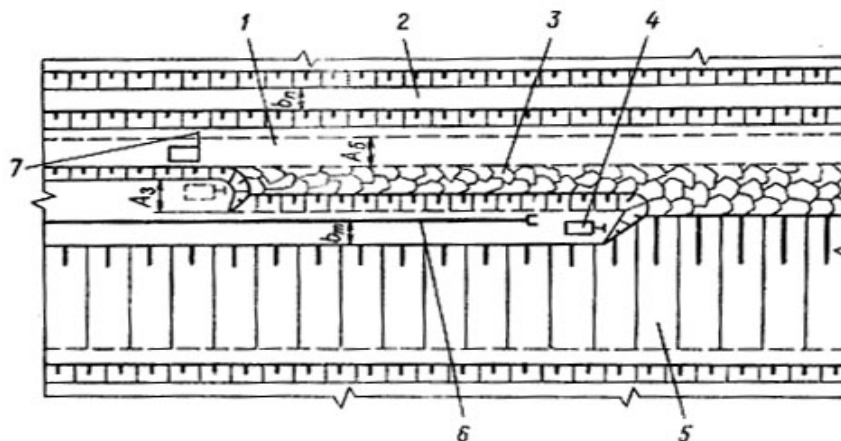


Рис. 3.17. Схема отработки крутого слоя поперечными (а), диагональными (б) и продольными заходками (в) при разное временно нерабочего участка борта: 1 – верхняя площадка; 2 – предохранительная берма; 3 – развал взорванной горной массы; 4 – вскрышной экскаватор; 5 – откос навала породы после взрыва; 6 – вытяжной железнодорожный тупик; 7 – буровое оборудование.

Длина фронта работ на уступе $l_{б.н.г}$ устанавливается исходя из параметров взрывного блока на верхнем горизонте. На практике ширина рабочих площадок при отработке уступов поперечными заходками с применением автомобильного транспорта составляет: вкрест и под углом к простиранию залежи – 30-90 м, по простиранию – 60-120 м. При отработке крутых слоев одним рабочим уступом при постоянной длине фронта работ ширина рабочей площадки существенно влияет на результирующий угол откоса рабочих бортов карьера. В результате этого изменяется глубина зоны управления режимом горных работ. Для эффективного регулирования объемов выемки вскрышных пород по этапам развития карьера при ширине рабочей площадки более 60 м длину фронта работ на один экскаватор сокращают, а высоту временно нерабочих' участков борта увеличивают. При этом число крутых слоев в одновременной отработке уменьшается, что ведет к повышению угла откоса рабочего борта карьера [26].

Применение железнодорожного транспорта предопределяет необходимость опережающей по отношению к забою расчистки площадки шириной до 15 м для размещения вытяжного тупика железнодорожного пути (рис. 3.17, в). Удаляемые при этом породы отсыпаются на нижележащие бермы временно нерабочего участка борта. По мере опускания рабочей площадки и накопления горной массы на предохранительных бермах навал породы смещается в выработанное пространство, образуя сплошной откос под углом 36°. При этом вытяжной тупик размещается на отсыпанных породах, что позволяет сократить объем расчистки для отработки первой экскаваторной заходки.

3.2.5. Формирование рабочей зоны карьера крутонаклонными слоями с отработкой уступов в пределах этапа

Для усовершенствования схемы формирования рабочей зоны крутонаклонными слоями в работе [3] предложена новая технология, по которой один из торцов и прилегающие к нему участки фронтальных бортов по лежащему и висячему бокам месторождения отработывают сразу же в предельное положение. Этапы формируют по скальным породам вскрыши на фронтальных бортах, начиная от выхода полезного ископаемого на нижний вскрышной уступ по лежащему и висячему бокам месторождения в поперечном разрезе; ориентируют их вдоль простирания месторождения; длину рабочих площадок на них принимают не больше, нормальной длины экскаваторного блоков, а ширина по низу дополнительно включает улавливающие площадки.

Фронтальные рабочие борта по скальным породам вскрыши формируют от контактов пласта полезного ископаемого по лежащему и висячему бокам с нижними рабочими площадками вскрышных уступов, которые с верхними площадками образуют этапы из нескольких временно законсервированных уступов I-V (рис. 3.18). Между ними, в соответствии с Правилами безопасности, оставляют площадки безопасности. На площадках уступов, отработанных в предельном положении торца, устраивают железнодорожные

станции и распределительные пункты. Выход железнодорожных поездов на поверхность осуществляют по общей выездной траншее.

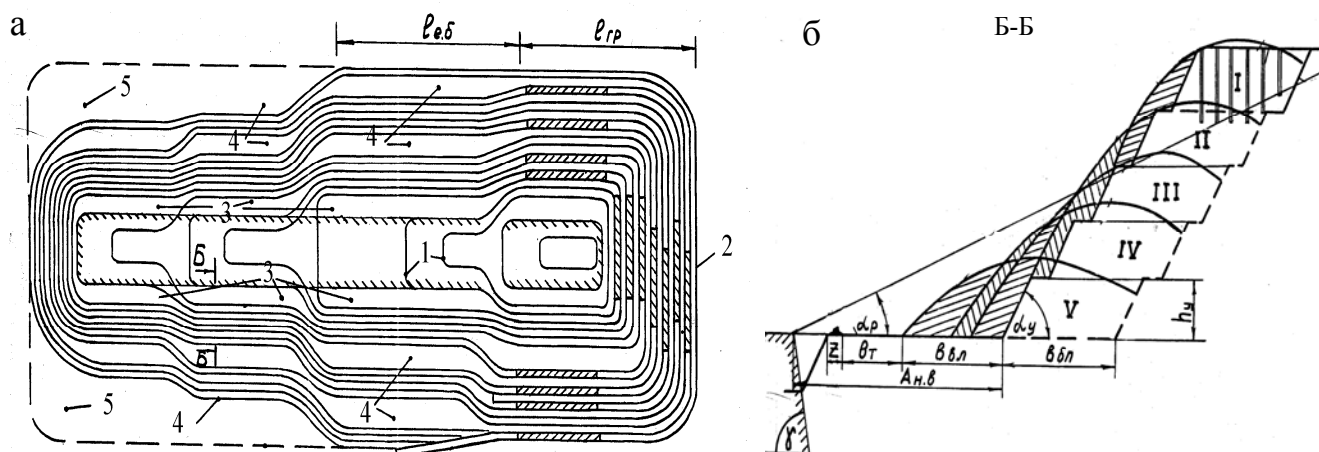


Рис. 3.18. Схема формирования рабочей зоны карьера крутонаклонными слоями (а) и отработки уступов в пределах этапа по висячему боку железорудного пласта (б): 1- добычные уступы; 2 – торец карьера с постоянными транспортными коммуникациями; 3 – нижние рабочие площадки в этапе; 4 – верхние площадки этапов; 5 – участки пород вскрыши, разработка которых перенесена на заключительный период отработки месторождения; I-V – номера последовательной отработки уступов в пределах этапа

Для обеспечения устойчивости откосов временно законсервированных участков рабочих бортов каждый из уступов I-V в границах этапа во время проведения буровзрывных работ заоткашивают путем предварительного взрывания экранирующих скважин. Бурятся они под углом $60-70^\circ$ на всю высоту уступов. Взрывом скважин рыхления разрушенные породы частично размещаются на нижних площадках безопасности, за счет чего формируется контур развала в начальном положении. Дальнейшее взрывание скважин рыхления на уступах I-V ведется в «зажатой среде», благодаря чему разрушенные породы вспучиваются кверху и образуют постоянный контур развала.

Группа уступов I-V в границах каждого этапа взрывается сверху вниз последовательно один за одним. После формирования развала, выемочный экскаватор проходит заходку вдоль длины блока этапа близ нижней бровки вновь образованной рабочей площадки на уступе II и перемещает породу в сторону выработанного пространства. Затем на образованной полосе устраивается автомобильный съезд с выходом к ближайшему распределительному пункту.

3.3. Формирования рабочей зоны карьеров округлой формы

3.3.1. Технология реконструкции карьера

Технология расконсервации влияет на интенсивность создания рабочих площадок нормальной ширины, а от организации и планирования отработки горизонтов зависит обеспеченность горно-транспортного оборудования фронтом работ. Существует следующая практика ведения горных работ при реконструкции карьеров. Карьеры вскрываются внешними траншеями и внутренними спиральными съездами, расположенными по предельному контуру (рис. 3.19). Развитие горных работ на горизонтах выбирается как в направлении развития спиральных трасс, так и в противоположном направлении. Объемы работ устанавливаются с учетом расстояния транспортирования и обеспеченности фронтом работ. При неравномерной отработке горизонта кольцевой формы значительное отставание фронта работ в приконтурных участках сдерживает темпы углубки карьера. Несвоевременная подготовка горизонтов приводит к значительным простоям горно-транспортного оборудования, увеличивает частоту их перегонов, сокращает объемы подготовленной горной массы в забоях [28].

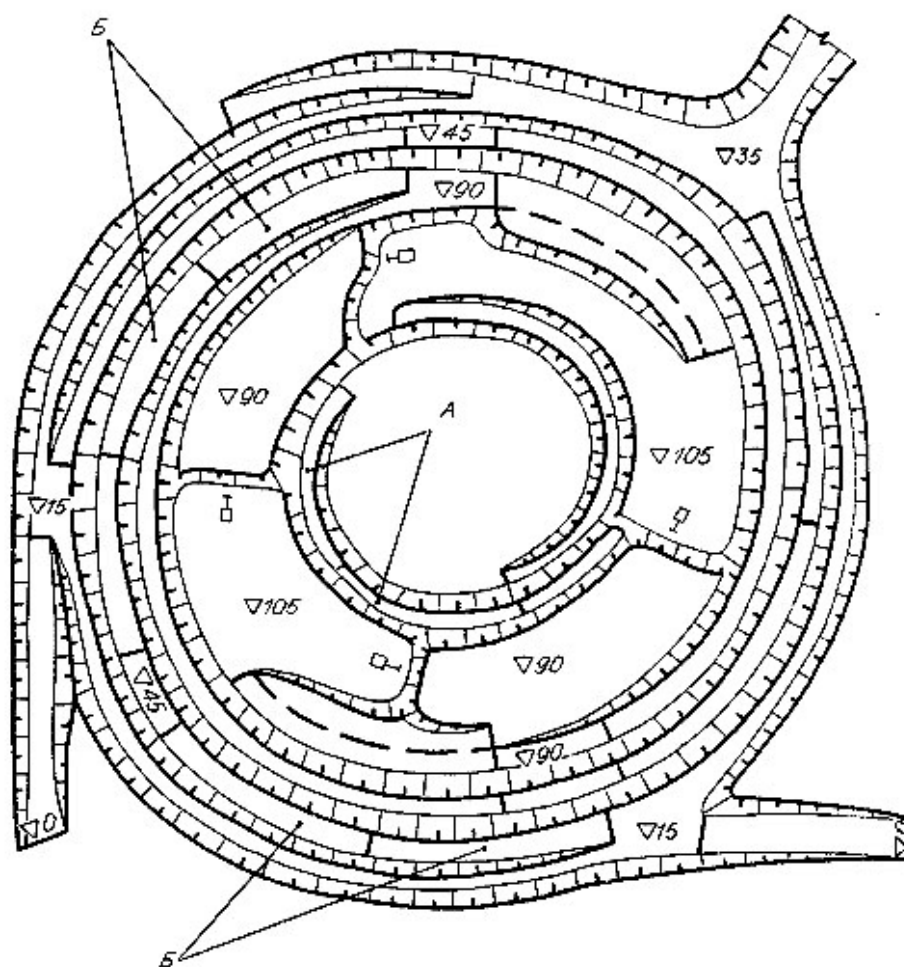


Рис. 3.19. Схема развития горных работ в зоне разноса борта карьера: А, Б – съезды промежуточного и конечного контуров

В каждом конкретном случае рекомендуемую схему расконсервации следует выбирать, исходя из целей и постановки задачи (этапная отработка, расширение границ карьера). При этапной отработке карьеров вскрытие промежуточных контуров спиральными съездами с параллельным их расположении относительно друг друга связано с организационными трудностями. Например, при ведении буровзрывных работ в зоне разноса временного борта взорванной горной массой заваливаются спиральные съезды промежуточного контура карьера, нарушая ритмичность добычных работ.

При разносе бортов карьеров в результате ускоренного создания рабочих площадок на временном борту можно достигнуть максимального совмещения работ, обеспечивающих увеличение числа одновременно работающих экскаваторов и интенсивности ведения работ. Сущность технологии, обеспечивающей интенсивное понижение горных работ при кольцевом их развитии по всему периметру карьера, приведена на рис. 3.20. Развитие горных работ в зоне разноса борта начинают с проходки съезда 1 на гор. 15,0 м (рис. 3.20, а) размером $abde$ по периметру конечного контура карьера и создания котлована $bc'kf$ на данном горизонте. После завершения подготовки гор. 15,0 м (фигура $ac'kfde$) отработку горизонта ведут в двух противоположных направлениях (рис. 3.20, б): A – на всю ширину зоны разноса $III_{np.}$ и B – меньшей шириной равной ширине нормальной рабочей площадки (B_{pn}).

В процессе отработки гор. 15,0 м в приконтурной зоне в направлении B формируется породный целик 2 (рис. 3.20, в) размером $edk'f$. Одновременно по мере подвигания фронта cm в направлении A на достаточную длину начинают проходку съезда 3 на гор. 30,0 м. После его проходки и создания котлована работы на гор. 30 м развивают так же, как и на гор. 15,0 м, в двух направлениях с формированием целика 4 на гор. 30,0 м. В дальнейшем формирование целиков на лежащих ниже горизонтах осуществляют аналогично горизонтам 15,0 и 30,0 м. Поскольку горные работы в зоне разноса ведутся по всему периметру круглого карьера, то и целики формируются по кольцевой конической поверхности временного борта.

В связи с ограниченным на глубине фронтом работ, отработка целиков осуществляется по мере высвобождения экскаваторов, занятых на углубке карьера. Когда фронт работ на глубоких горизонтах сужается, то благодаря вовлечению в отработку целиков, поддерживается достаточный фронт работ для экскаваторов, занятых на расконсервации.

Таким образом, технология расконсервации нерабочих бортов карьеров с использованием временных целиков позволяет частично отнести объемы работ по разносу на более поздние сроки. При этом данная технология расконсервации обеспечивает непрерывную грузотранспортную связь добычных уступов с поверхностью при одновременном ведении работ по разносу бортов карьера.

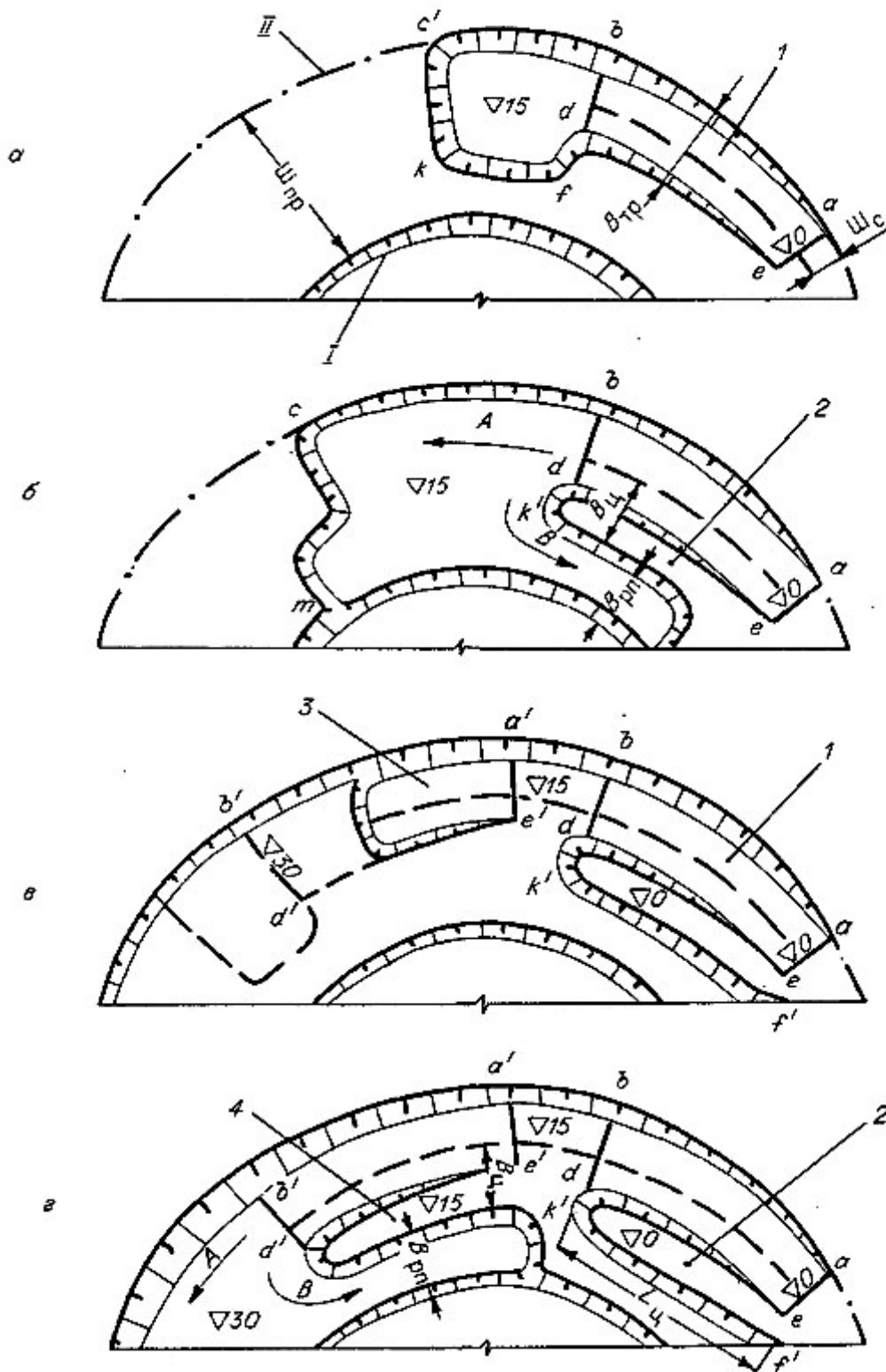


Рис. 3.20. Последовательность формирования целиков на смежных горизонтах при расконсервации временного борта карьера: *а* – проходка траншеи 1 и подготовка гор. 15,0 м; *б* – начало формирования целика 2 на гор. 15,0 м; *в* – окончание формирования целика 1 и начало проходки траншеи 3 на гор. 30,0 м; *г* – формирование целика 4 на гор. 30 м; I – промежуточный, II – конечный контуры

3.3.2. Формирование рабочей зоны при этапной разработке округлых месторождений

При этапной разработке месторождений рабочая зона карьера разделена в плане и по глубине временно нерабочим бортом (ВНБ), а наличие двух зон ведения горных работ позволяет в оперативном порядке перераспределять горнотранспортное оборудование между ними [29]. В свою очередь, управление развитием рабочей зоны при этапной разработке является наиболее сложным и предполагает организацию работы в зонах с разной скоростью понижения горных работ, для исключения случаев выбытия производственной мощности за счёт «сползания» ВНБ в добычную зону. Тем самым прослеживается жёсткая взаимосвязь порядка и скоростей развития зон ведения добычных работ и разноса ВНБ, которая должна обосновываться проектными расчётами. При этом, на крутопадающих месторождениях имеющих округлую форму в плане, эта взаимосвязь более существенна, поскольку ВНБ сформирован, как правило, по периметру карьерного поля.

Технология ведения горных работ исключает жёсткую увязку между скоростями понижения в зонах ведения горных работ, а также обеспечивает перенос во времени объёмов выполнения вскрышных работ, по сравнению с традиционной этапной разработкой (рис. 3.21).

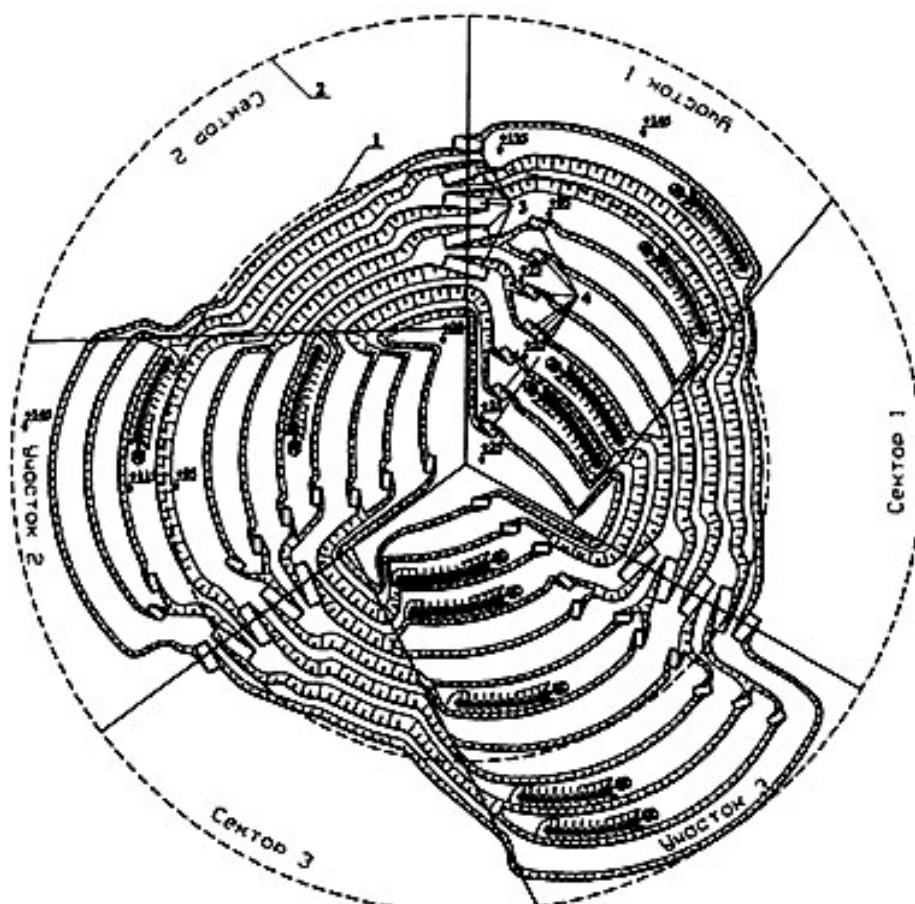


Рис. 3.21. Схема разработки месторождения с разделением карьера в плане на сектора: 1 – контур первого этапа по поверхности; 2 – контур второго этапа по поверхности; 3 – полустационарные съезды; 4 – временные съезды

Для этого рабочую зону карьера с нанесёнными контурами этапов, разбивают на участки в плане. При этом, в границах каждого участка формируют усечённые секторы. В пределах каждого из них формируется участок ВНБ, а на участках рабочей зоны карьера отработку ведут рабочими площадками, бровки уступов которых ориентированы в плане со смещением по отношению к центру карьерного поля. Это позволяет избежать существенного снижения с глубиной длины фронта работ на нижних горизонтах в пределах разрабатываемых участков. Кроме того в границах участков рабочих зон выделяют регулирующие целики, для управления величиной общего объёма консервации пород в пределах этапа. Размещение данных участков с регулируемыми целиками, целесообразно в верхней части последнего по высоте этапа. При достижении горными работами конечной глубины этапа в каком-либо из участков рабочей зоны карьера, начинают разнос участков ВНБ в границах усечённых секторов, обеспечивая при этом перемещение породы на разносимом горизонте в сторону разрабатываемых участков, как показано на рис. 3.22.

При этом обеспечивается максимально возможная стационарность транспортных съездов в пределах этапов, а также исключаются значительные осыпи породы с расконсервированного ВНБ и добычных рабочих горизонтов в пределах разрабатываемых участков. Происходит уменьшение текущего коэффициента вскрыши за счёт возможности обеспечения отработки в пределах каждой очереди до конечной её глубины без разноса сформированного в ней участка временно нерабочего борта. Поэтому, исключается жесткая связь порядка отработки каждой из зон.

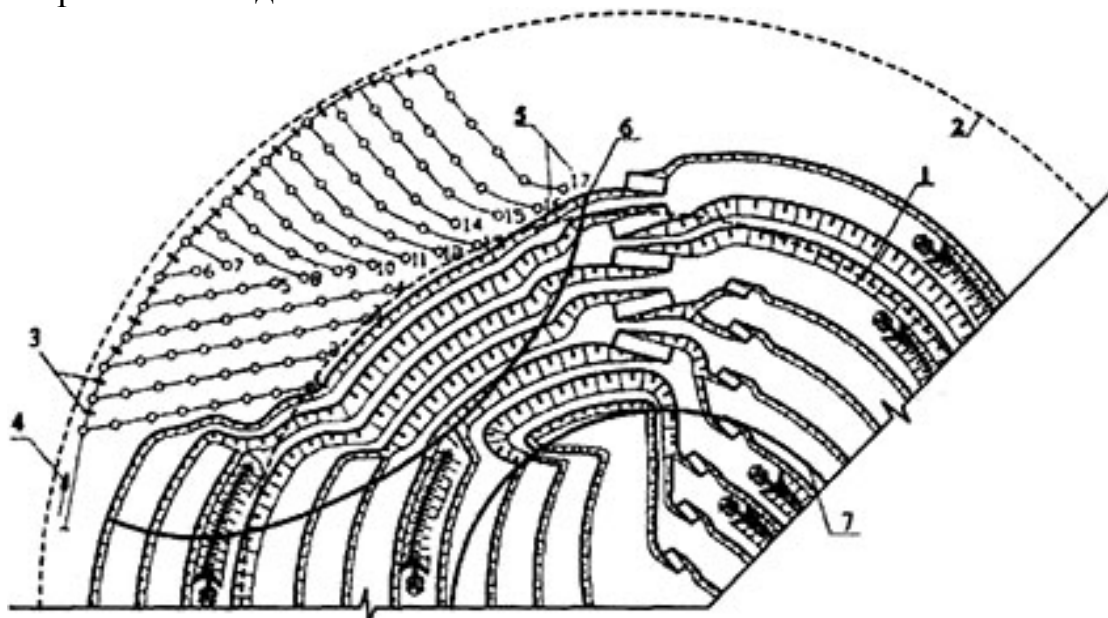


Рис. 3.22. Схема разноса временно нерабочего борта в границах усечённых секторов: 1- контур первого этапа по поверхности; 2 - контур второго этапа по поверхности; 3 - пиротехнические реле; 4 - инициирование взрывной сети; 5 - порядковый номер взрываемого ряда скважин; 6 – граница зоны возможного завала породой нижележащих горизонтов при взрыве; 7 – зона ведения добычных работ

Технология расконсервации ВНБ, позволяющая интенсифицировать разнос нерабочего борта карьера при сохранении его транспортной функции заключается в следующем [29]. При формировании ВНБ в его основании над зоной ведения добычных работ формируют улавливающую площадку 2, для возможности использования взрывной технологии. при последующей его расконсервации(рис. 3.23).

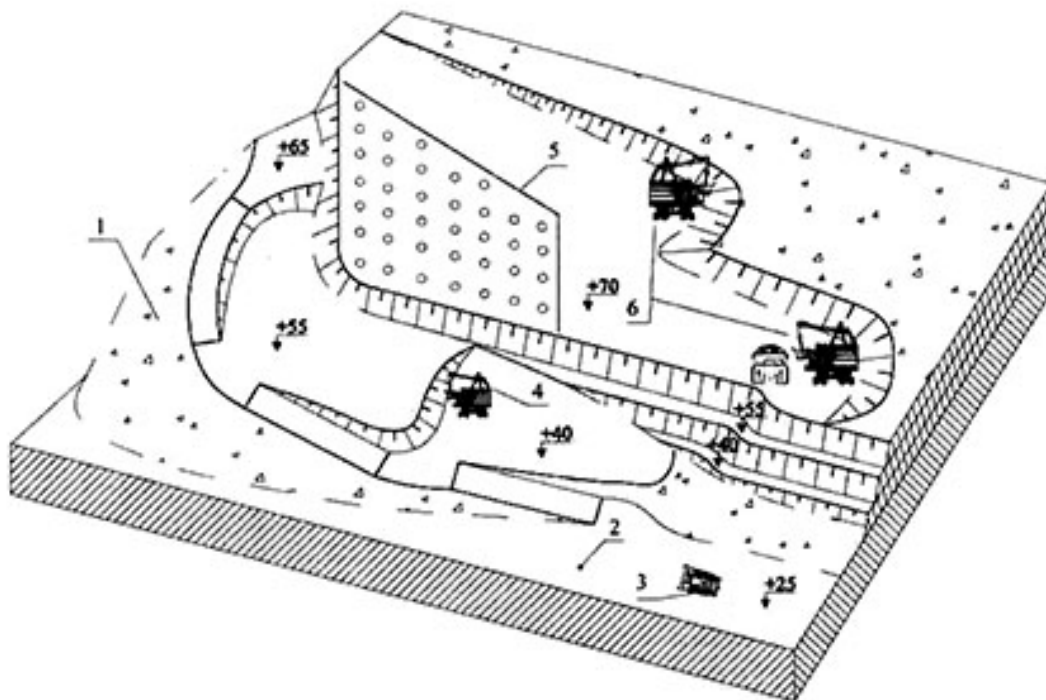


Рис. 3.23. Схема разноса временно нерабочего борта: 1 – насыпная призма из взорванных вскрышных пород; 2 – улавливающая площадка в основании нерабочего борта; 3 – бульдозер для формирования системы съездов; 4 – экскаватор, осуществляющий формирование рабочих площадок на насыпной призме; 5 – контур блока опережающего бурения; 6 – экскаваторы на расконсервации ВНБ

Верхние один-два уступа ВНБ обуривают скважинами на всю высоту. Используя веерную схему коммутации скважинных зарядов, обеспечивают формирование нисходящей насыпной призмы 1 в основании ВНБ, постепенно уменьшающейся в объеме, по направлению заложения ранее сформированных съездов. По образованной насыпи бульдозером 3 формируют новую систему транспортных съездов. Затем экскаваторам 4 создают рабочие площадки в теле насыпной призмы, тем самым осуществляя подготовку к одновременной отработке уступов ВНБ. В этот период на фланге верхнего разносимого горизонта происходит ускоренный разнос. За счёт большого объема сброса породы при взрыве и высвобождается участок 5 под обуривание нижележащего уступа. Тем самым в работу вовлекается сразу несколько уступов и возрастает скорость разноса ВНБ при сохранении его транспортной функции. При необходимости рассредоточения грузопотоков по разным направлениям возможно формирование съездов по обоим флангам ВНБ.

3.3.3. Обработка рабочих горизонтов разрезными траншеями в виде сектора

Для интенсификации горных работ, а также для вскрытия ограниченной в плане рабочей зоны при обработке месторождения этапами возможно использование рабочих вскрывающих выработок в виде сектора (рис. 3.24) [30].

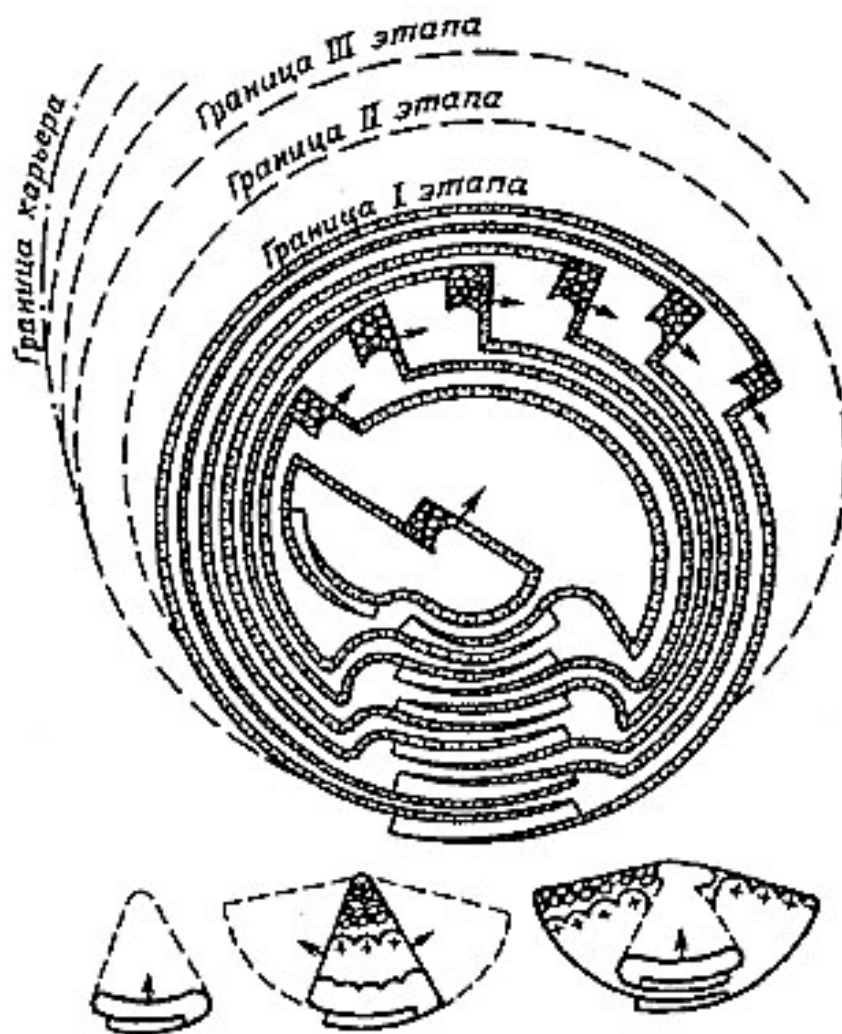


Рис. 3.24. Схема обработки горизонтов карьера разрезными траншеями в виде сектора

При этом карьерное поле развивается по этапам с нарезкой новых рабочих площадок и расширением имеющихся по секторам. Для транспортирования используются постоянные петлевые съезды с площадками примыкания на рабочих горизонтах. По мере углубки верхние горизонты обрабатывают с изменением направления подвигания забоя на противоположное. На рис. 3.24 стрелками показано развитие забоев по часовой стрелке. При достижении границ этапа возможно также изменение подвигания забоев против часовой стрелки. Недостатком такой схемы является необходимость поддержания транспортных берм от забоя до карьерных съездов. Это приводит к выполаживанию борта карьера на котором размещаются транспортные бермы.

3.4. Технологии расконсервации временно нерабочих бортов глубоких карьеров

3.4.1. Расконсервация временно нерабочих бортов глубоких карьеров Украины

Увеличение проектной глубины Кривбасса связано с необходимостью разноса постоянных бортов, что является сложной технической задачей [31]. Постоянные борта карьеров, как правило, сформированы сдвоенными уступами с предохранительными бермами шириной 10-12 и менее метров. При угле откоса уступа 60° угол погашения постоянного борта достигает 45° . При разносе таких бортов по общепринятой технологии предохранительные бермы нижележащих уступов при производстве массовых взрывов засыпаются развалом взорванной горной массы, в результате чего образуется сплошной откос, достигающий высоты 100 м и более. Предохранительные бермы шириной по проекту 10-12 м под воздействием климатических условий и массовых взрывов уменьшаются до 4-6 м, что затрудняет возможность их отчистки. Следовательно, после проведения массового взрыва на верхнем уступе горные работы на нижележащих по требованиям правил безопасности, должны быть прекращены. В результате отставания вскрышных работ на карьерах отдельные участки бортов имеют уступы, на которых практически отсутствуют рабочие площадки. При возобновлении горных работ на верхних уступах этих участков, работать на нижних не представляется возможным.

Размещение взорванной горной массы на нескольких бермах нижележащих уступов увеличивает также расстояние транспортирования. При ведении горных работ на одну систему скользящих автомобильных съездов минимальное увеличение расстояния транспортирования на каждый последующий уступ составляет 0,35 км. Если же на данном борту располагается технологический или хозяйственный съезд и при взрывании уступа он попадает в зону развала, то на его восстановление затрачивается от 10 до 15 смен.

В течение ряда лет на ряде карьеров применяют различные варианты ведения взрывных работ, уменьшающие ширину развала. Их применяют, когда вдоль взрываемого блока располагаются основные автомобильные дороги или железнодорожные пути, попадающие в зону предполагаемого развала. По одному из принятых вариантов изменяют порядок взрывания рядов и конструкцию заряда в первом внешнем ряду скважин. В первую очередь взрывают последний тыльный ряд скважин. Затем смежный ряд взрывают с максимально большим допустимым интервалом замедления (до 75 мс). Последующие ряды взрывают с интервалом от 20 до 50 мс. Массу зарядов в скважинах первого внешнего ряда в зависимости от крепости пород уменьшают на 50 % и более от массы нормального заряда. Такой способ взрывания обеспечивает незначительную ширину развала, что дает возможность не демонтировать железнодорожные пути и уменьшить объем восстановительных работ на автомобильных дорогах в карьере. Однако, в результате такого порядка взрывания горной массой забрасывается рабочая площадка

вышележащего уступа, что увеличивает объем работ по ее зачистке бульдозером. Для предотвращения этого необходимо изменить не только порядок взрывания, но и порядок выемки горной массы. Для этого предложено вдоль фронта работ оставлять целик, который обуривается и взрывается во вторую очередь.

Для направленного перемещения взорванной горной массы в сторону пройденной ранее заходки массу зарядов скважин первого ряда уменьшают и взрывают последними. На рис. 3.25 показана схема разноса постоянных бортов глубоких карьеров, с описанным выше порядком выполнения технологических операций. При этом буровой блок располагается на некотором расстоянии от верхней бровки уступа так, что после бурения, взрывания и отработки его остается целик с заданными параметрами. Экскавацию ведут опережающей тупиковой заходкой с погрузкой горной массы на автомобильный транспорт.

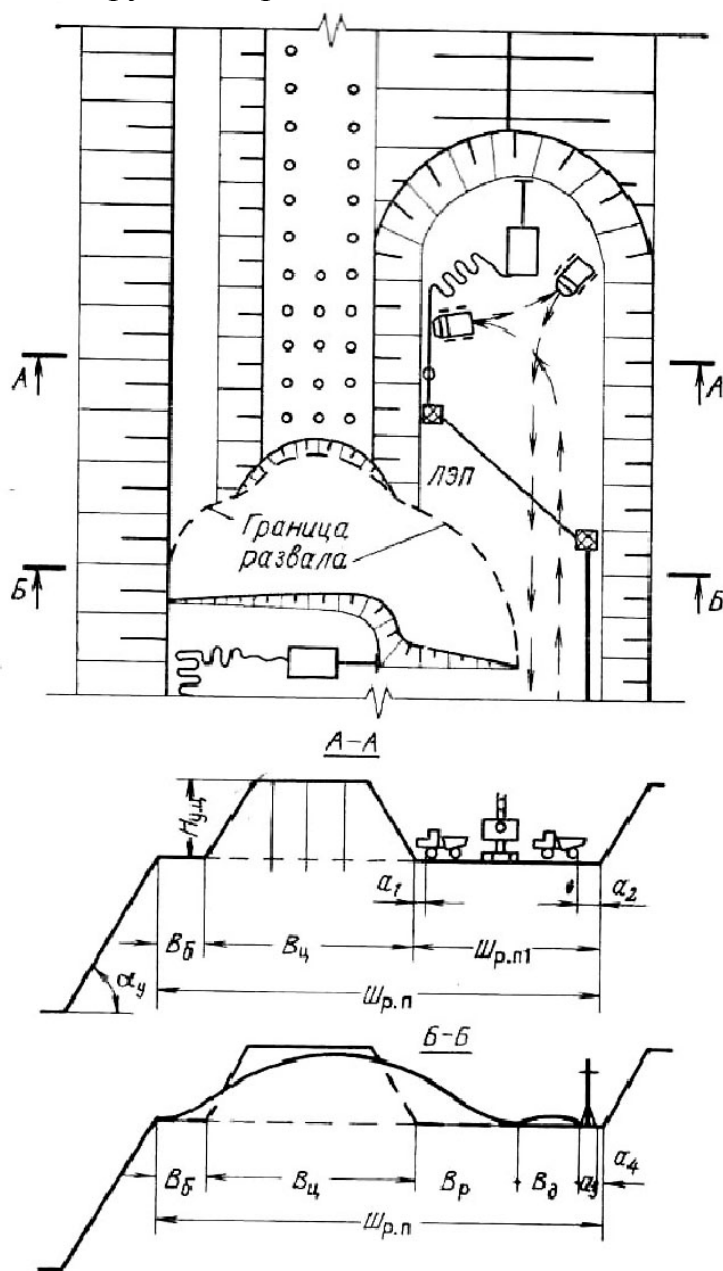


Рис. 3.25. Технологическая схема расконсервации временно нерабочего борта карьера

Параллельно экскаваторным работам обуривается массив целика. Ширина опережающей заходки $Ш_{pn1}$ (м) выбирается из условия безопасности работы экскаватора и удобства разворота автосамосвалов

$$Ш_{pn1} = 1,65 \cdot R_a + a_1 + a_2 \geq 2R_{чy} \quad (3.13)$$

где R_a – рабочий радиус поворота автосамосвала, м; a_1 – расстояние от передних колес автосамосвала до нижней бровки целика с учетом размещения высоковольтного кабеля, 2 м; a_2 – расстояние от задних колес автосамосвала до нижней бровки уступа, 1 м; $R_{чy}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м.

В случае, если левая часть неравенства (3.13) больше правой, экскаватор должен работать поперечными заходками соответствующей ширины.

Ширина рабочей площадки $Ш_{p.n.}$ (м) состоит из следующих величин:

$$Ш_{p.n.} = B_{\sigma} + B_{ц} + Ш_{p.n.1} \quad (3.14)$$

где B_{σ} – ширина предохранительной бермы (при взрыве верхней части сдвоенного уступа $B_{\sigma} = 0$), м; $B_{ц}$ – ширина целика по нижним бровкам, м;

$$B_{ц} = 2 \cdot H_{yc} \cdot ctg \alpha + (n_p - 1)b + 2a_5 \quad (3.15)$$

H_{yc} – высота целика, м; α – угол откоса уступа, градус; n_p – число продольных рядов скважин по целику; b – расстояние между рядами, м; a_5 – расстояние от верхней бровки уступа до первого ряда скважин, $a_5 = 3$ м.

При необходимости сохранения технологической автомобильной дороги после взрывания целика к экскаватору, занятому на проходке опережающей заходки

$$Ш_{p.n.} = B_p + B_{\sigma} + a_3 + a_4 \quad (3.16)$$

где B_p – ширина развала, м; B_{σ} – ширина автомобильной дороги, м; a_3 – ширина высоковольтной опоры вместе с пригрузкой, $a_3 = 3$ м; a_4 – расстояние от нижней бровки уступа до пригрузки $a_4 = 1$ м.

Эффективность данной технологической схемы во многом определяется параметрами целика и порядком взрывания рядов скважинных зарядов. Для обеспечения максимального развала в сторону опережающей заходки (компенсационного пространства) целик бурится с минимальным числом (не более трех) продольных рядов скважин. При этом ширина целика обеспечивает нормальные условия работы буровых станков и зарядных машин. Конструкция скважинных зарядов и порядок их взрывания должны обеспечить направленное перемещение максимального объема взорванной горной массы в сторону опережающей заходки.

Технологическая схема разноса бортов карьеров с опережающей траншейной заходкой требует более четкой организации и взаимоувязки буровых и экскаваторных работ, однако она обеспечивает, во-первых,

совмещение горных работ по разносу борта карьера на верхних уступах и добычных работ на нижних в одних и тех же маркшейдерских осях; во-вторых, уменьшение грузооборота автомобильных перевозок вследствие сокращения расстояния транспортирования; в третьих, снижение простоев горного оборудования из-за прекращения движения по основным транспортным коммуникациям. Недостатком данной схемы является то, что при взрывании целика имеем три открытые поверхности, а это может привести к выходу большого количества негабаритных кусков горной массы.

3.4.2. Расконсервация нерабочего борта Сибайского карьера

При реконструкции Сибайского карьера в 1966 г. было намечено углубление горных работ до отметки 459 м. Основные трудности в период расширения границ были обусловлены тем, что по всему периметру карьера до глубины 200 м все уступы находились в предельном положении и на уступах нерабочего борта находился единственный автомобильный заезд. Негативным явлением являлось также развитие оползня на бортах [32].

Основные параметры участка реконструкции составляли: длина 2 км, ширина зоны разноса борта по поверхности – до 200 м, угол откоса нерабочего борта – 42°. Расконсервация нерабочего борта карьера, проводимая в условиях высоких уступов и отсутствия на них необходимых площадок для размещения всего объема развала породы, характеризовалось периодическими завалами основного автомобильного съезда. Одним из решений, позволяющих выполнить плановые объемы добычи в этих условиях, являлось организация проведения дополнительного заезда в основную рабочую зону карьера (рис. 3.26).

Схема реконструкции заключалась в том, что на начальном этапе, на борту производилось расширение съезда и последовательная отработка пород на горизонте заходками в несколько приемов. Отработка в начальной фазе производилась с перемещением заходов в одном направлении. В дальнейшем работы по разносу борта карьера производили с развитием заходов в противоположном направлении. Ширина формируемых площадок позволяла размещать развал породы и обеспечила надежную транспортную связь.

Такое решение позволило вести добычу руды независимо от процесса расконсервации нерабочего борта карьера. Запасной заезд целесообразно было организовать по борту карьера, максимально используя для этого существующие съезды и площадки. Кроме того, указанный вариант обеспечивал более равномерное распределение объемов выемки породы при расконсервации нерабочего борта в период реконструкции карьера и являлся более надежным в условиях развития оползней на бортах.

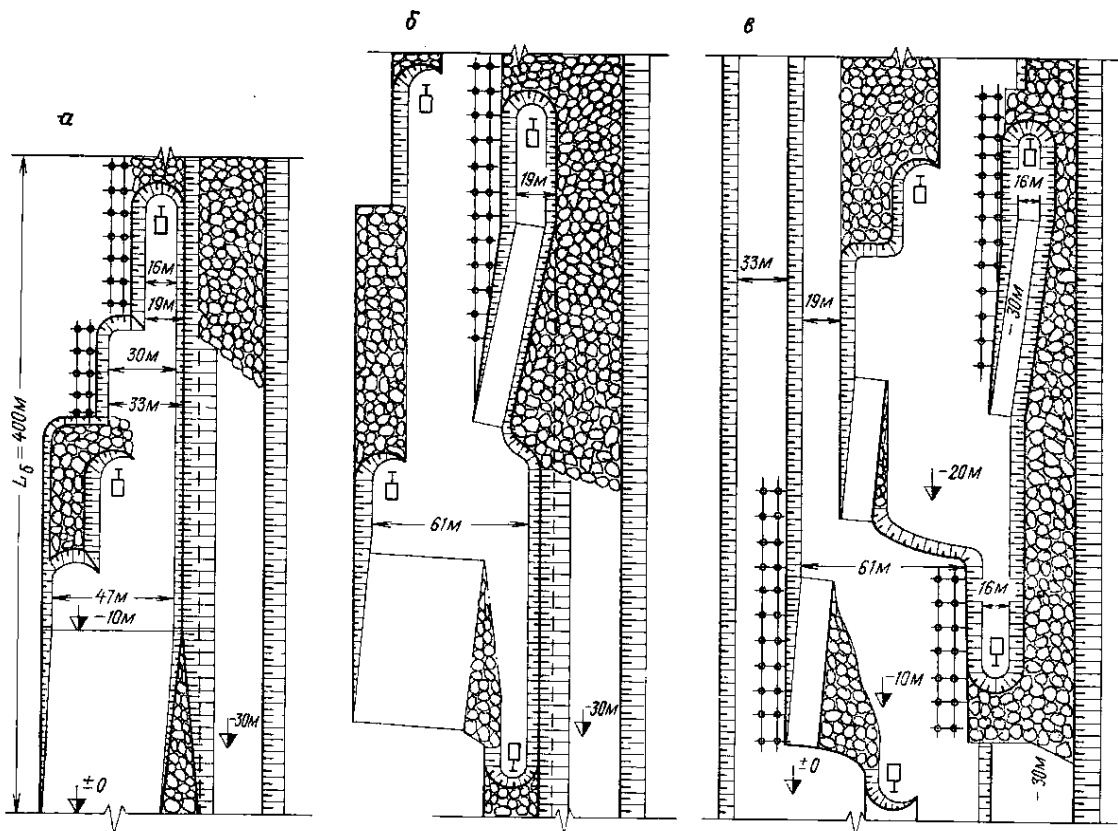


Рис. 3.26. Схема расконсервации нерабочего борта Сибайского карьера: а, б, в – последовательные положения и параметры горных работ при расконсервации соответственно первого, второго и третьего уступов

3.4.3. Отработка целиков на временно нерабочем борту

Разработка крутопадающих залежей с углублением карьера существенно усложняются, когда объем добычных работ на порядок опережает выемку вскрышных пород. При постоянном поддержании мощности карьера по руде предприятие оказывается в ситуации, когда текущий объем вскрышных работ должен увеличиваться пропорционально растущей глубине карьера вплоть до момента, когда верхний уступ со стороны висячего бока залежи достигнет предельного контура [33].

При этом на глубоких карьерах необходим способ развития горных работ, удовлетворяющий следующим требованиям:

- текущий коэффициент вскрыши близок к среднему по карьере;
- протяженность фронта вскрышных L_e (м) и добычных L_o (м) уступов

находятся в соотношении:

$$L_e = L_o \cdot K_e \cdot K_k \quad (3.17)$$

где K_e – средний коэффициент вскрыши по карьере (в его предельных контурах); K_k – коэффициент компенсации, учитывающий неравенство текущего и среднего коэффициентов вскрыши в начальный и конечный периоды работы карьера;

- длина добычных уступов L_0 должна обеспечить плановый объем добычных работ;
- транспортные коммуникации поддерживаются в рабочем состоянии на площадках тех уступов, которые эксплуатируются в данный период;
- угол откоса борта в группе нижних уступов в любой период времени обеспечивает нормативные объемы готовых к выемке запасов руды.

После того, как достигается требуемое соотношение между длиной фронтов рабочих вскрышных и добычных уступов, отдельные группы уступов ставятся во временно нерабочее положение, а между ними формируются временные целики. Целик размещается так, чтобы исключить сокращение рудной площади в течении длительного периода. Параметры целика должны обеспечивать максимально возможный угол погашения и скорость отработки. Расположение целика должно позволить в любой момент произвести реконструкцию транспортных коммуникаций и перегрузочных пунктов. Порядок и срок консервации группы вскрышных уступов, а также минимально допустимая скорость их отработки определяются в процессе перспективного планирования.

Порядок выполнения горных работ при отработке целика показан на рис. 3.27. Скорость отработки целика при предлагаемой технологии его формирования и разноса в несколько раз выше, чем скорость подвигания фронта в рабочей зоне карьера.

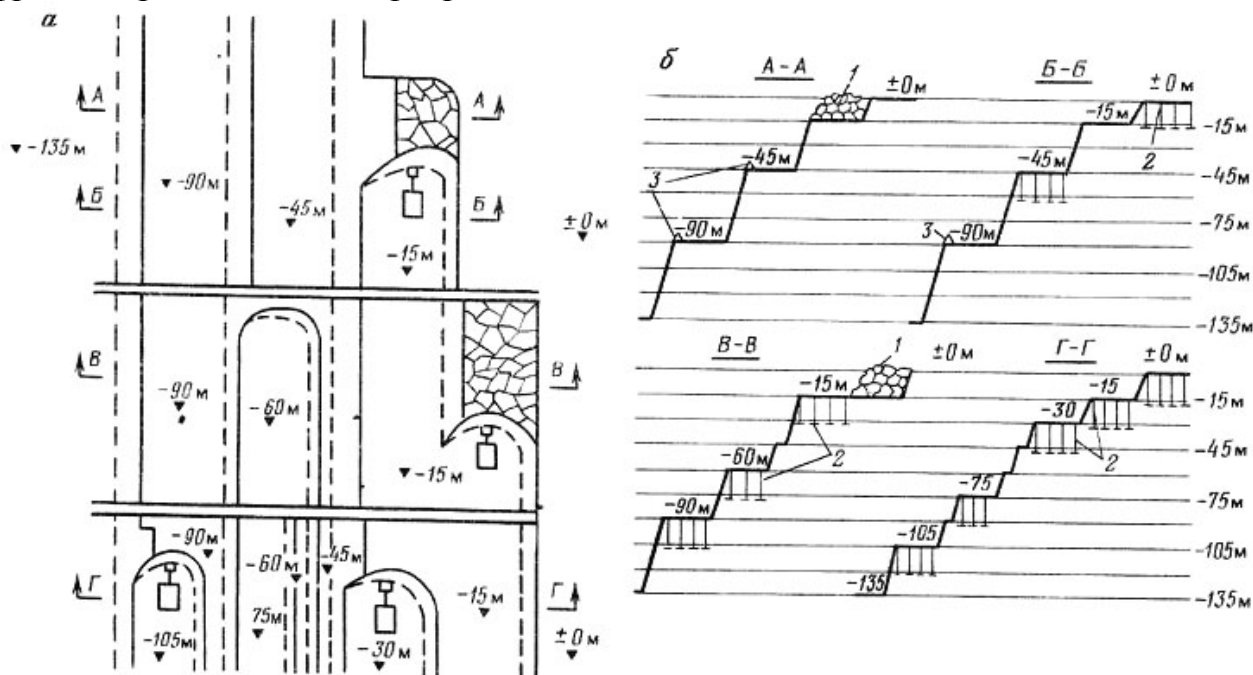


Рис. 3.27. Схема разноса временно нерабочего борта в карьере при наличии двух промежуточных рабочих берм: а – план; б – разрез: 1 – развал взорванной горной массы; 2 – взрывные (технологические) скважины; 3 – защитные породные валы

При приближении фронта рабочих уступов к предельному контуру на залежах большой протяженности отработку целиков целесообразно вести в

форсированном режиме, начиная с фланга, где конечная глубина карьера минимальна, чтобы использовать выработанное пространство для создания внутреннего отвала. Разработка крутых месторождений с внутренним отвалообразованием особенно эффективна, если в контуре карьера имеется несколько рудных тел. Форсируя доработку залежей с минимальной глубиной залегания, можно использовать эту выемку для размещения вскрыши с других участков или (после частичной засыпки) под перегрузочные склады или перегрузочные пункты на конвейер.

3.4.4. Расконсервации Златоуст-Белановского карьера в Казахстане

Расконсервация карьера Златоуст-Белановский Джекказганского месторождения велась с учетом того, что все горные работы практически везде достигли проектного контура [34]. Борт карьера почти по всей высоте (150-280 м) был отстроен сдвоенными уступами, предохранительные бермы частично были разрушены или перекрыты осыпями. При повторной отработке месторождения возник вопрос расконсервации и разноса нерабочего борта. Для этого было предложено два пути интенсификации горно-строительных работ: повышение производительности экскаваторов за счет подвалки породы на концентрационные горизонты и проходки разрезных полутраншей на борту по бестранспортной схеме; увеличение угла откоса рабочего борта за счет использования высоких уступов.

Для перевалки пород на концентрационный горизонт использовался защитный вал. Размещение его было рекомендовано устраивать на расстоянии 40-50 м от нижней бровки борта, при высоте 5-7 м (верхний предел относится к участкам борта со сплошным откосом). Нарезка рабочих горизонтов с подвалкой породы под откос борта без эксплуатации автотранспорта давала возможность повысить производительность экскаваторов на 30-35% и за счет перемещения части пород взрывом в выработанное пространство карьера увеличить скорость проходки разрезных полутраншей в 2,0-2,5 раза. Таким образом, была решена первая часть работ, касающаяся расконсервации нерабочего борта. Вторая часть была направлена на совершенствование технологии разноса борта.

Очевидно, что объем разноса уменьшается при увеличении угла откоса рабочего борта. Одним из способов отработки рабочего борта с значительными углами является отработка массива высокими уступами. Для увеличения скорости понижения горных работ была выбрана двухступенная схема со взрыво-механизированной подвалкой породы верхнего уступа на транспортный горизонт нижнего (рис. 3.28). Однако эта схема имеет недостаток – значительный объем переэкскавации. Исследованиями ДГИ доказано, что оптимальной по экономическим показателям является высота уступа (суммарная по подступам), равная 45 м. Однако, практикой проектирования нагорных карьеров («Вчеларе» ЧСФР; Джетыгоринского, Молодежного и др.) установлено, что рабочую зону при использовании подвалки следует

формировать, как правило, из трех уступов с одним концентрационным горизонтом.

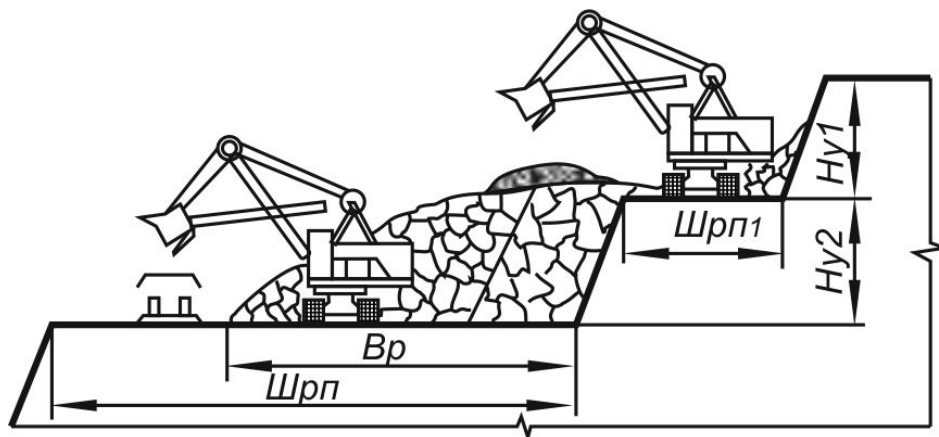


Рис. 3.28. Технологическая схема при отработке высокими уступами (по ДГИ)

Отмечен положительный опыт применения при разносе борта экскаваторов с удлиненным оборудованием как для подвалки породы, так и для верхней погрузки. В результате была предложена трехступенная схема разноса борта с частичной подвалкой породы на концентрационный горизонт (рис. 3.29).

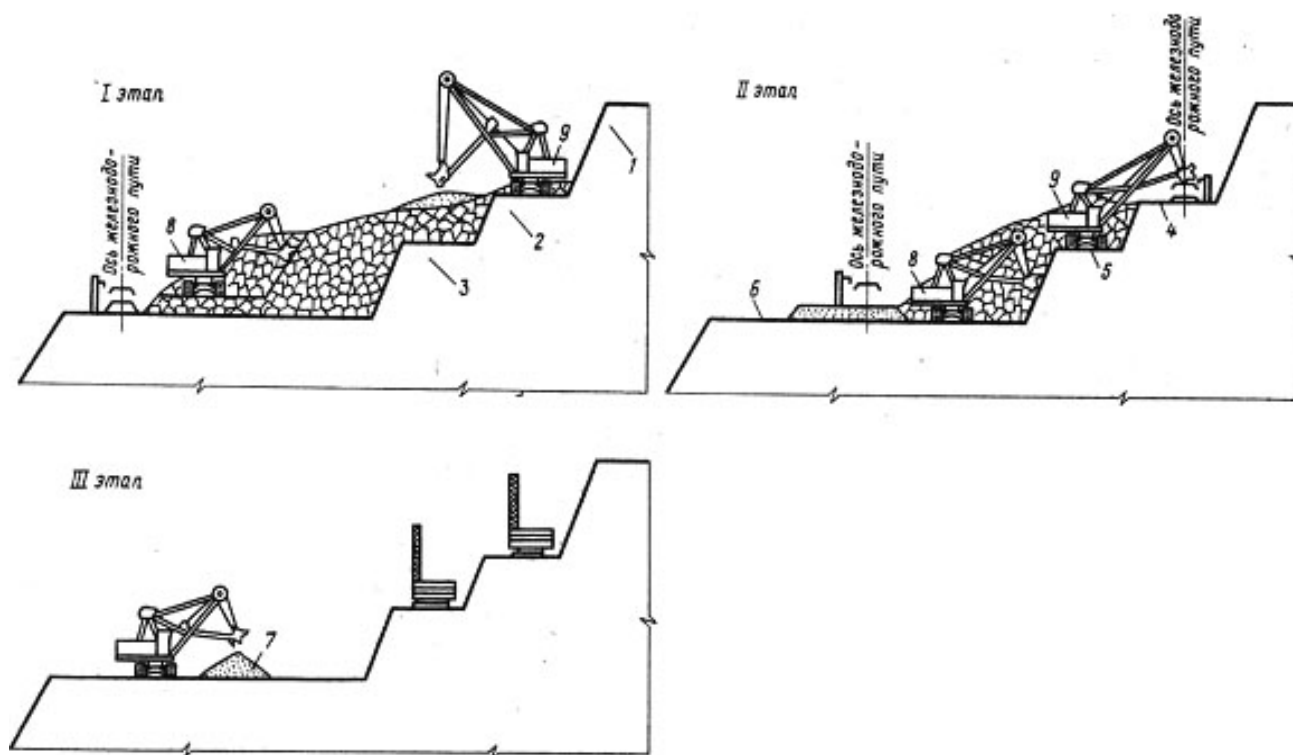


Рис. 3.29. Схема трехступенной расконсервации борта карьера

По этой схеме уступы 1, 2, 3 (высотой соответственно 20; 10 и 5 м) разделены промежуточными площадками 4, 5 с концентрационным горизонтом 6. Все три уступа взрываются одновременно при каскадном взрывании. Из них верхний уступ взрывают усиленными зарядами на сброс. Для ограничения

ширины развала на концентрационном горизонте сооружают защитный вал 7 высотой 5-6 м. Всего на этом горизонте аккумулируется до 70-75 % взорванной горной массы с трех уступов. Развал здесь обрабатывает экскаватор 8 с нормальным оборудованием двумя-тремя заходками с погрузкой в железнодорожный транспорт.

Одновременно с началом обработки развала на площадку 4 верхнего уступа вводится экскаватор 9 с удлиненным оборудованием; он подваливает на концентрационный горизонт породу, оставшуюся на площадке 4 после взрыва, зачищая последнюю для укладки железнодорожного пути. Закончив эту операцию, экскаватор 8 опускается по фланговому заезду или по развалу на площадку 5 среднего уступа и обрабатывает верхнюю часть развала с погрузкой в железнодорожный транспорт. Таким образом, схема содержит два транспортных горизонта.

Данная технология позволяет увеличить угол откоса рабочего борта до 28-32° и свести к минимуму объем переэкскавации (до 5-7 % общего объема пород в заходке по целику). Однако, для постановки предложенной схемы в исходное положение следует удалить с борта определенный начальный объем породы. Одну часть ее возможно сбросить под откос борта (в том числе и с кратной перевалкой к борту), другую – вывезти на поверхность.

3.4.5. Обработка высоких уступов с применением кранлайнов

Технология выемки вскрышных пород при транспортных системах разработки в значительной мере может быть преобразована с применением экскаваторов нового типа - кранлайнов, позволяющих обрабатывать уступы повышенной высоты нижним черпанием с погрузкой в транспортные средства, расположенные на верхней площадке уступа [35]. В конструкции кранлайна, в отличие от драглайна, предусмотрена установка на поворотной платформе дополнительной подъемно-разгрузочной лебедки, а на стреле – блоков под канаты этой лебедки (рис. 3.30).

Машина снабжается системой автоматического поддержания соотношений тяговых усилий канатов подъемной и подъемно-погрузочной лебедок. С целью уменьшения угла наклона стрелы и радиуса разгрузки допустимо заведение упряжи ковша при разгрузке между конструкциями фермы стрелы. Благодаря такой конструкции рабочего оборудования обеспечивается фиксированная разгрузка ковша в транспортное средство на расстоянии примерно половины длины стрелы от оси вращения машины.

Достаточная жесткость конструкции разгрузочной части кранлайна позволяет применять его в схемах с автомобильным транспортом, что, в свою очередь, дает возможность увеличить единичную мощность кранлайна в расчете на использование в комплексе с большегрузными автосамосвалами.

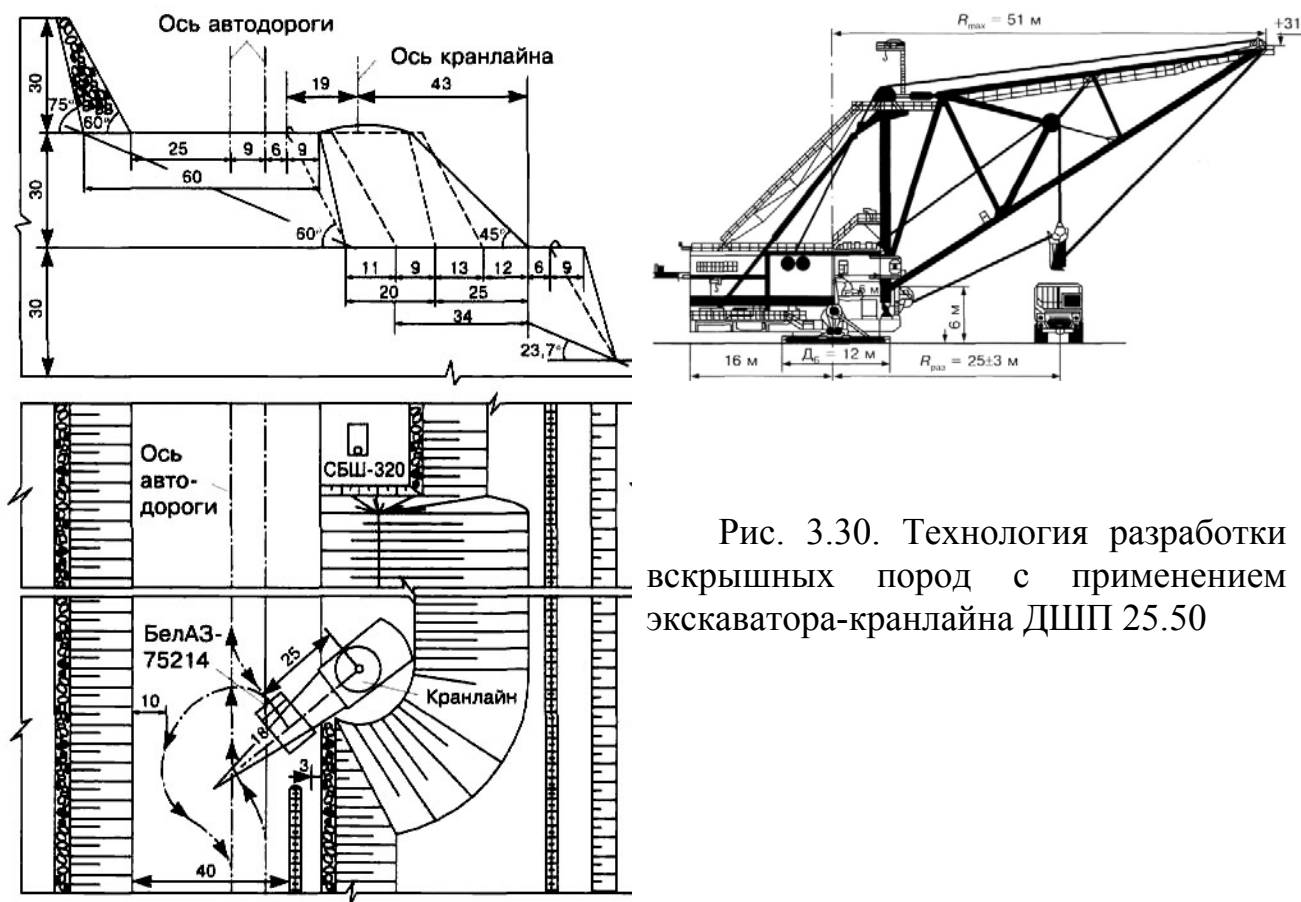


Рис. 3.30. Технология разработки вскрышных пород с применением экскаватора-кранлайна ДШП 25.50

Крупными кранлайнами типа ДШП 25.50 с ковшем вместимостью 25 м^3 и стрелой длиной 50 м можно обрабатывать уступы высотой до 30 м. Большая высота уступа позволяет уменьшить до 20-24 м ширину заходки по целику (см. рис. 3.30). При этом обеспечивается достаточно большая площадь обрабатываемой заходки ($600-720 \text{ м}^2$), в то время как в базовом варианте, например, с экскаватором-мехлопатой ЭКГ-20А при высоте уступа 15 м и ширине заходки по целику 23-25 м площадь ее составляет $345-375 \text{ м}^2$.

Отработка развала взорванной породы кранлайном ведется с оставлением подпорного буфера. Ширина последнего должна быть достаточной для образования компактного развала шириной около 45 м. Ширина рабочей площадки может достигать 60 м, что обеспечивает разворот автосамосвалов грузоподъемностью 180-220 т при тупиковом их заезде под погрузку.

Кранлайн устанавливается на верхней части развала взорванной породы. С учетом возможной ширины хода кранлайна ДШП 25.50 массой около 900 т расстояние от оси машины до верхней бровки откоса рабочего уступа может составить около 10 м. При ширине полосы безопасности 9 м и расстоянии от нее до оси автодороги 6 м расстояние от оси кранлайна до оси автодороги составит около 25 м, что соответствует номинальному радиусу его разгрузки. При этом должна быть обеспечена возможность разгрузки ковша в диапазоне радиуса 22-28 м. Уменьшение радиуса разгрузки благоприятно сказывается на длительности рабочего цикла.

В месте погрузки автосамосвал устанавливается под углом к оси автодороги на минимальном безопасном расстоянии от откоса рабочего уступа,

с учетом того, что за верхней бровкой этого откоса располагаются развал породы подпорного буфера и верхняя часть забоя кранлайна. Такое положение кранлайна и автосамосвала позволяет свести к минимуму угол поворота кранлайна на разгрузку и улучшить условия разворота автосамосвала на рабочей площадке.

В варианте выемки пород с высотой уступа 30 м угол откоса рабочего борта увеличивается в 1,5 раза: с $15,8^\circ$ (в базовом варианте с высотой уступа 15 м) до $23,7^\circ$. Увеличение угла откоса рабочего борта карьера достигается за счет непропорционального роста высоты уступа и ширины рабочей площадки (высота уступа увеличивается в 2 раза, а ширина рабочей площадки в 1,2-1,3 раза). Возможность снижения текущего коэффициента вскрыши с сохранением объемов добычи является важной составляющей технико-экономического и социально-организационного эффекта новой технологии с применением кранлайнов.

3.4.6. Разработка маломощных рудных залежей с применением колесных погрузчиков

Особо актуальной в настоящее время является проблема отработки маломощных рудных залежей и месторождений (в первую очередь цветных, редких и черных металлов) со сложным строением и распределением металла по сортам и качеству. Исследования [36] показали, что для наиболее эффективной отработки таких месторождений нужны мобильные одноковшовые погрузчики карьерного типа грузоподъемностью 6, 10, 16, 25 и 30-38 т (с ковшами емкостью от 3,5 до 23 м³) и мощностью от 240 до 1200 л.с. Широкое применение найдут они и как вспомогательное оборудование на крупных карьерах (рис. 3.31).

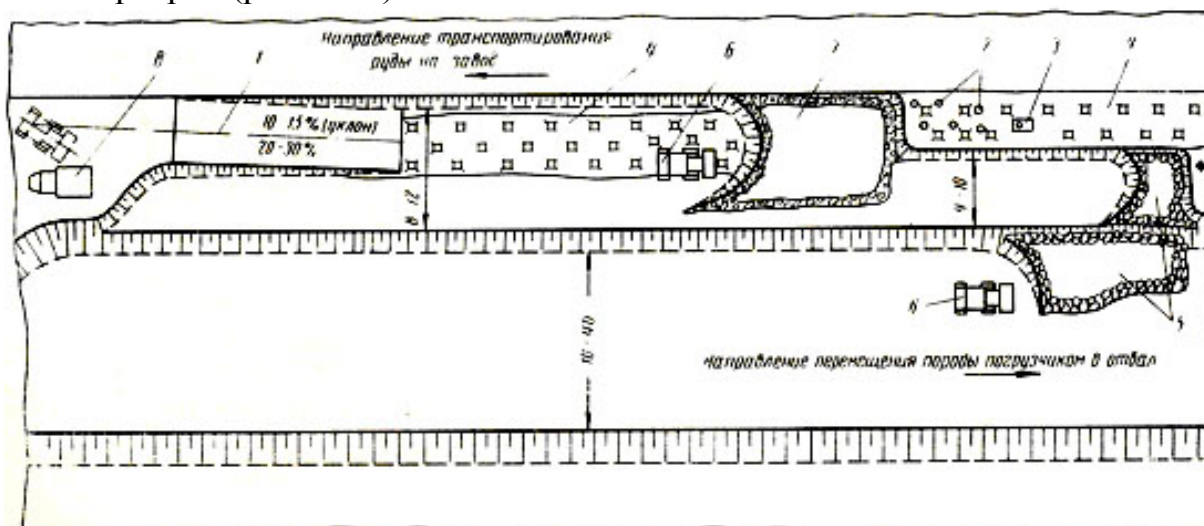


Рис. 3.31. Схема разработки маломощной рудной залежи открытым способом с применением погрузчиков (по Средазгипроцветмету): 1 – ось движения добычного погрузчика; 2 – взрывные скважины; 3 – буровой станок; 4 – рудное тело; 5 – взорванная порода; 6 – погрузчик; 7 – взорванная руда; 8 – автосамосвал

Выемка полезного ископаемого или вскрыши из развала может производиться фронтальным погрузчиком, выемка может вестись на двух смежных уступах попеременно (рис. 3.32).

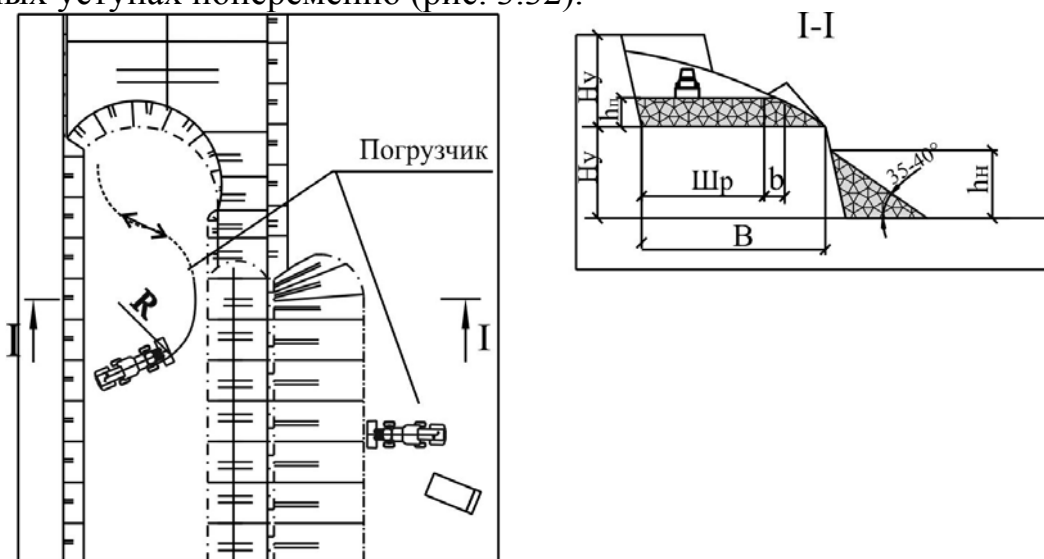


Рис. 3.32. Схема отработки двух уступов двумя погрузчиками с подвалкой породы на нижележащий уступ

Горная масса из развала колесными погрузчиками вынимается и транспортируется к автосамосвалу, расположенному на площадке вблизи забоя, по кратчайшему пути движения. Разгрузка фронтального погрузчика может осуществляться на горизонте его установки, а также с площадок вышерасположенного уступа по предварительно оборудованным породоскатам, сооружаемым на откосе сдвоенных уступов. Основным недостатком использования погрузчиков является то, что при образовании негабарита в развале горной породы, обрабатывать такой забой сложно.

3.4.7. Оработка высоких уступов гидравлическими экскаваторами

Взрывание высоких уступов без вспучивания пород наряду с минимальной шириной развала достигается в том случае, когда высота верхнего подустапа не превышает $(0,35 \div 0,4)h$ (здесь h – высота уступа). При этом ширина экскаваторной заходки на нем должна составлять не более 20-22,5 м, чтобы высота верхнего подустапа при взрывании 30- и 45-метровых уступов тремя-четырьмя рядами скважин не превышала соответственно 12 и 18 м. Высота буферного навала в этом случае не превышает 1 м. Оработка высоких уступов после взрывания при наличии частичного подпора позволяет снизить объем переходящих запасов горных пород в подпорной стенке, создает благоприятные условия для лучшей проработки подошвы уступов и повышает эффективность отработки на 14 % [37].

Высокие уступы при взрывании на частичный подпор могут обрабатываться следующим образом. В процессе выемки последней заходки верхнего подустапа на кровле нижележащего подустапа со стороны

выработанного пространства карьера на границе с экскаваторной заходкой формируют буферный навал из разрыхленных ранее пород, который составляет с частью необрушенных пород нижнего подступа подпорную стенку (рис 3.33). Буферный навал и подпорная стенка предохраняют транспортные коммуникации от разрушения, вследствие чего демонтаж их перед взрывом не производится. С целью равномерного подвигания фронта горных работ ширина обрабатываемой полосы на нижнем подступе должна быть равна ширине обруиваемого блока.

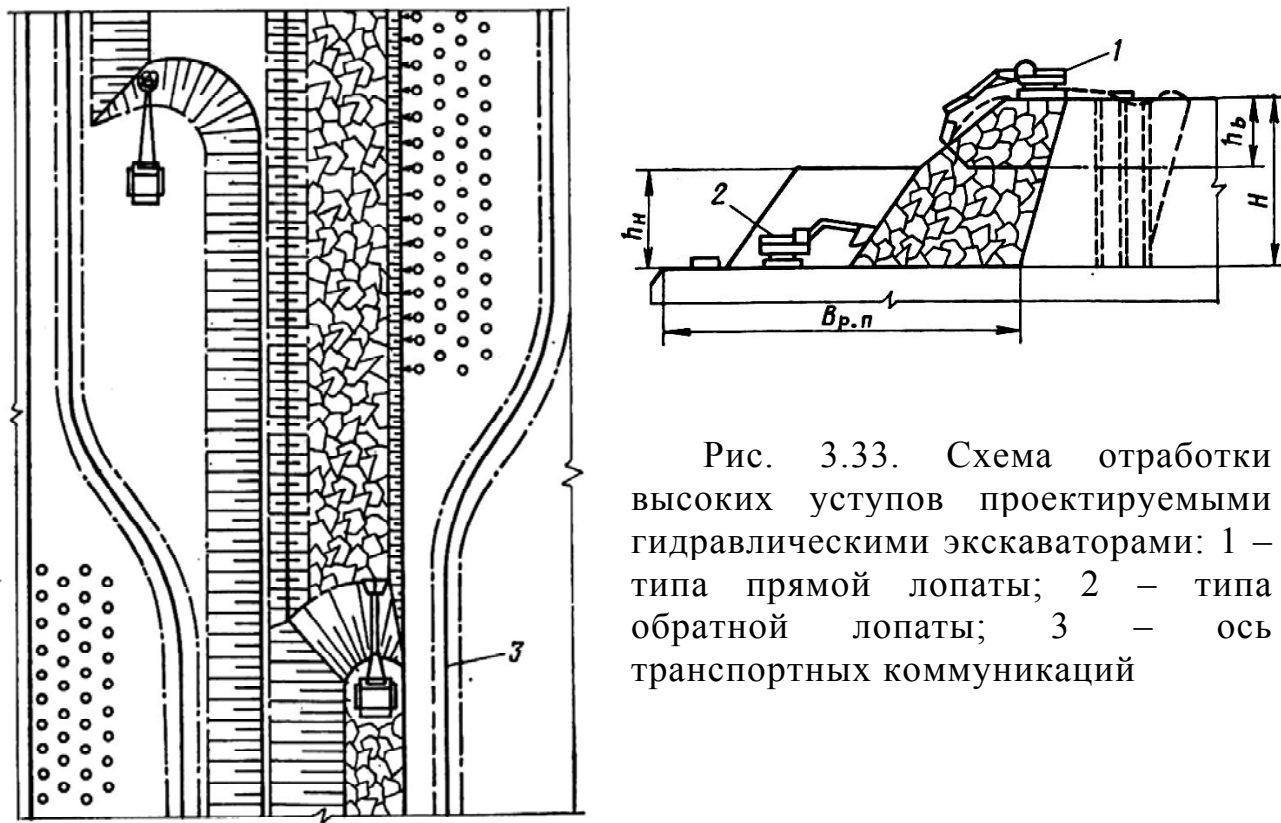


Рис. 3.33. Схема отработки высоких уступов проектируемыми гидравлическими экскаваторами: 1 – типа прямой лопаты; 2 – типа обратной лопаты; 3 – ось транспортных коммуникаций

Высокие уступы весьма эффективны для разработки вскрышных пород на глубоких карьерах, с однородным составом полезных ископаемых, не требующих селективной разработки. При сложном строении рудного массива и при наличии нескольких сортов полезного ископаемого высокие уступы могут оказаться неэффективными, что необходимо учитывать при установлении параметров уступов для указанных условий открытой разработки.

С целью повышения эффективности разработки глубоких горизонтов карьеров высоту уступов рекомендуется увеличить с 12–15 до 24–45 м в соответствующих глубинных зонах карьера и обрабатывать по рациональным технологическим схемам.

Исследованиями [37] установлено, что до глубины карьера 100-120 м оптимальная высота уступов составляет 24-27 м, на большей глубине высоту уступов целесообразно увеличивать до 30-45 м. Взрывание высоких уступов рекомендуется производить при наличии частичного подпора, что обеспечивает минимальную ширину развала без вспучивания пород.

3.4.8. Обработка высоких уступов выемочными слоями

Взрывная отбойка горных пород от массива, являясь начальным процессом при разработке полускальных и скальных пород, оказывает непосредственное влияние на эффективность производства всего комплекса работ на карьерах. Совершенствование техники и технологии отбойки горных пород для последующих звеньев технологического процесса базируется на относительной независимости процессов бурения взрывных скважин, взрывания, экскавации и транспортирования горных пород. Постоянное увеличение производственной мощности карьеров выдвигает определенные условия к подготовке горных пород, заключающиеся в создании необходимого объема и качества разрыхленной горной массы [38].

Технический прогресс во взрывной подготовке горных пород на крупных карьерах идет по пути производства массовых взрывов с широким применением методов многорядного короткозамедленного взрывания (рис. 3.35).

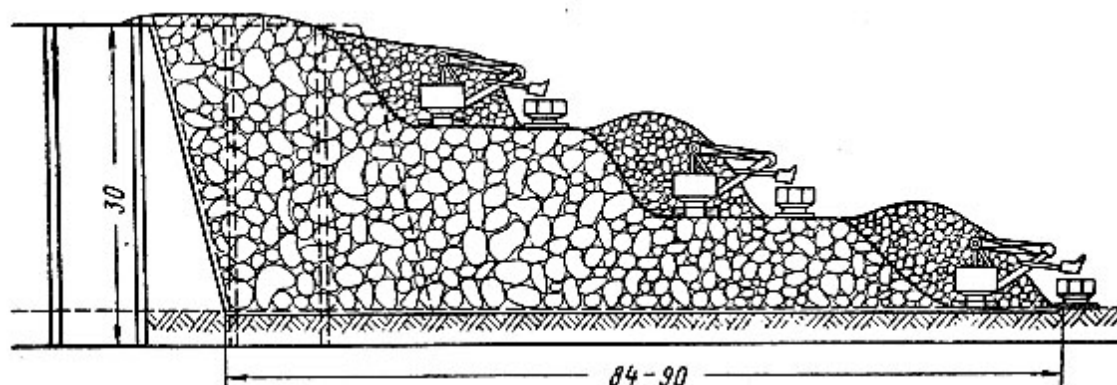


Рис. 3.35. Схема отработки высоких уступов, взрывааемых в зажатой среде

Совершенствование буровзрывных работ привело к методу взрывания в зажатой среде, который позволяет повысить качество дробления пород за счет дополнительного соударения с ранее отбитой необработанной горной массой и уменьшить ширину развала взорванной горной массы, а следовательно, и ширину рабочих площадок. Уменьшение же ширины развала является весьма важным фактором при переходе к конвейерному транспорту скальных пород. Однако увеличение объемов взорванной породы, с одной стороны, приводит к созданию значительных ее запасов и увеличению затрат. С другой стороны, увеличение объемов массовых взрывов приводит к снижению их числа, что позволяет уменьшить простои погрузочного и транспортного оборудования, связанные с организацией подготовки и производства горных работ.

Уменьшение же простоев погрузочного и транспортного оборудования вызывает увеличение его производительности и уменьшение затрат на содержание, приходящихся на единицу обрабатываемого объема. Эти обстоятельства свидетельствуют о наличии противоположных тенденций в

изменении эксплуатационных затрат при изменении объемов массовых взрывов и оптимального объема массового взрыва.

3.4.9. Отработка вскрышных пород высокими уступами

В практике работы рудных карьеров используется ряд схем экскавации высоких развалов при отработке уступов повышенной высоты. Большинство из них предусматривает послойную разработку развала взорванных пород. Под высокими понимаются такие уступы, которые не могут быть отработаны на всю высоту за один проход экскаватора вследствие ограниченных его рабочих параметров. Чаще всего разработка высоких уступов ведется с разделением их на подуступы. Иногда для разработки высоких уступов используют драглайны или вскрышные экскаваторы.

При вывозке пород автомобильным транспортом и использовании на погрузке двух экскаваторов развал породы по высоте делят на 2 слоя (рис. 3.35) [24]. Один из экскаваторов устраивает заезд на верхний слой. Заезд может формироваться как с верхней площадки, так и с нижней. При данной технологической схеме производительность экскаватора работающего на верхнем слое ниже на 8-10%. Это связано со сложностями создания ровной подошвы и стесненных условий работы. В свою очередь работа экскаватора на нижней площадке зависит от скорости подвигания верхнего.

С увеличением высоты уступа снижаются объем бурения, продолжительность подготовительных и вспомогательных операций за счет уменьшения величины перебура скважин и числа переездов буровых станков между ними [39]. Однако бурение глубоких скважин вызывает снижение производительности станков. Увеличение линии наименьшего сопротивления по подошве уступа и снижение высоты развала разрыхленных пород требует повышенного расхода взрывчатых веществ. Для работы в этих условиях требуются мощные буровые станки. Высокие вскрышные уступы используют для увеличения угла откоса рабочего борта карьера с последующим снижением коэффициента вскрыши. Если ширина рабочих площадок незначительна и имеются стесненные условия, также применяют отработку борта с сооружением высоких уступов.

По правилам безопасности при эксплуатации прямой мехлопаты высота забоя в разрыхленных скальных породах допускается не более 1,5 максимальной высоты черпания экскаватора, для драглайнов - не более глубины копания [57]. Это вызвано тем, что при большей высоте забоя и неудовлетворительном дроблении горной массы в верхней его части образуются нависи, являющиеся причиной внезапных обрушений и представляющие опасность для погрузочного и транспортного оборудования, а также обслуживающего персонала. В соответствии с этими разработка развала взорванных пород возможна по одной из схем, представленных на рис. 3.36.

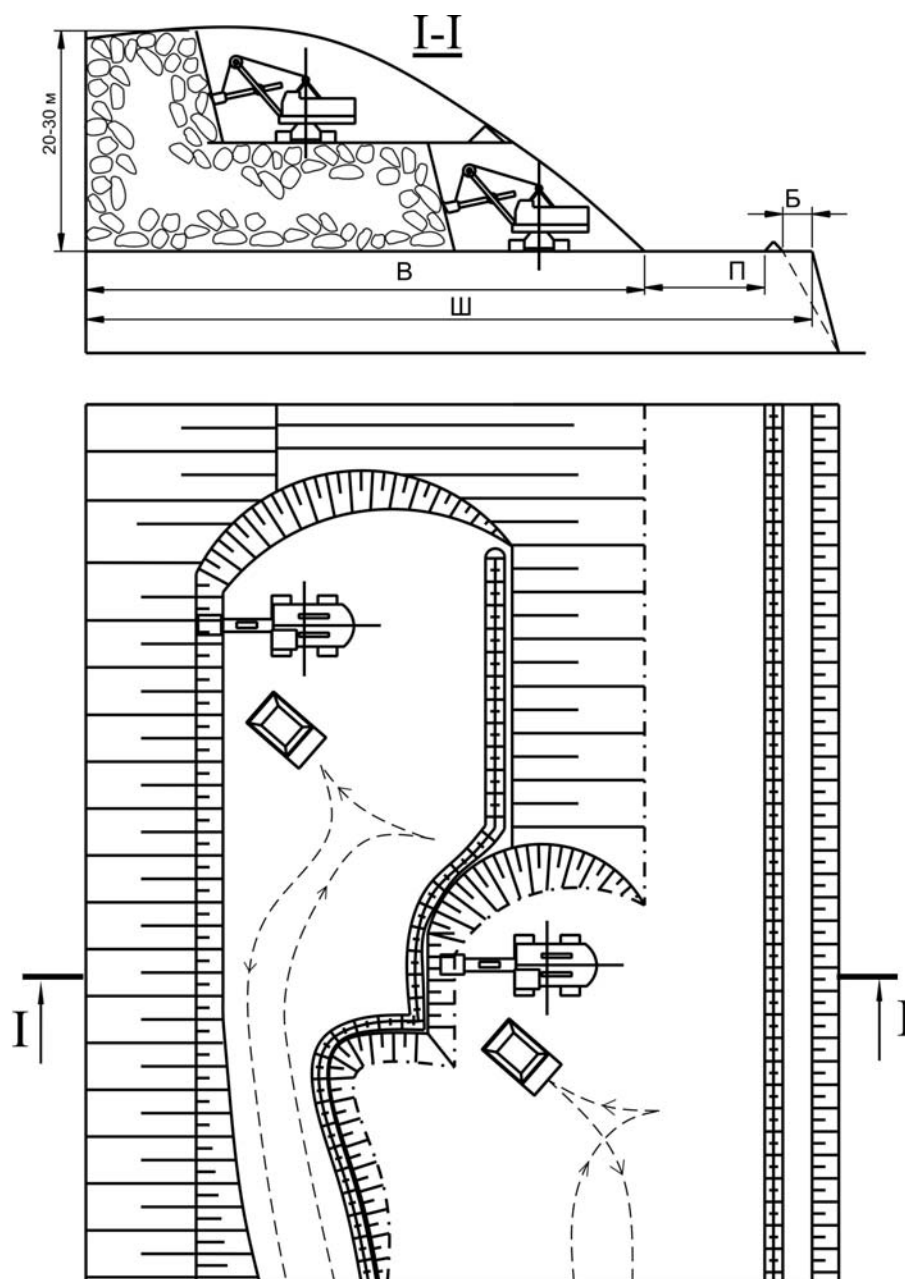


Рис. 3.35. Схема экскавации высокого развала с применением автотранспорта

Исследованиями [39] установлено, что в условиях глубоких карьеров с использованием для погрузки карьерных мехлопат для обеспечения компактного развала взорванных пород в пределах не более высоты уступа и формирования рабочей площадки умеренной ширины следует применять, как основную схему с разделением уступа на подступы (рис. 3.36, *з*). Понижение высоты развала от $0,7h_y$ (рис. 3.36, *а*) требует устройства рабочих площадок шириной до 120-150 м. Переэкскавация горных пород с верхнего подступа на нижний (рис. 3.36, *д*) приводит к удорожанию затрат на погрузку на 30–40 %. В перспективе создание погрузочных машин вскрышного типа с увеличенными рабочими параметрами (рис. 3.36, *б*), а также гидравлических экскаваторов типа прямой и обратной мехлопат позволит эффективно разрабатывать развал

породы без установки погрузочно-транспортного оборудования на промежуточной площадке (рис. 3.36, е).

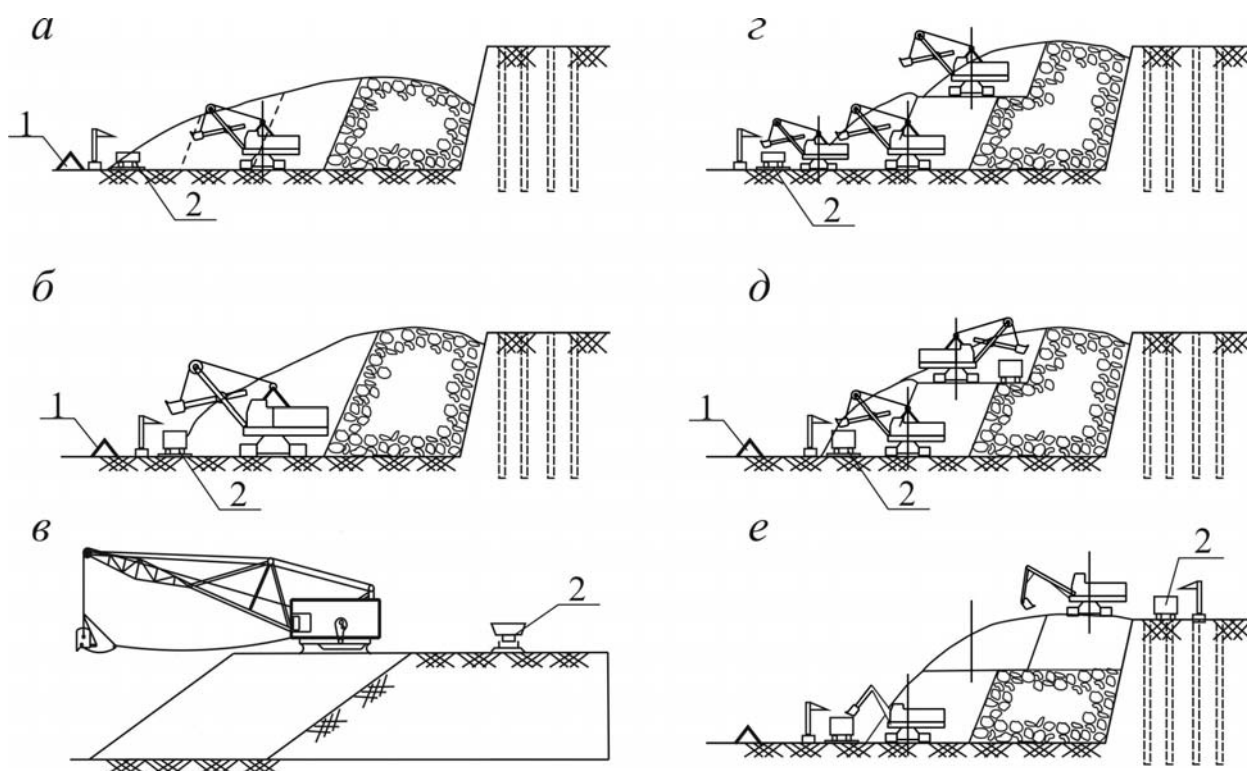


Рис. 3.36. Схема отработки высоких уступов карьерными экскаваторами с понижением высоты развала до $0,7h_y$ (а), вскрышными экскаваторами (б), драглайнами (в), с разделением на подступы и переэскавацией пород верхнего слоя на нижнюю площадку (г), с самостоятельной отработкой верхнего слоя карьерными экскаваторами (д) и гидравлическими – типа прямая и обратная мехлопата (е) : 1 – предохранительный вал; 2 – транспортный сосуд

При взрывании уступов высотой 24-30 м ширина развала формируется в пределах двух заходок. При отработке каждой заходки со стороны железнодорожного пути оставляется часть развала в виде предохранительного вала высотой 1-2,5 м. Со стороны нетронутого массива под углом естественного откоса оставляется подпорная стенка из взорванной горной породы шириной до 6 м.

При отработке рыхлых пород на верхних горизонтах карьера возможность увеличения высоты уступов достигается за счет применения драглайнов (рис. 3.36, в). Одновременно с уменьшением интенсивности отчуждения земель и селективной выемкой суглинков эффективность увеличения высоты уступов по рыхлым породам обеспечивается также упрощением схемы транспортных коммуникаций в карьере и снижением объема путепереукладочных работ при железнодорожных перевозках. Так, на большинстве глубоких карьеров средняя мощность наносов составляет 30-40 м. Как правило, они отрабатываются карьерными механическими лопатами с погрузкой в железнодорожные вагоны. Фронт работ находится в пределах 1-5 км, одновременно эксплуатируется от одного до четырех горизонтов высотой 10-12 м.

Несмотря на значительные экономические преимущества, высокие уступы до последнего времени не нашли широкого распространения на карьерах по добыче руд черных и цветных металлов. Это можно объяснить тем, что существует целый ряд нерешенных либо недостаточно освещенных вопросов по технологии их отработки и организации работ. К ним следует отнести обоснование оптимальных параметров системы разработки, организацию буровзрывных работ в крепких породах, разработку соответствующих средств бурения и выемки, а также совершенствования существующих правил эксплуатации и безопасности. Наряду с этим возможно увеличение угла откоса рабочих бортов на глубоких карьерах и другими способами, в частности изменением направления отработки месторождения с выделением этапов, промежуточных контуров, применением диагональных экскаваторных блоков и др. Способы эти успешно применялись на ряде карьеров и показали высокую эффективность.

3.4.10. Разработка развала горной массы, сформированного при взрывании нескольких уступов

Разработка развала, формируемого при расконсервации временно нерабочего участка в большинстве случаев происходит с созданием временных съездов для движения автосамосвалов. После создания съезда начинается развитие горных работ на горизонте. Учитывая параметры развала, с верхних горизонтов часть породы может грузиться в автотранспорт, а часть может разгружаться под откос. При разработке крутонаклонных слоев возможные схемы отработки горизонтов временно нерабочего участка борта карьера приведены ниже (рис. 3.37, 3.38) [58].

На рис. 3.37 (а) экскаватор создает временный съезд и обрабатывает начальный верхний горизонт по краю развала с возможной частичной отсыпкой горной массы под откос. По мере отработки первой заходки, он возвращается назад на расстояние длины съезда и обрабатывает вторую заходку. Второй горизонт вскрывается другим экскаватором, который создает отдельный съезд с верхнего горизонта и временный съезд при вскрытии нижележащего уступа.

Таким образом, транспорт к данным выемочно-погрузочным машинам перемещается по отдельным съездам, что позволяет более интенсивно обрабатывать развал. На рис. 3.37 (б) показан вариант горнотранспортных работ при имеющихся на каждом отдельном горизонте временно нерабочего участка транспортных площадок нормативной величины. При этом, каждый горизонт временно нерабочего участка может обрабатываться отдельным экскаватором с опережением работ по верхним уступам. Предварительно создаются съезды на каждый уступ с концентрационного горизонта. Данная схема очень проста, но требует поддержание транспортных коммуникаций на временно нерабочих участках с определенными параметрами. Учитывая, что каждый уступ имеет транспортную площадку, угол откоса временно нерабочего участка (борта) уменьшается, что требует выемки больших объемов вскрышных пород.

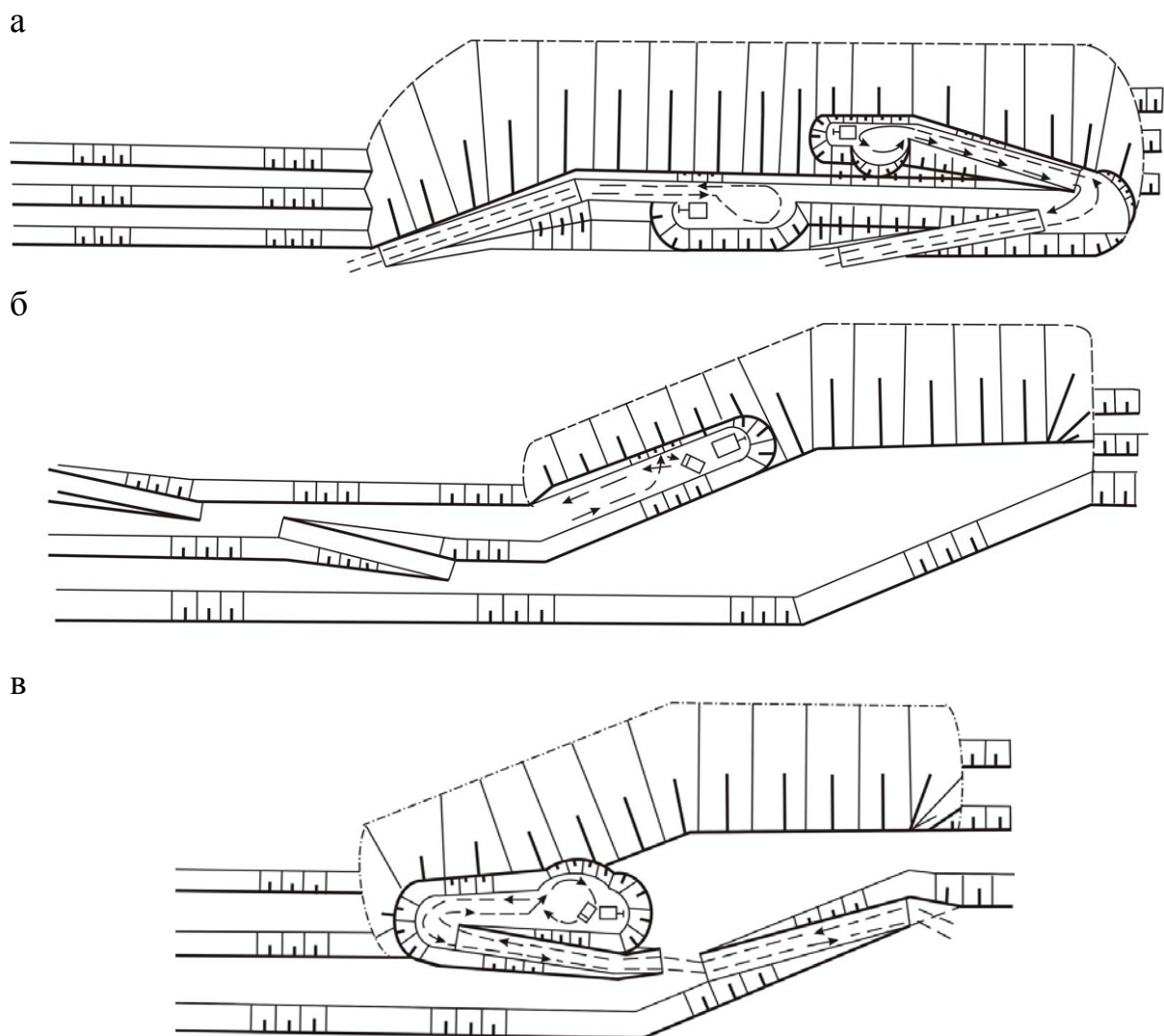


Рис. 3.37. Схемы разработки развала и транспортирования горной массы в пределах расконсервируемого временно нерабочего уступа:
а – создание временных съездов с последующей отработкой уступа;
б – разработка уступа при нормальной ширине транспортных площадок;
в – схема горнотранспортных работ при расконсервации борта карьера с последовательной отработкой каждого уступа и созданием временных съездов

При небольших параметрах развала по длине, развитие транспортных коммуникаций производят с петлевым разворотом трассы (рис. 3.37, в). Чтобы улучшить показатели работы автосамосвалов рекомендуется осуществлять кольцевое их движение в забое. Для того, чтобы выполнить маневр с петлевым разворотом необходимо формирование ниши для заезда автосамосвала. Разработка развала двумя уступами одновременно (рис. 3.38) при небольших параметрах временно нерабочего участка возможно лишь на заключительном этапе отработки развала. Первоначально при трехступенном временно нерабочем участке отрабатывается верхний горизонт с предварительным созданием временного съезда. По мере отработки верхнего уступа проходятся

съезды на второй и нижележащий уступы. В дальнейшем экскаватор, отрабатывая нижний уступ, частично подбирает горную массу вдоль временного съезда нижнего и постепенно подрабатывает средний (второй) уступ с оставлением на нем транспортной площадки. Достоинством схемы является большая интенсивность отработки развала. Недостаток заключается в необходимости взаимоувязки отработки среднего и нижнего уступов по времени, а также опережении работ на среднем уступе на величину радиуса разворота автосамосвала и двух радиусов разгрузки ковша экскаватора.

Движение автосамосвалов на поверхности отрабатываемых уступов осуществляется с тупиковым маневром. Это связано с тем, что тупиковый разворот уменьшает ширину транспортной площадки, за счет чего увеличивается угол откоса временно нерабочего участка борта, но увеличивается время движения автосамосвала на горизонте.

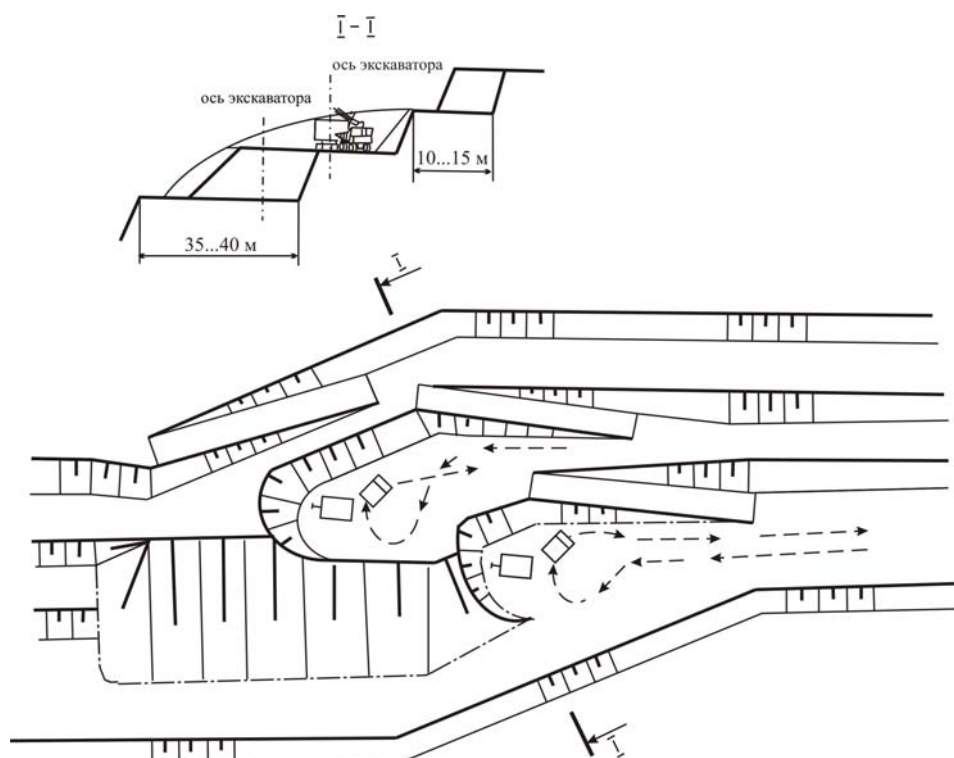


Рис. 3.38. Схема погоризонтной отработки развала породы с разработкой двух уступов одновременно и формированием транспортных коммуникаций

Разработка развала пород высотой 45 м производится уступами высотой по 15 м. После того как создается автомобильный съезд, начинается развитие горных работ на горизонте. Отрабатывать развал породы при расконсервации продольных бортов карьера возможно по одной из схем, приведенных на рис. 3.39. При наличии на разрабатываемом этапе транспортных площадок, экскаваторные заходки отрабатываются непосредственно с прилегающих участков. Перемещение породы осуществляется автосамосвалами (рис. 3.39, а). Для уменьшения расстояния транспортирования отработка развала ведется с опережающей проходкой вскрывающей трассы. Вскрытие каждого из уступов в

группе характерно тем, что на верхний из них проходится траншея, а на нижележащие – полутраншеи (рис. 3.39, б).

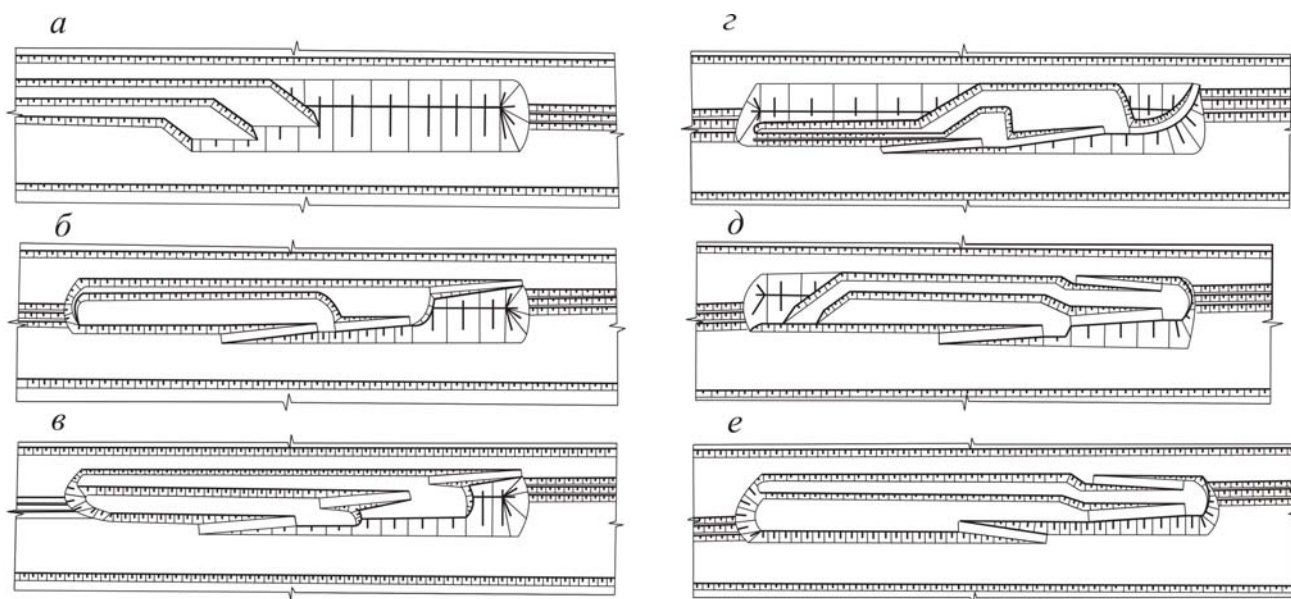


Рис. 3.39. Схемы отработки участков из трех уступов в пределах развала взорванных пород при продольном подвигании борта карьера с формированием: *а* – рабочих площадок нормальной ширины; *б* – первоначально проведенной капитальной траншеи, затем полутраншей; *в* – проведением двух капитальных траншей и полутраншей; *г* – созданием полутраншей; *д, е* – формированием петлевого съезда

Полутраншеи проходят экскаватором со сбросом горной массы под откос развала. Формирование нижележащего уступа возможно только при отработке вышележащего на длину автомобильного съезда. При этом возможно формирование автомобильного съезда с последующей отработкой уступов в противоположных направлениях (рис. 3.39, в). На рис. 3.39, г показано вскрытие всего развала пород единым съездом с последующей отработкой каждого уступа, на рис. 3.39, д – схему формирования петлевого съезда. Такая организация работ позволяет уменьшить длину взрываемого блока на длину одного съезда.

На рис. 3.39, е показана схема проведения съезда в два приема. На первом разрабатывают два верхних уступа, на втором – проходку съезда ведут в обратном направлении. Особенностью проведения автомобильного съезда по развалу породы является то, что он проходится сверху вниз с доработкой его до граничного положения развала. При доработке верхнего и нижележащих уступов перемещение горной массы осуществляется по остающимся внизу незасыпанным съездам. С учетом особенностей технологических схем проведения скользящих съездов определяют первоначальную длину экскаваторного блока и его объем. При проведении съезда по схемам (см. рис. 3.39, б, в, г) длина скользящего съезда L_c (м), вскрывающего группу уступов, составит:

$$L_c = n_y \frac{1000 \cdot h_y}{i} + (n_y - 1)B_n \quad (3.18)$$

При проведении капитальных выработок по схеме (см. рис. 3.39, д) длина скользящего съезда определяется по формуле:

$$L_c = (n_y - 1) \frac{1000h_y}{i} + (n_y - 2)B_n + R_a + Z + \frac{b_a}{2} + b_n, \quad (3.19)$$

где R_a – радиус разворота автосамосвала по внешнему колесу, м; n_y – число отрабатываемых уступов, ед.; B_n – ширина транспортной площадки, м; b_n – дополнительная полоса обвалования автодороги, м; b_a – ширина автосамосвала, м; Z – призма возможного обрушения уступа, м.

По схеме проведения автомобильных съездов с обработкой уступов, (рис. 3.39, е) длина наклонной траншеи L_c (м) составит:

$$L_c = (n_y - 1) \frac{1000h_y}{i} + 2(R_a + Z + \frac{b_a}{2} + b_n) + L_2, \quad (3.20)$$

где L_2 – длина автодороги на горизонтальной площадке уступа, м.

При уклоне автодороги 80 % и высоте уступа 15 м длина съезда на один горизонт составляет 188 м. С учетом устройства площадок примыкания длиной 30 м, длина одного участка при вскрытии трех горизонтов прямым съездом для уклона 60-80 % изменяется от 810 до 622 м. Длина участка со вскрытием одного горизонта с закруглением съезда (см. рис. 3.39, д) уменьшается на расстояние одного съезда и составляет при уклоне 60-80 % от 590 до 466 м, а транспортный путь автосамосвала увеличивается на радиус разворота.

3.5. Технологии обработки вскрышных пород с применением конвейерного транспорта

3.5.1. Особенности перемещения скальной горной массы ленточными конвейерами

Применение конвейерного транспорта на карьерах, ведущих выемку скальных пород на первом этапе внедрения поточной технологии, предусматривается одноковшовыми экскаваторами в комплексе с самоходными дробильными агрегатами. Эффективность такой технологической схемы будет определяться в основном степенью использования ленточного конвейера, способностью принимать экскаватором и дробильным агрегатом куски горной массы максимальных размеров [40].

При сравнении технологических схем циклично-поточной и поточной технологии при транспортировании скальной горной массы важным является расчет производительности ленточного конвейера. Необходимой степени загрузки ленточных конвейеров можно достичь путем применения погрузочной машины непрерывного действия производительностью 1000-2000 м³/ч (или мощной механической лопаты с указанной производительностью) с дальнейшим объединением грузопотоков от отдельных экскаваторов. Наиболее рационально применение погрузочной машины непрерывного действия.

Однако созданные образцы таких машин имеют ряд недостатков. Применение мощных мехлопат тоже нецелесообразно вследствие большой массы и параметров оборудования. Объединение грузопотоков более эффективно и может быть использовано при переходе от существующей технологии к поточной. Технологические схемы, позволяющие наиболее эффективно использовать конвейеры для транспортирования горной массы представлены ниже.

Схема а. Взорванная горная масса экскаватором грузится на забойный конвейер с боковым расположением от погрузочной машины. Транспортный горизонт обслуживает 2-3 уступа. Горная масса загружается в приемный бункер передвижного (самоходного) дробильного агрегата, передвигающегося совместно с экскаватором параллельно конвейерной линии. Дробленая горная масса передается на конвейер по разгрузочной консоли дробильного агрегата. Передача горной массы с уступов, лежащих ниже или выше транспортного горизонта, осуществляется с помощью перегружателя (рис. 3.40, а).

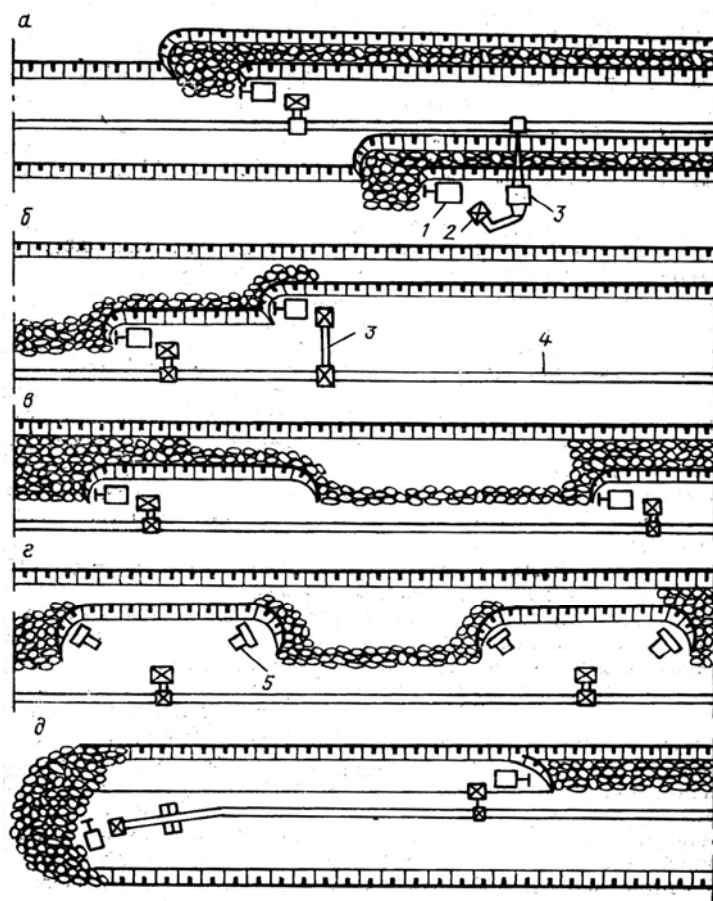


Рис. 3.40. Схема разработка уступов с применением ленточных конвейеров при объединении грузопотоков из отдельных забоев: 1 – экскаватор; 2 – самоходный дробильный агрегат; 3 – ленточный перегружатель; 4 – забойный конвейер; 5 – погрузчик

Схема б. Объединение грузопотоков от отдельных экскаваторов осуществляется на транспортном горизонте. Экскаваторная заходка условно разделяется на две части. В первой части заходки экскаватор грузит горную

массу в передвижной дробильный агрегат. Дробленая горная масса передается на забойный ленточный конвейер при помощи разгрузочной консоли дробильного агрегата. Во второй части заходки передача горной массы от дробильного агрегата осуществляется ленточным перегружателем. Схема позволяет значительно увеличить ширину заходки и уменьшить число передвижек забойного конвейера (см. рис. 3.40, б).

Схема в. Погрузочное и транспортное оборудование расположено на транспортном горизонте (см. рис. 3.40, в). От схемы б схема в отличается тем, что экскаваторы работают не в одной заходке, а рассредоточены по всей длине фронта работ с формированием соответствующих блоков. При работе по данной схеме происходит уменьшение высоты рабочей зон карьера, интенсивное подвигание фронта работ, более эффективное управление качеством полезного ископаемого.

Схема г. В качестве выемочно-погрузочного оборудования применяются одноковшовые погрузчики с ковшом вместимостью 4-7 м³. Погрузчики осуществляют выемку и транспортирование взорванной горной массы до самоходного дробильного агрегата на расстояние 40-50 м (см. рис. 3.40, г).

Схема д. Схема может применяться при работе погрузочного оборудования в тупиковых участках карьера и нарезке нового горизонта (см. рис. 3.40, д). При этой схеме также возможна работа нескольких погрузочных машин на один конвейер. В комплекс оборудования необходимо включать самоходный перегружатель.

Применение данных схем особенно эффективно при разработке высоких уступов, поскольку с увеличением их высоты возрастает степень использования оборудования во времени и уменьшается число рабочих горизонтов. В этих схемах в качестве погрузочного оборудования предполагается применение экскаваторов мехлопата и самоходных дробильных агрегатов производительностью 1000-1500 т/ч.

На выбор транспортной схемы влияют такие факторы, степень использования экскаваторов во времени, углы откоса рабочего и нерабочего бортов карьера, способ укрытия конвейерных линий. Применение технологических схем циклично-поточной и поточной технологии позволяет значительно повысить уровень использования выемочно-погрузочного оборудования. По данным зарубежной практики, при работе одноковшовых экскаваторов в сочетании с конвейерным транспортом коэффициент их использования возрастает на 40-60%.

Известно, что изменение технологической схемы транспортирования горной массы приводит к изменению угла откоса рабочего борта карьера, который в среднем равен 21, 14 и 15° соответственно для автомобильного, железнодорожного и конвейерного транспорта. Равномерная разработка уступов при поточной технологии позволяет исключить из рабочей площадки резервную зону и тем самым увеличить угол откоса рабочего борта карьера до 25-30°.

3.5.2. Перемещение горной массы комбинированным автомобильно-конвейерным транспортом

Транспортная система определяет дополнительный объем выемки пород вскрыши в контурах карьера, запроектированных с учетом габаритов применяемого оборудования и схемы его работы. Выполненными в Санкт-Петербургском горном университете исследованиями установлено, что формирование конечного контура карьера со схемой капитальных выработок вскрытия приводит к уменьшению углов откосов бортов на $1 - 18^\circ$, что вызывает дополнительное вовлечение в разработку до 30 - 50% пород от объема их первоначального оконтуривания. При этом увеличение текущих объемов вскрыши достигает 25 % [41].

Графическое моделирование карьеров с дробильно-конвейерными комплексами позволило установить, что технологическая схема дробильно-конвейерного комплекса (ДКК) должна предусматривать размещение ленточного конвейерного подъемника в наклонном стволе и квершлагах и располагаются на конечном борту карьера. Для этого от дробильно-перегрузочного пункта, расположенного на законсервированном участке рабочего борта карьера, до стационарного конвейерного подъемника, расположенного в выработках на конечном борту, горную массу целесообразно подавать ленточным конвейером, также расположенным в наклонной выработке за конечным контуром борта карьера. Этот конвейер выполняет ту же функцию, что и конвейер в квершлагах. Его длина должна соответствовать безопасному расстоянию подъемника от места ведения взрывных работ. При использовании передаточных конвейеров целики пород под площадками дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП) могут быть разработаны с использованием взрывных работ без повреждения стационарного конвейерного подъемника.

Рассмотренная схема ДКК может быть реализована только при однобортной системе разработки. Вместо стационарных дробильно-перегрузочных пунктов в ней может быть использована передвижная дробильно-перегрузочная установка (ПДПУ), перемещаемая по мере понижения горных работ. Ее располагают вдоль подъемного ленточного конвейера, который размещают в выработке на временно нерабочем участке по границе рабочего и конечного бортов карьера. С этого конвейера горная масса перегружается на передаточный конвейер, которым транспортируется до стационарного конвейерного подъемника. Этот конвейер, как и сам подъемник, расположен на конечном борту карьера. С целью сокращения расстояния транспортирования горной массы внутрикарьерным автотранспортом, вдоль одного такого конвейера могут быть сосредоточены две ПДПУ.

При центральной кольцевой системе разработки дробильно-конвейерный комплекс первоначально может быть расположен на борту карьера, поставленного на долговременную консервацию. В этом случае целики пород под площадкой размещения ПДПУ примыкают непосредственно к временному ленточному конвейерному подъемнику, а конвейерная вскрывающая выработка

включает элементы траншеи и полутраншеи. С ПДПУ на конвейерный подъемник горная масса подается коротким пластинчатым перегружателем. После выхода борта карьера на конечный контур временный конвейерный подъемник демонтируют, а законсервированный борт разрабатывают. Дробильно-конвейерный комплекс формируют при однобортной системе разработки с размещением подъемника на конечном борту, а ПДПУ – на временно нерабочих участках расконсервированного борта карьера. Если при этой системе разработки постановка одного из бортов на долговременную консервацию невозможна, то стационарный конвейерный подъемник и ДПП (или ПДПУ) могут быть размещены только на конечном борту карьера. Чтобы исключить выемку дополнительной вскрыши, ДПП должен быть расположен на площадке, сопряженной с разворотной площадкой капитального съезда для разгрузки дробленой горной массы на концевую часть стационарного подъемника. При этом загрузка дробилки крупного дробления, которая вместе с концевой частью подъемника размещается в траншее, осуществляется через бункер с пластинчатым питателем.

Бункер устанавливают в верхней части вскрывающей выработки, имеющей форму полутраншеи, в которой при удлинении конвейерного подъемника устанавливают дополнительный конвейерный став (рис. 3.41, а).

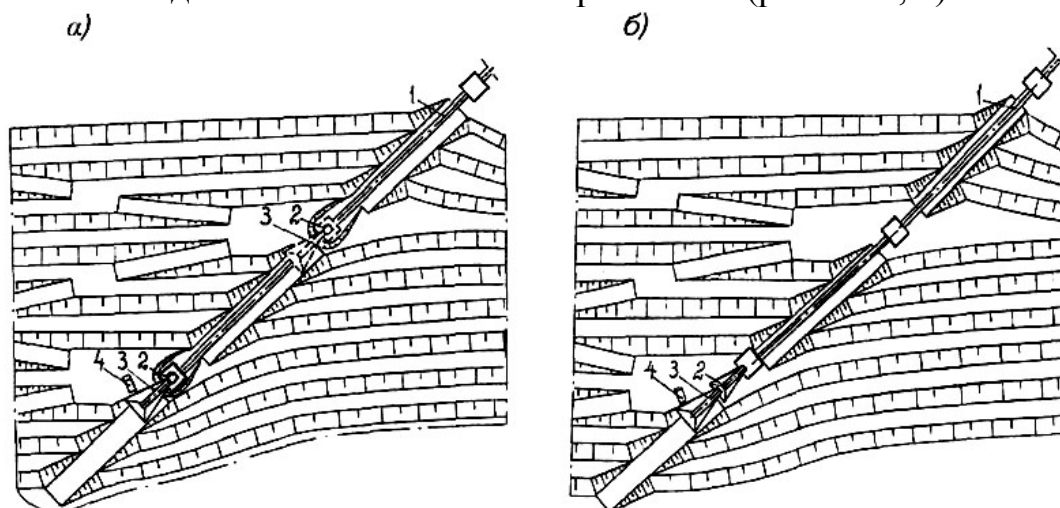


Рис. 3.41. Схема дробильно-конвейерного комплекса с ленточными конвейерами, размещенными на нерабочем борту карьера: а – с ДПП; б – с ПДПУ; 1 – конвейерный подъемник; 2 – ДПП и Г1ДПУ; 3 – бункер с питателем; 4 – автосамосвал

При использовании ПДПУ ее и концевую часть конвейерного подъемника устанавливают на горизонтальной площадке, сопряженной с разворотной площадкой капитального съезда. Из автосамосвалов горную массу с разворотной площадки капитального съезда перегружают в ПДПУ через бункер с пластинчатым питателем, как и при использовании ДПП, установленным в верхней части выработки. Тупиковая площадка предусматривает размещение в ней следующего конвейерного става (рис. 3.41, б). При доработке карьера этот бункер устанавливают на основании полутраншеи, расположенной на наклонной предохранительной берме от горизонта разгрузки до нижележащего горизонта (рис. 3.42).

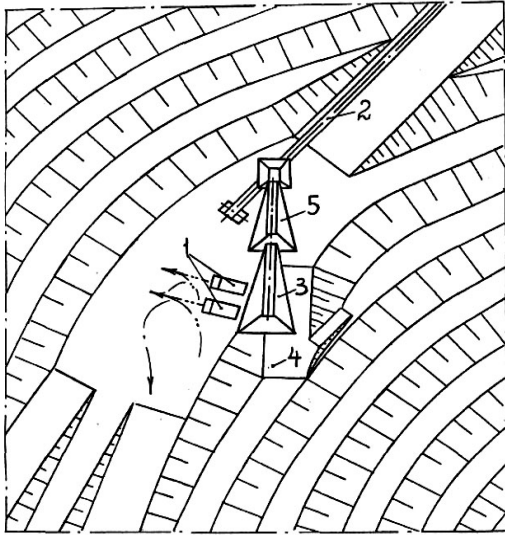


Рис. 3.42. Схема доработки карьера с перегрузкой горной массы из автосамосвалов 1 на конвейерный подъемник 2 через бункер с питателем 3 с размещением основания полутраншеи на наклонной предохранительной берме 4 и ПДПУ 5

Ленточные конвейеры могут быть использованы в конвейерном подъемнике только на прямолинейных участках бортов карьеров. Их использование на бортах округлой формы повлечет выемку больших объемов вскрыши от спрямления участков бортов. На карьерах с округлой формой конечных бортов могут быть использованы крутонаклонные конвейеры, углы наклона которых совпадают с углами откосов бортов. При использовании этих конвейеров дробильно-перегрузочные пункты целесообразно размещать на конечных бортах карьера. Чтобы исключить разнос бортов или оставление целиков пород под площадки их размещения, эти площадки могут быть совмещены с горизонтальными площадками капитального съезда.

В этом случае дробильно-перегрузочные пункты устраивают в нишах, которые формируют на уступах с горизонтальными площадками капитального съезда или с площадками, сопряженными с разворотными площадками капитального съезда (рис. 3.43). При размещении ДПП на нижних горизонтах карьера в нише его прежнего размещения устраивают узел перегрузки между конвейерными стовами [41].

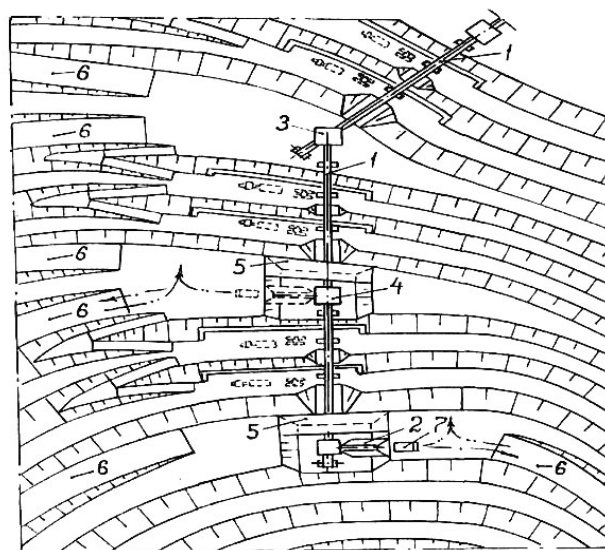


Рис. 3.43. Схема дробильно-конвейерного комплекса с крутонаклонными конвейерами: 1 – конвейеры; 2 – ДПП; 3, 4 – узлы перегрузки; 5 – мосты; 6 – капитальный съезд; 7 – автосамосвал

Крутонаклонные конвейеры могут быть использованы для удлинения ленточного конвейерного подъемника по кратчайшему расстоянию и полностью составлять его конструкция по длине. Для монтажа таких конвейеров с использованием строительного крана могут быть использованы площадки, совмещенные с предохранительными бермами карьера. От капитального съезда до этих площадок должны быть устроены съезды для доставки грузов на тракторной тележке и строительного крана. Предохранительные бермы, используемые под строительные площадки, могут быть расширены за счет увеличения углов откосов уступов, расположенных выше и ниже строительной площадки. При этом должно предусматриваться специальное укрепление откосов.

Предохранительные бермы карьера и горизонтальные площадки капитального съезда по их ширине должны быть полностью использованы под площадки дробильно-перегрузочных пунктов, узлов перегрузки между конвейерными ставами и для монтажа конвейерного подъемника. Для этого средняя часть каждого конвейерного става должна быть размещена в траншее на опорах, нижняя часть – в траншее, а верхняя – на специальных опорах.

Рассмотренные устройства дробильно-конвейерных комплексов с ленточными и крутонаклонными конвейерами позволяют формировать карьерное пространство без дополнительной выемки вскрыши, разноса конечных бортов карьера и оставления объемов полезного ископаемого в постоянных целиках пород под площадками дробильно-перегрузочных пунктов, узлов перегрузки между конвейерными ставами, строительными площадками и заездами на них.

Технологические схемы автомобильного транспорта, используемого при разработке глубоких карьеров, должны обеспечивать рациональное формирование карьерного пространства, при котором рабочие и конечные борта в нижней части карьера формируют с более крутыми откосами в сравнении с его верхней частью. Этого можно добиться за счет уменьшения ширины рабочих площадок и уменьшения в два раза ширины бермы автомобильного съезда при использовании в нижней части карьера автосамосвалов грузоподъемностью в несколько раз меньшей по сравнению с используемыми в верхней части карьера. Эксплуатация в нижней части карьера автосамосвалов относительно малой грузоподъемности вместо большегрузных позволит в несколько раз сократить объем выемки вскрыши при формировании бермы капитального съезда.

При доработке карьера с выдачей всего объема полезного ископаемого из его нижней части на поверхность дробильно-конвейерным комплексом вскрышные породы, доставляемые автосамосвалами малой грузоподъемности, могут быть складированы на части площади бермы съезда для автосамосвалов большой грузоподъемности по ее ширине (рис. 3.44).

Другая часть площади бермы по ее ширине, отделенная от отвала вскрышных пород предохранительным валом из этих пород, используется под съезд для автосамосвалов малой грузоподъемности. Такой способ внутрикарьерного складирования вскрыши позволит значительно сократить

расстояние ее транспортирования из нижней части карьера в сравнении со складированием в отвал на поверхности и соответственно, уменьшить затраты на перевозку.

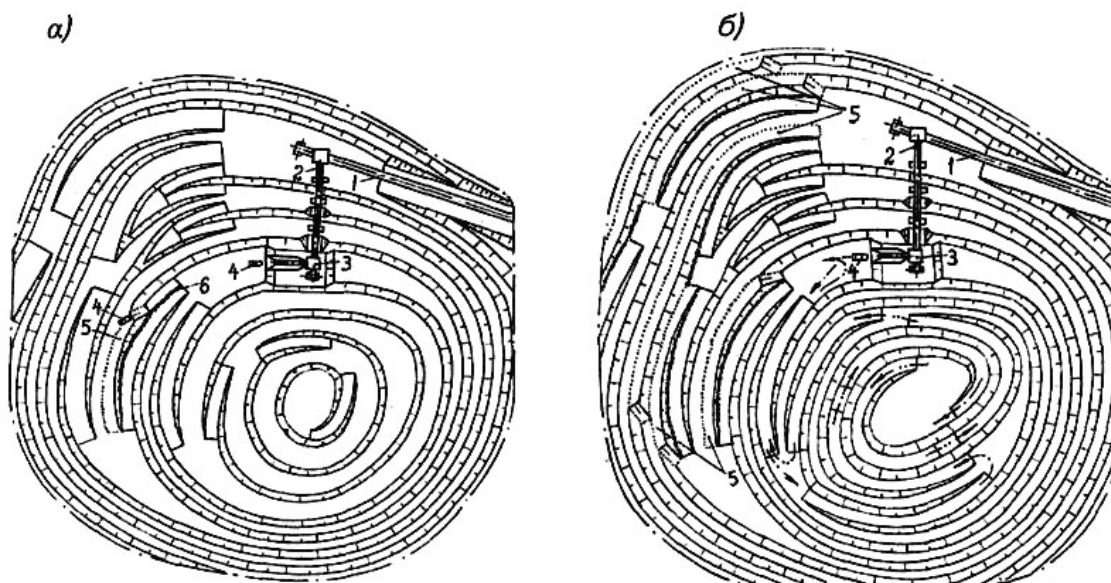


Рис. 3.44. Схема отработки нижней часть карьера с дробильно-конвейерным комплексом: *а* – на начало складирования вскрышных пород; *б* – на конец разработки; 1 – ленточный конвейерный подъемник; 2 – крутонаклонный конвейер; 3 – ДПП; 4 – автосамосвалы; 5 – отвал пород; 6 – предохранительный вал

Рассмотренные способы формирования транспортной системы позволяют формировать карьерное пространство с максимально возможными углами откосов рабочих и конечных бортов карьера, что приводит к выемке минимальных объемов вскрыши при неизменном объеме выемки полезного ископаемого.

Раздел 4. СКЛАДИРОВАНИЕ ПОРОД ВСКРЫШИ В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

4.1. Общие сведения о формировании отвалов

При отработке глубоких карьеров наиболее рационально используются земли при размещении вскрышных пород во внутреннем отвале. Возможность и целесообразность размещения отвалов в выработанном пространстве карьера устанавливаются на этапе предпроектных проработок. Породные отвалы следует размещать во внутреннем отвале в соответствии с правилами формирования внутренних отвалов и размещения производственного комплекса. Возможность повторного комплексного использования некондиционных руд и вскрышных пород должна предусматривать селективное их складирование по литологическим разновидностям или технологическим типам. Оптимальные параметры отвалов устанавливаются на основании расчетов и исходя из минимальных затрат на транспорт и складирование породы, а также отвод земли.

Расположение, параметры, форма и развитие отвалов определяются с учетом принятой схемы вскрытия и системы разработки месторождения; вида технологического транспорта; направления и величины грузопотоков; механизации отвальных работ; ценности занимаемых земель и очередности их отчуждения; создания ландшафта, для последующей рекультивации; снижения вредного воздействия на окружающую природную среду формируемого отвала и пород укладываемых в нем.

Емкость отвалов, а также площади для размещения вскрышных пород устанавливаются на весь период существования карьера с учетом объема пород, удаляемых из карьера, с выделением этапов его развития. При определении емкости отвалов величину коэффициента остаточного разрыхления пород следует принимать в соответствии с физико-механическими свойствами пород по таблице 4.1 [42].

Таблица 4.1

Показатели коэффициентов разрыхления пород вскрыши

| Тип грунтов | Коэффициенты остаточного разрыхления |
|--------------------------------------|--------------------------------------|
| Скальные породы | 1,12-1,20 |
| Смешанные породы и твердые глины | 1,05-1,12 |
| Мягкие, в том числе глинистые породы | 1,05-1,07 |

При ведении отвальных работ наиболее распространены следующие способы и комплексы отвального оборудования:

- при автомобильном транспорте – бульдозерный;
- при железнодорожном транспорте – экскаваторный;
- при конвейерном транспорте – отвалообразователями непрерывного действия.

При определенных факторах и сложившихся условиях возможно применение других способов и комплексов оборудования.

Пределные параметры как внешних, так и внутренних отвалов (общая высота, угол откоса, высота отдельных ярусов, ширина берм, устойчивость и несущая способность основания) определяются по материалам инженерно-геологических изысканий с учетом технологии и физико-механических свойств складываемых пород по рекомендациям специализированных организаций. Наибольшая высота яруса может ориентировочно назначаться в следующих пределах:

- при отсыпке скальных пород – 30-60м ;
- при отсыпке песчаных пород – 15-30м;
- при отсыпке глинистых пород – 10-20м.

При совместном складировании скальных и мягких пород для обеспечения устойчивости отвалов, увеличения результирующего угла отвала и высоты необходимо предусматривать селективную отсыпку с размещением скальных пород и дренирующих песчаных разностей в нижнем первом ярусе отвалов. В случае невозможности селективной отсыпки следует производить оценку устойчивости отвалов. При этом в расчеты закладываются данные прочностных свойств заполнителя (глинистые, суглинистые и супесчаные разности). Перед отсыпкой отвалов необходимо предусматривать мероприятия по уборке с занимаемой площади почвенного слоя, торфов и других слабых глинистых разностей, а также по дренажу основания отвалов и регулированию поверхностного стока.

При проектировании внутренних отвалов следует руководствоваться рекомендациями “Положения о проектировании внутреннего отвалообразования и складирования отходов производства в железорудных и флюсовых карьерах”, утвержденного приказом Министерства промышленной политики Украины от 17.08.2004г. № 412. При определении технической возможности внутреннего отвалообразования необходимо обеспечить:

- достижение заданной мощности карьера по добыче полезных ископаемых;
- рациональное расположение технологических транспортных коммуникаций в условиях уменьшенных параметров выработанного пространства карьера, образования значительного количества временных технологических съездов, как по рабочим бортам, так и по создаваемому внутреннему отвалу;
- надлежащую безопасность ведения горнотранспортных работ;
- эффективное использование балансовых запасов полезных ископаемых.

Углы наклона бортов карьеров и отвалов устанавливаются на основании анализа геологических, гидрогеологических, инженерно-геологических и горнотехнических условий месторождения, которые влияют на устойчивость пород в откосах. Для предварительного заложения угла откоса предлагаются значения углов наклона откосов отвалов, приведенные в таблице 4.2.

Таблица 4.2

Углы наклона откосов отвалов

| Тип отвала | Породы вскрыши | Ориентировочный угол наклона откоса отвала, град |
|----------------------|--------------------|--|
| На твердом основании | Песчано-глинистые | 10-20 |
| | Смешанного состава | 15-25 |
| | Скальные | 25-35 |
| На слабом основании | Песчано-глинистые | 7,5-15 |
| | Смешанного состава | 10-20 |
| | Скальные | 15-20 |

*¹Большому значению угла наклона откоса отвала соответствует отсыпка в один ярус.

Отвалы могут быть одно- и многоярусными. Сооружение отвалов внутри карьеров производят на отдельных горизонтах или с поверхности на полную глубину выработки. Отвалы формируются с перевалкой пород вскрыши или стационарно. Варианты классификации порядка формирования внутренних отвалов приведен в табл. 4.3 и на рис. 4.1.

Таблица 4.3

| Способ формирования внутреннего отвала | Сущность способа отвалообразования | Сооружение отвала в плане | Очередность отработки карьера и формирования внутреннего отвала |
|---|--|---|--|
| Временное размещение отвалов впереди фронта работ на вскрышных горизонтах | Отвал размещается на сформированных площадках карьера с последующим перенесением на глубокие горизонты «перемычка –отвал» (рис.4.1, а) | В отработанном торце(-ах), вдоль лежачего или висячего бортов | Отвал формируют после отработки карьера первой очереди |
| Временное размещение отвалов на поверхности карьерного поля | Отвал размещается в пределах горного отвода на поверхности и в дальнейшем перемещается внутрь карьера «временный поверхностный – внутренний отвал» (рис. 4.1, б) | В отработанном торце(-ах), вдоль лежачего или висячего бортов | Отвал формируют после отработки карьера первой очереди |
| Временное размещение отвалов в пределах рабочей зоны с последующей перевалкой | Внутренний отвал переукладывают из одного положения в другое до достижения проектного дна карьера «временные внутренние отвалы с переукладкой» (рис. 4.1, в) | Участки в пределах выработанного пространства карьерного поля | Отвал формируют в процессе перемещения массы пород по очередям (этапам) развития карьера |

Продолжение таблицы 4.3

| | | | |
|---|--|--|---|
| Стационарное размещение отвала в выработанном пространстве отработанного карьера с доставкой пород из соседних карьеров | После отработки карьера горную породу из соседних карьеров свозят и засыпают выработанное пространство «засыпка отработанного карьера» (рис. 4.1, г) | По периметру, в отработанном торце(-ах), вдоль лежачего или висячего бортов | Отвал формируют после отработки близлежащего карьера |
| Стационарное размещение отвала с транспортировкой пород внутри карьера «забой-отвал» | Непосредственно из забоев по имеющимся транспортным коммуникациям внутри карьера вскрышные породы доставляются на отвал «Забой – внутренний отвал» (рис. 4.1, д) | В отработанном торце(-ах), вдоль лежачего или висячего бортов | Отвал формируют после отработки карьера первой очереди |
| Комбинированное размещение отвала включающее предыдущие вариации | Комбинация различных способов укладки и переукладки пород вскрыши «Смешанное формирование» (рис. 4.1, е) | В отработанных и неотработанных участках в пределах выработанного пространства карьерного поля | Отвал формируют: до отработки карьера первой очереди, в момент его эксплуатации и после развития карьера первой очереди |

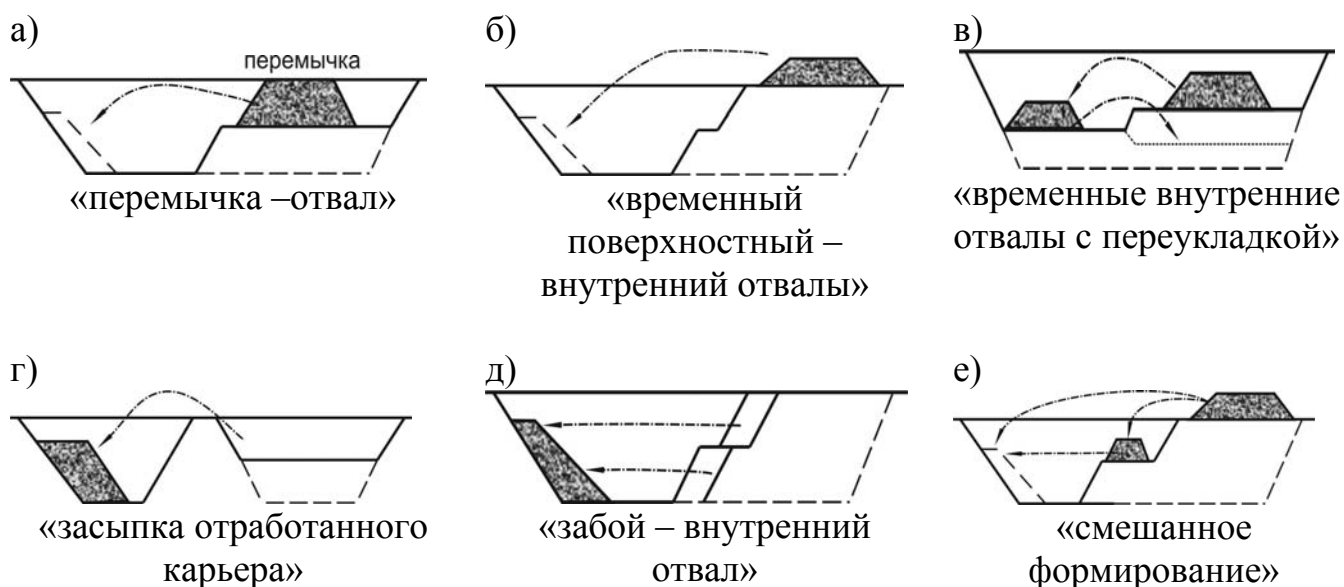


Рис. 4.1. Схемы формирования внутренних отвалов в пределах карьерного поля

4.1.1. Бульдозерные отвалы

Площадки бульдозерных отвалов проектируются по всему фронту разгрузки с поперечным уклоном не менее 3 градусов, направленным от бровки откоса в глубину отвала. При частых процессах сдвижения отвала количество

отвальных фронтов определяется с учетом резерва в размере 20%, но не менее одного дополнительного отвала.

Объем породы на отвалах, подлежащей сталкиванию бульдозерами, определяется с учетом отвального коэффициента, показывающего отношение объема пород, остающейся у верхней бровки после разгрузки автосамосвалов, к общему объему породы, поступающей в отвал. Указанный коэффициент принимается для скальных пород – 0,6; полускальных пород – 0,75, мягких пород – 0,9. Полученный в результате расчетов рабочий парк бульдозеров корректируется по числу одновременно действующих отвалов. Рабочий парк бульдозеров определяется с учетом инвентарного количества (с коэффициентом 1,25).

Отвал наращивается до проектной высоты путем послойного складирования пород. При этом образуют первоначальный отвал шириной 50-100 м и высотой 2-5 м. Затем отвал наращивают до проектной высоты послойным складированием пород вскрыши. Процесс отвалообразования состоит из разгрузки автосамосвалов или полуприцепов на верхней площадке отвального уступа, перемещения породы под откос или планировки ее на площадке, поддержания работоспособности автодорог на отвале. В эксплуатационный период отвалообразование производится периферийным способом. Породы разгружают прямо под откос отвала или в непосредственной близости от него, а затем бульдозеры сталкивают породы под откос. Данный способ отвалообразования применяется вследствие меньшего объема планировочных и дорожных работ. Расстояние перемещения породы бульдозерами составляет 4-5 м [7]. Безопасная разгрузка автосамосвалов обеспечивается устройством у верхней кромки отвала предохранительного вала. Высота его должна быть не менее 0,8-1 м. Мягкие породы разгружаются на расстоянии 2-2,5 м от верхней бровки и планируются бульдозером с поворотным лемехом.

Расчет параметров бульдозерного отвалообразования при доставке вскрышных пород автосамосвалами.

Продолжительность рабочего цикла $T_{ц}$ (сек) бульдозера определяется по формуле

$$T_{ц} = \frac{3,6 \cdot L}{V_n} + \frac{3,6 \cdot Ln}{V_n} + \frac{3,6 \cdot (L + Ln)}{V_o} + t, \quad (4.1)$$

где L – длина площади набора породы, м; Ln – расстояние, на которое перемещается порода, м; V_n – средняя скорость бульдозера при наборе породы, км/ч; V_n , V_o – установившиеся скорости груженого и обратного хода бульдозера, км/ч [7]; t – время переключения скоростей, сек.

Техническая производительность бульдозеров Q_m (м³/час) при планировочных работах определяется по формуле

$$Q_m = \frac{3600 \cdot L \cdot (l \cdot \sin \beta - a) \cdot K_n}{S \cdot \left(\frac{L}{V} + t_n \right)}, \quad (4.2)$$

где L – длина участка работ, м; l – длина отвала (лемеха), м; β – угол остановки отвала в плане для неповоротного бульдозера ($\sin \beta = 1$), градусы; $a = 0,3-0,5$ м – ширина перекрытия; S – число проходов бульдозера по одному месту планирования, ед.; t_n – время, затрачиваемое на повороты при каждом проходе (8-12 сек); K_n – коэффициент производительности оборудования.

Длина отвального тупика L_{oo} (м) по условию планировки и разгрузки автосамосвала рассчитывается

$$L_{oo} = \frac{Qm}{W_o}, \quad (4.3)$$

где Qm – производительность бульдозера, м²/час; W_o – удельная приемная способность отвала, м²;

$$W_o = \frac{Va \cdot \lambda}{b},$$

Va – вместимость кузова автосамосвала, м³; λ – коэффициент кратности разгрузки породы по ширине кузова; b – ширина кузова автосамосвала, м.

Длина отвального тупика L_{oo} (м) по условию разгрузки автосамосвала составляет

$$L_{oo} = \frac{N_o \cdot a \cdot t_p}{T_p}, \quad (4.4)$$

где N_o – число автосамосвалов, обслуживающих отвальный тупик, ед.; t_p – время разгрузки автосамосвала, 1,5 мин; T_p – время рейса автосамосвала, мин; a – ширина полосы занимаемой автосамосвалом при разгрузке и маневрировании $a = 20 - 30$ м.

Число рабочих отвальных тупиков N_o (ед.) определяется из соотношения

$$N_o = \frac{V}{Qm \cdot n_o}, \quad (4.5)$$

где V – количество породы поступающей на отвал, м³; n_o – число бульдозеров, единиц.

Длина фронта отвальных работ $L\phi$ (м) равна

$$L\phi = N_o \cdot L_o \cdot K_o, \quad (4.6)$$

где K_o – коэффициент одновременности работы отвальных участков.

Достоинством бульдозерного отвалообразования является простая организация, малый срок складирования и строительства отвала, высокая мобильность оборудования, небольшие капитальные и эксплуатационные затраты.

4.1.2. Экскаваторные отвалы

При расчете парка отвальных экскаваторов их производительность принимается как и для экскаваторов, занятых на экскавации горной массы в забое, с коэффициентом 0,9, учитывающим снижение производительности вследствие неравномерности подачи транспорта. При работе отвальных

экскаваторов на слабых (плывунных и просадочных) грунтах их производительность определяется с учетом коэффициента использования 0,7.

При доставке пород железнодорожными составами парк отвальных экскаваторов корректируется по числу отвальных тупиков, необходимых по условиям эксплуатации пропускной способности путевой схемы или требованиями селективного складирования различных типов пород. Длина отвальных тупиков принимается в зависимости от конкретных условий эксплуатации и может изменяться от 0,5 до 2,0 км, составляя в среднем 1,0-1,5 км. Длина разгрузочных путей от приямка до упора должна быть, как правило, не менее полуторной длины подаваемого на разгрузку поезда. Отклонения от этого положения должны быть обоснованы. Шаг передвижки железнодорожных путей на отвалах в зависимости от типа отвального оборудования принимать: при экскаваторах ЭКГ-4.6Б, ЭКГ-5А – 21м, ЭКГ-8И, ЭКГ-10 – 27м, ЭКГ-12,5-15 – 34м, ЭКГ-20 – 40м, ЭШ 6/4 – 60м, ЭШ-10/70 – 110 м. При расчете объема работ по переукладке железнодорожных путей на отвалах и при размещении на одном ярусе двух или трех экскаваторов учитывается коэффициент путевого развития, равный 1,35 при двух экскаваторах и 1,5 – при трех экскаваторах.

Расчет параметров экскаваторного отвалообразования при доставке породы железнодорожным транспортом.

Определение приемной способности отвального пункта W_o (м³)

$$W_o = N \cdot q_o \cdot n_B, \quad (4.7)$$

где q_o - емкость думпкара, м³; n_B - количество думпкаров в составе, ед.; N - число подаваемых поездов на отвальный тупик в смену, единиц;

$$N = \frac{T_{CM} \cdot f}{\frac{2L}{v} + \tau + n_B t_P} \quad (4.8)$$

T_{CM} - время смены, ч; f - коэффициент неравномерности подачи составов ($f=0,7-0,9$); L - расстояние от обменного пункта до пункта разгрузки, км; v - средняя скорость движения поезда на отвале, $v=20-30$ км/ч; τ - время на связь при обмене составов ($\tau=0,04$ ч); t_P - время разгрузки одного вагона ($t_P=0,015$ ч).

Требуемая вместимость ковша экскаватора q (м³) зависит от его конструкции. Для экскаватора типа прямая механическая лопата, принимающего породу складирования в отвал вместимость ковша определяется по формуле

$$q = \frac{W_o}{60 K_H \cdot K_H \cdot n \cdot T_{CM}}, \quad (4.9)$$

где K_H - коэффициент наполнения ковша экскаватора ($K_H=0,55-0,7$); K_H - коэффициент использования экскаватора во времени ($K_H=0,65-0,8$); n - число черпаний в минуту, ковшей;

$$n = \frac{60}{t_{\text{ц}}},$$

$t_{\text{ц}}$ - время цикла работы экскаватора, сек.

Эксплуатационная производительность экскаватора, обслуживающего отвальный тупик $Q_{\text{э}}$ ($\text{м}^3/\text{см}$), равна

$$Q_{\text{э}} = \frac{3600 \cdot E \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{и}}}{t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{р}}},$$

где $t_{\text{ц}}$ - время цикла экскаватора, сек.; $K_{\text{р}}$ - коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора, $K_{\text{р}}=1,1-1,35$.

Приемная вместимость отвального тупика $W_{\text{н}}$ (м^3) между передвижками пути составляет

$$W_{\text{н}} = \frac{l_{\text{о}} \cdot H_{\text{о}} \cdot c}{K'_{\text{р}}}, \quad (4.10)$$

где $l_{\text{о}}$ - рабочая длина отвального тупика, м; $H_{\text{о}}$ - высота отвала, м; c - шаг передвижки пути, м;

$$c = \sqrt{R_{\text{ч.в.}}^2 - \left(\frac{l_1}{2}\right)^2} + R_{\text{р}}, \quad (4.11)$$

где $R_{\text{ч.в.}}$ - радиус черпания на горизонте установки, м; $R_{\text{р}}$ - максимальный радиус разгрузки, м; l_1 - длина фронта разгрузки, м; $K'_{\text{р}}$ - коэффициент разрыхления породы в отвале ($K'_{\text{р}}=1,3-1,45$).

Число отвальных тупиков $h_{\text{от}}$ (ед.) в работе определяется

$$h_{\text{от}} = \frac{Q_{\text{см}}}{W_{\text{о}}} \left(1 + \frac{t_{\text{пер}}}{B_{\text{п}}}\right) \cdot K_{\text{рез}}, \quad (4.12)$$

где $Q_{\text{см}}$ - сменная производительность карьера по вскрыше, м^3 ,

$$Q_{\text{см}} = \frac{P_{\text{в}}}{N_{\text{р.д.}} \cdot n_{\text{см}}}$$

$P_{\text{в}}$ - годовая производительность карьера, $\text{м}^3/\text{год}$; $N_{\text{р.д.}}$ - количество рабочих дней в году; $n_{\text{см}}$ - количество смен в сутки; $t_{\text{пер}}$ - время на переукладку рельсового пути одного тупика, см;

$$t_{\text{пер}} = \frac{l_{\text{о}} \cdot t_{\text{к}}}{60 \cdot T_{\text{см}} \cdot l_3} \cdot \mu, \quad (4.13)$$

$t_{\text{к}}$ - продолжительность цикла крана переукладки ($t_{\text{к}}=10-12$ мин.); l_3 - длина звена рельсового пути, м; μ - коэффициент использования смены (0,6-0,75); $B_{\text{п}}$ - количество передвижек пути, ед.;

$$B_{\text{п}} = \frac{W_{\text{п}}}{W_{\text{о}}},$$

$K_{\text{рез}}$ - коэффициент резерва ($K_{\text{рез}}=1,25$).

Площадь отвала на поверхности $S_{\text{о}}$ (м^2) определяется по формуле

$$S_o = \frac{V_{II} \cdot K_p}{H_o}, \quad (4.14)$$

где V_{II} - суммарный объем вскрыши размещаемой в отвале.

4.1.3. Конвейерные отвалы

Схема формирования отвала определяется с учетом местных условий расположения отвала на генеральном плане, годовых объемов транспортируемых вскрышных пород и суммарного объема их складирования. Рекомендуется принимать отвалообразователи с двумя независимыми консолями – приемной и разгрузочной.

Ширина заходки рассчитывается по нижнему ярусу. Высоту нижнего яруса определяют из условий получения максимального поперечного сечения отвальной заходки. Расчетная высота не должна превышать предельную высоту отвала по условиям устойчивости. Шаг передвижки отвального конвейера принимается равной ширине заходки. При отсыпке отвала параллельными заходками длину отвального фронта определяют, исходя из минимальной частоты перемещения отвального конвейера за время эксплуатации комплекса с учетом рельефа местности.

При эксплуатации конвейерных установок на отвалах необходимо предусматривать вспомогательное оборудование в составе:

- бульдозера – для планирования поверхности нижнего яруса;
- передвижчика (турнодозера) для передвижения отвального конвейера;
- подборщика для механической уборки просыпей из-под конвейерного пространства.

При поэтапном развитии горных работ в пределах карьерного поля выделяют карьер первой очереди. Это позволяет использовать его выработанное пространство для внутрикарьерного складирования вскрышных пород последующих очередей разработки. При формировании предельных контуров карьера первой очереди внутренний отвал может быть расположен в торцовой части. Внутренний отвал может формироваться одно- и многоярусным. Для транспортирования вскрышных пород используются транспортные бермы карьера вдоль рабочего и нерабочего борта по простиранию. Поскольку объемы вскрыши в начальный период разработки карьера вскрышные породы складировались на поверхности. Предполагается складировать в выработанном пространстве только скальные породы. Рыхлые вскрышные породы складировались, как правило, во внешние отвалы и могут служить базой для производства строительных материалов, использования минералов для дорожного строительства и рекультивации нарушенных земель. При разработке последующих очередей карьерного поля все разновидности вскрышных пород размещаются в выработанном пространстве отдельно. Вскрытие карьера и его разработка производятся со стороны участка с наименьшей мощностью покрывающих пород или выходом полезного ископаемого на поверхность и

постановкой борта по лежащему боку залежи в предельное положение на всю глубину. При этом по мере погружения фронта горных работ вглубь земли появляется возможность размещать вскрышу в выработанном пространстве.

4.2. Технологические схемы формирования внутренних отвалов

В настоящее время глубина выработанного пространства некоторых карьеров превышает 300 м, поэтому при формировании внутренних отвалов ярусами на всю их высоту следует обеспечить их устойчивость и безопасные условия отсыпки. Для упрощения организации производства отвальных работ и обеспечения минимальных затрат на транспортирование вскрышных пород, засыпку карьеров желательно осуществлять с дневной поверхности одним ярусом на полную глубину отработки. Возможность применения определенной технологической схемы обусловлена глубиной засыпаемого карьера и физико-механическими свойствами складированных пород. Немаловажное значение в решении поставленных проблем может оказать накопленный опыт эксплуатации высоких отвалов в выработанном пространстве глубоких карьеров.

Деформации откосов не являются закономерностью для всех высоких отвалов. На основании накопленного опыта производства отвальных работ этот процесс происходит при наклонной поверхности или слабых породах основания отвала, недостаточных прочностных характеристиках складированных пород, наличии в них глинистых разновидностей, снега, льда и воды. Отработанные глубокие карьеры характеризуются ровным дном из крепких пород. Откосы нерабочих бортов на большую часть высоты также представлены скальными и полускальными породами [39].

4.2.1. Засыпка выработанного пространства в условиях действующих карьеров

Поскольку засыпка выработанного пространства может осуществляться в условиях действующих карьеров, характеризующихся большой глубиной, высокой интенсивностью подвигания фронта отвального уступа и размещением на верхней площадке тяжелого горнотранспортного оборудования, для безопасности работ и повышения коэффициента запаса устойчивости внутреннего отвала в его нижней части следует создавать дополнительные усилия, препятствующие сдвигу породы и ее обрушению. Это условие обеспечивается упором нижней бровки внутреннего отвала в противоположный борт карьера или в специально отсыпанную призму из скальных пород (рис. 4.2) [39]. В зависимости от величины углов откоса бортов карьера возможны различные схемы его засыпки, которые в зависимости от интенсивности работ и ширины дна подразделяются на одно- и двусторонние, поперечные и продольные. На действующем карьере в его отработанной или временно законсервированной части возможна селективная укладка вскрышных пород по разновидностям с последующей разработкой и вывозкой на

дневную поверхность (схемы 7-10). Высота внутренних отвальных ярусов H_u (м) регламентируется минимальным расстоянием перевозки вскрышных пород внутрикарьерным транспортом и может изменяться от 15 до 60 м и более.

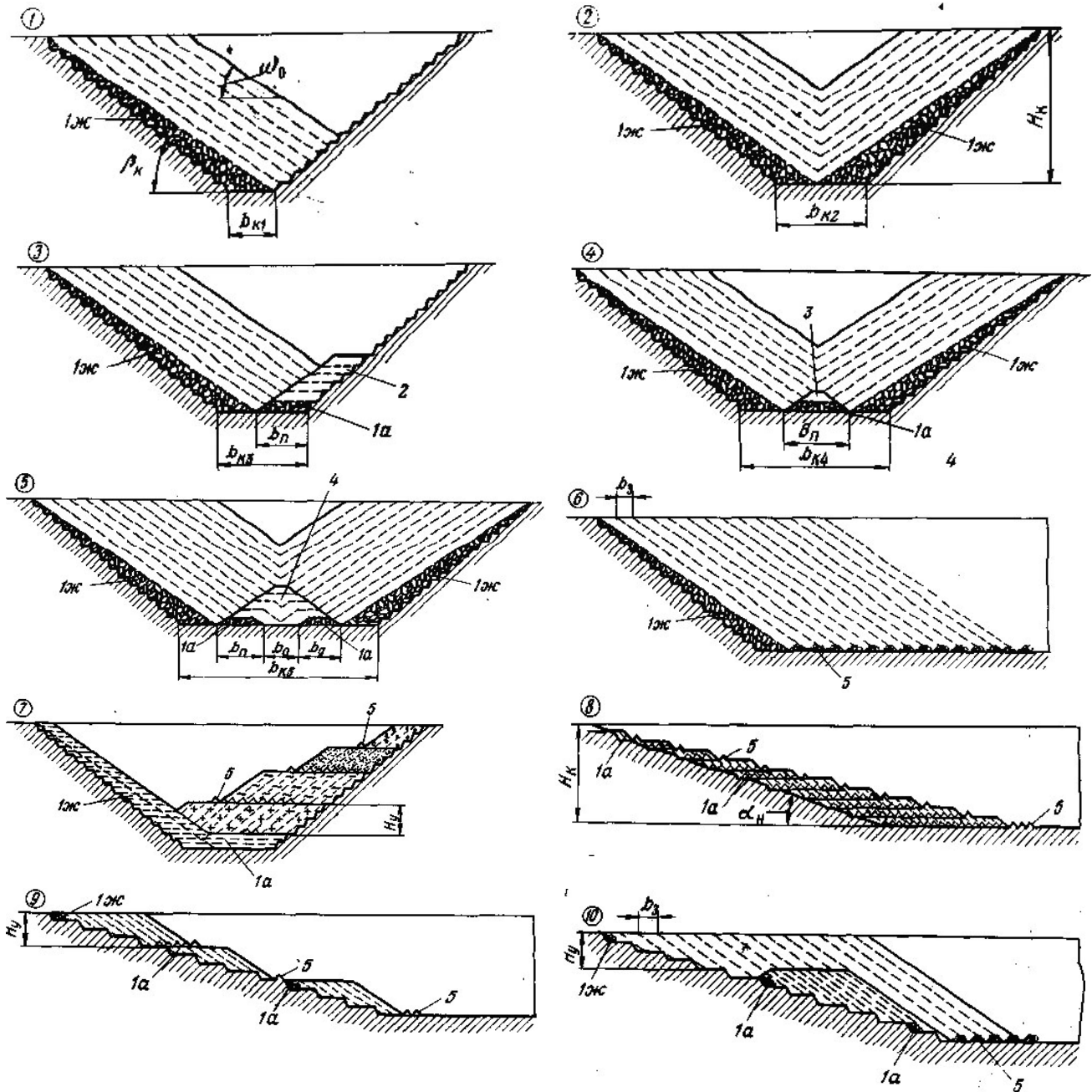


Рис. 4.2. Схемы засыпки глубоких карьеров (1-10) (по А.Ю. Дриженко): 1ж, 1а – первая отвальная заходка при железнодорожном и автомобильном транспорте соответственно; 2, 3, 4 – прибортовая, центральная и центральная рассредоточенная упорные призмы соответственно; 5 – индивидуальная упорная призма для каждой отвальной заходки

Упорные призмы в основании внутреннего отвала или отвального яруса формируются бульдозерами из доставленных автотранспортом скальных пород. Ширина их должна соответствовать ширине отвальной заходки. В зависимости от требуемого объема упорная призма формируется из одного-трех и более

слоев плотно прилегающих друг к другу конусов породы, выгруженной из автосамосвалов. По фронту строительство упорной призмы должно опережать развитие отвального уступа.

При засыпке отработанных карьеров или их участков вскрышная порода к верхней площадке внутреннего отвала чаще всего доставляется железнодорожным транспортом. Укладка ее в отвал может производиться бульдозером или одноковшовыми экскаваторами. Для предохранения поверхности отвала от оползней в его теле следует укладывать только скальные породы без глинистых включений. Применение драглайнов для засыпки карьеров предпочтительнее, поскольку они отсыпают заходку шириной в 3-5 раз больше, чем карьерные экскаваторы. Большой шаг переукладки железнодорожных путей и удаленность их от верхней бровки отвала позволяют производить отсыпку внутренних отвалов драглайнами более экономично и безопасно.

Укладка скальных пород производится в нижнюю часть карьера, покрывается сверху глинами и почвенной массой. Распределение их по высоте зависит от объема и разновидностей вскрышных пород, направляемых для засыпки карьера.

4.2.2. Схема формирования внутреннего отвала экскаваторами с удлиненным рабочим оборудованием

В условиях выработанного карьера №1 «АрселорМиттал Кривой Рог» формируются участки с внутренним складированием пород вскрыши. Скальные породы вскрыши из карьера № 2-бис доставляются автосамосвалами грузоподъемностью 120 т и складировются в выработанное пространство карьера №1 экскаватором ЭКГ-4У. Породы с крупностью кусков размером до 400-1200 мм (40%) доставляли с помощью автосамосвалов из сопредельного карьера №2-бис и размещали с помощью экскаватора. Через 2-3 месяца нависающая порода объемом до 30 тыс. м³ оползала вниз ко дну карьера. Первоначальная щель (трещина) отрыва проходит на расстоянии 8-10 м от верхней бровки отвала [3].

При отсыпке первой заходки (рис. 4.3) вдоль нерабочего борта карьера с установкой экскаватора по целику устойчивость отвальной породы достаточна для безопасного отвалообразования. Переход же на отсыпку другой и последующих заходов характеризуется более сложными условиями. Поэтому ширину отвальной заходки уменьшают до 10-12 м и отсыпают ее вдоль борта отработанного карьера.

На заключительном этапе отсыпки каждой отвальной заходки экскаватором с одного места стояния по дуге с максимальным радиусом разгрузки в ее верхней части складировуют крупнокусковую породу, которая под действием собственного веса скатывается вниз. При этом сдвигаются нависшие породы до уровня угла естественного откоса. Из обрушенной массы в нижней части отвальной заходки формируется упорная призма с углом откоса меньшим естественного. Для повышения устойчивости отвальной заходки перемещение

отвального фронта работ ведут вдоль всего борта отработанного карьера или его участка с переходом каждой текущей заходки на предыдущую.

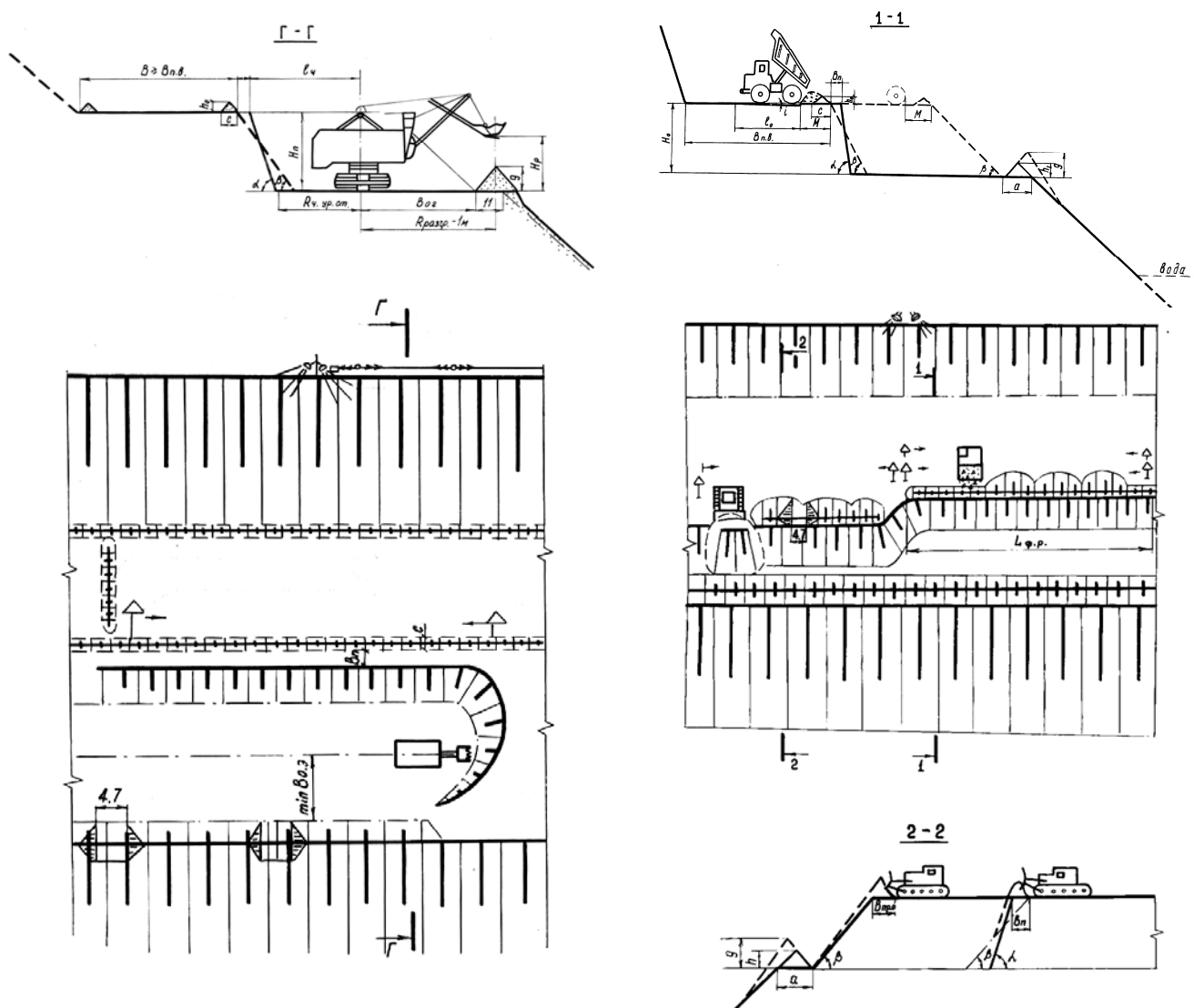


Рис. 4.3. Паспорт отвальных работ при засыпке карьера №1 ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» с применением экскаватора ЭКГ-4У и доставкой породы автотранспортом

Отсыпку заходок на отвале вели участками длиной по 200-300 м. При образовании опасных сдвижений породы отвальные работы на рабочем участке прекращали и переводили на соседний. После стабилизации отвальных пород в течение 2-3 месяцев работы на законсервированном участке возобновляли. Общий фронт отвальных работ следует разделять на 3-5 участков. Контроль за сдвижением отвальных пород осуществляют постоянно маркшейдерскими замерами в течение всего срока работы.

Из практики ведения отвальных работ известно, что при складировании скальных дробленых пород приблизительно на одну треть от поверхности угол откоса отвальной заходки будет большим за естественный на 5-6°. Образованные таким образом нависи породы по истечении некоторого времени оползают под собственным весом вниз и там размещаются в виде подпорной

стенки. При этом дробленая порода на верхней площадке отвальной заходки уплотняется и может выдерживать на своей поверхности размещаемое транспортно-отвальное оборудование без обрушения.

Для управления состоянием формирования устойчивого откоса отвальной заходки предложено использовать силы земного тяготения. При этом к отработанному карьере автосамосвалами или железнодорожными поездами доставляют скальные породы вскрыши и разгружают их к отвальному экскаватору, которым складировать в отвальную заходку слоями на полную высоту разгрузки. В процессе работы экскаватором отбирали из породной массы крупные куски и размещали их отдельно. На заключительной стадии отсыпки заходки с одного места стояния экскаватором сбрасывали по дуге с максимальным радиусом разгрузки крупные куски породы на верхнюю часть отвальной заходки. Отсюда они скатывались вниз под углом естественного откоса и захватывали с собой мелкие куски породы. Основная их же часть сосредотачивалась в нависи у верхней площадки с углом откоса большим естественного. Этот объем характеризовался слабыми силами сцепления между крупными кусками породы и под сотрясениями падающих из ковша экскаватора кусков породы оползал по площадке под естественным углом откоса. Порода из верхней части заходки перемещалась на дно карьера образуя упорную стенку (призму), благодаря чему создавались условия для устойчивого формирования откоса в верхней части отвальной заходки. В процессе уплотнения отвальной массы возникали местные просадки и мелкие щели, которые засыпали экскаватором позади направления движения с размещением породы до уровня верхней площадки отвальной заходки. Отвальные заходки перемещали вдоль нерабочего борта вокруг отработанного карьера, с переходом каждой текущей заходки на прежнюю [3].

Совместная работа отвальных экскаваторов ЭКГ-4У и ЭШ-6/45 (рис. 4.4) обеспечивает размещение всего объема скальной вскрыши карьера №2-бис до полной его отработки. В то же время после подвигания отвального фронта в карьере №1 на 60-80 м от первоначального положения имеется возможность организации на его площади дополнительно до 2-3 отвальных ярусов вне площади заскладированной вскрыши.

Для улучшения положения карьера №3 ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» размещение попутно добываемых окисленных кварцитов возможно на уже сформированном поверхности внутреннего отвала в карьере №1 с развитием в сторону обрабатываемых уступов карьера №2-бис.

Для безопасной работы экскаватора ЭКГ-4У при отсыпке основного отвального яруса драглайном ЭШ-6/45 формируется заходка шириной 14 м из дробленых скальных пород вскрышного комплекса ЦПТ карьера №2-бис. Доставляются они железнодорожными поездами. ЭШ-6/45 располагается в 30 м от оси железнодорожного пути. Направление его движения ориентируется ограждающим валом, который при перемещении экскаватора наращивается в направлении подвигания отсыпки и убирается с противоположной стороны. Ось движения драглайна расположена в 29,4 м от границы оседания и обрушения свежотсыпанной заходки (рис. 4.4).

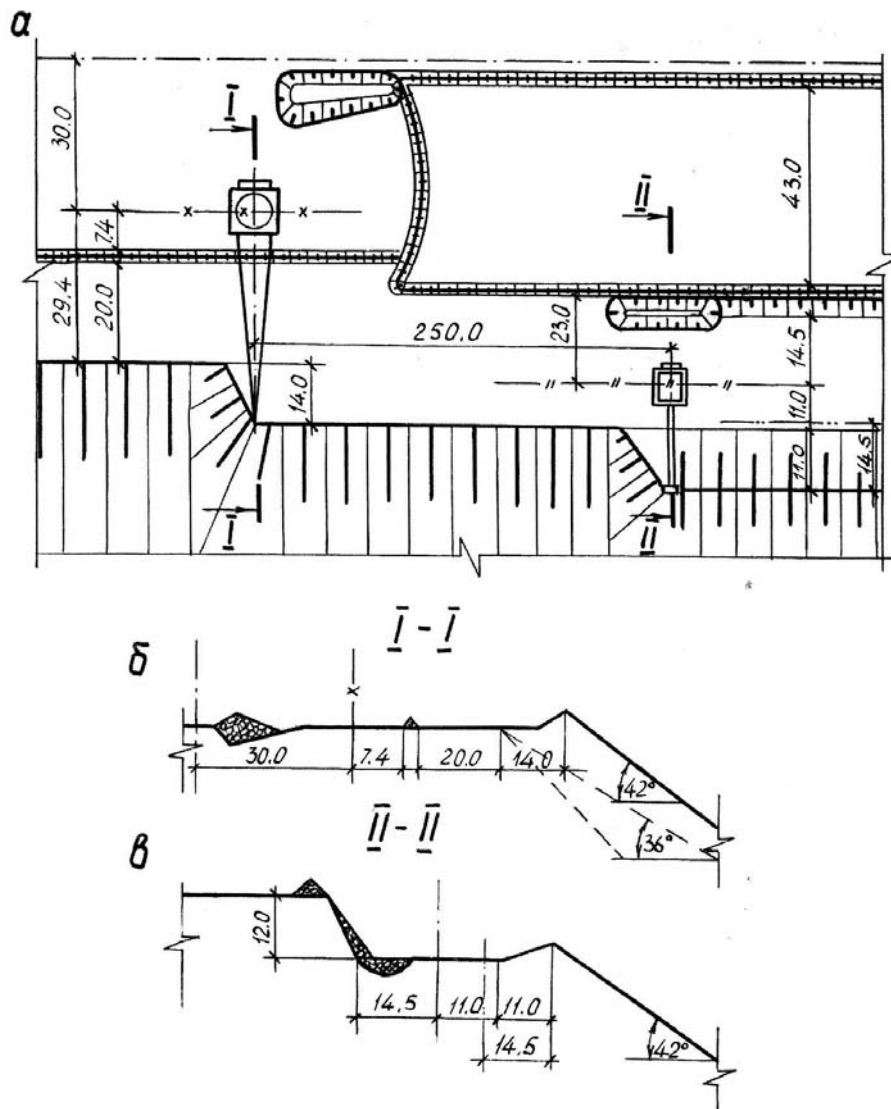


Рис. 4.4. Паспорт совместной работы экскаваторов ЭШ-6/45 и ЭКГ-4У при формировании основного яруса внутреннего отвала

На расстоянии не менее 250 м от драглайна перемещается экскаватор ЭКГ-4У и отсыпает отвальную заходку шириной 10-12 м. Располагается он на консолидированном уплотненном массиве отвальной заходки экскаватора ЭШ-6/45. Возможная граница оседания и обрушения свежесыпанной заходки удалена от оси движения ЭКГ-4У на 8-9 м. Отвальная заходка формируется с навалом высотой до 5-6 м над уровнем рабочей площадки ЭКГ-4У. Эта порода используется впоследствии для ремонта и заделки просадок и трещин в насыпной породе при ее консолидации.

Скальная порода к экскаватору ЭКГ-4У доставляется автосамосвалами из карьера №2-бис. Площадка их разгрузки находится на уровне рабочей площадки ЭШ-6/45, обвалована предохранительными валами высотой до 2 м со стороны выработанного пространства и железной дороги. При подвигании отвального фронта предохранительные валы наращиваются драглайном ЭШ-6/45. Ширина разгрузочной площадки 43 м, высота 12 м. Разгруженная порода

сталкивается в приемный бункер к экскаватору ЭКГ-4У бульдозером. Общая ширина отвальных заходов, которые формируются совместно экскаваторами ЭШ-6/45 и ЭКГ-4У, составляет 25 м. Длина фронта их работы 1,75 км.

4.2.3. Формирование отвальных участков в пределах нерабочего борта карьера

Работы по подготовке к рекультивации отработанного участка в границах действующего железорудного карьера включают формирование в проектном положении нерабочих уступов и площадок между ними по обводненной покрывающей толще мягких пород и нижележащей толще вмещающих скальных пород [3]. Ограждают каждую из них валом и водоотводной канавкой. Засыпку выработанного пространства ведут внутренним отвалом из скальных пород вскрыши снизу вверх с верхней площадки нерабочего скального уступа в направлении до земной поверхности. Предварительно на его верхней площадке вплотную к откосу нижнего нерабочего уступа по мягким породам формируют подпорную стенку из крупнокусковых скальных пород, которые отбирают экскаваторами в забоях рабочих уступов и вывозят автосамосвалами. Пространство между подпорной стенкой и нижней бровкой ограждающего вала заполняют слоями из рядовых скальных пород вскрыши, а подпорную стенку и породы вскрыши в отвале наращивают в процессе засыпки. Со стороны выработанного пространства на уровне площадок уступов по мягким породам формируют улавливающие валы. Площади всего участка рекультивируют, а каждую нижележащую площадку нерабочего скального уступа в границах отработанного участка карьера заполняют рядовыми скальными породами вскрыши до образования единого откоса отвала (рис. 4.5).

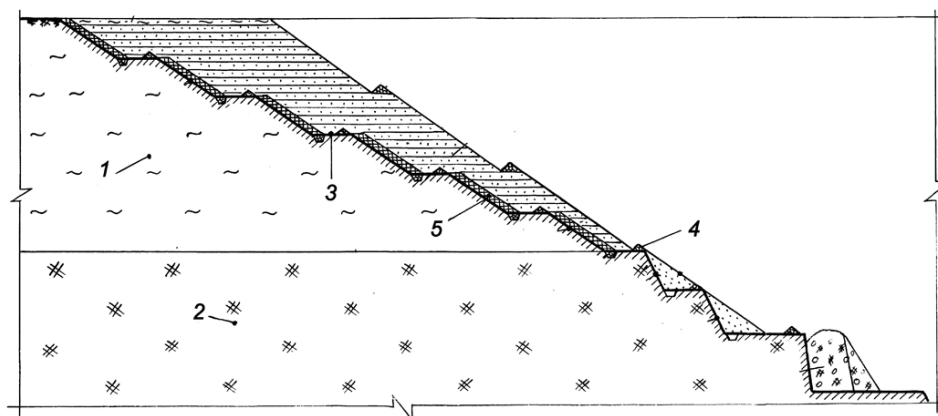


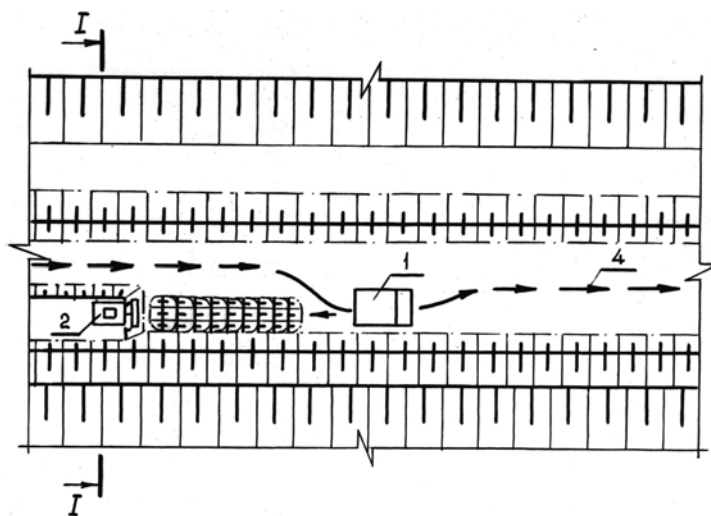
Рис. 4.5. Схема подготовки к рекультивации отработанного участка в границах действующего железорудного карьера: 1, 2 – мягкие и скальные вмещающие породы; 3 – площадки отработанных уступов; 4 – ограждающие валы; 5 – подпорные стенки

Реализовать техническое решение подготовки к рекультивации отработанного участка возможно на действующем железорудном карьере №2-бис. Здесь на протяжении 2,3 км по контуру карьера уже находятся три отработанных уступа по мягким обводненным покрывающим породам и два – по скальным вмещающим. Высота мягких уступов 10 м, скальных – 15 м. Ширина площадок

между ними по 10 м. Объем скальных пород вскрыши – около 1 млн. м³. Расстояние их перевозки автотранспортом к внешнему отвалу 2,4 км, к внутреннему – 1,2 км. После разгрузки автосамосвалов порода планируется бульдозером. В последующем количество мягких уступов возрастет до 6, а скальных до 4.

Для формирования внутреннего отвала в действующем карьере №2-бис необходимо предусматривать отсыпку упорных призм (рис. 4.6). Строительство их позволит обезопасить ведение горных работ и процесс внутреннего складирования скальных пород вскрыши. Формирование упорных призм осуществляется имеющимися на предприятии автосамосвалами и бульдозерами. Упорные призмы сооружаются в соответствии с Правилами безопасности до момента проведения внутреннего складирования пород вскрыши.

а



б

I - I

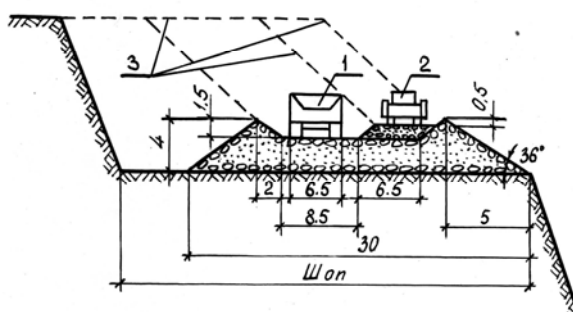


Рис. 4.6. Схема сооружения упорной призмы на отработанных уступах карьера в плане (а) и на поперечном разрезе (б): 1 – автосамосвал; 2 – бульдозер; 3 – положение откоса отвальных заходок

Упорные призмы формируются в две стадии. Первая предусматривает создание призмы, которая в сечении имеет вид трапеции. Вторая стадия – наращивание дополнительной высоты призмы. Эксплуатация автомобильного транспорта при этом предусматривает создание ограждающего вала, для безопасности ведения работ.

4.2.4. Применение дробильно-отвальных конвейерных установок для складирования пород вскрыши

Технологическая схема отвалообразования на северном борту карьера № 1 ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» с применением экскаватора ЭШ-6/45 при наличии значительных размеров призм сдвижения отвальных пород является относительно опасной, а применение экскаваторов ЭШ-15/90, ЭШ-10/90, ЭШ-6/90 или другого экскаватора с длиной стрелы не менее 90 м, нецелесообразно по технико-экономическим показателям: значительная стоимость приобретения отвального экскаватора или его аренды; повышенная себестоимость работ (мощность сетевого двигателя составляет больше 2000 кВт); большая масса экскаватора - свыше 1700 тонн, которая будет оказывать повышенные динамические нагрузки на прибортовой массив внутреннего отвала.

Для складирования вскрышных скальных пород в качестве альтернативного варианта применяемому способу засыпки карьера, рассмотрен конвейерный отвалообразователь с параллельным перемещением вдоль фронта отвальных работ [59]. Для этого предложена технологическая схема, принцип действия которой состоит в перегрузке скальной породы вскрыши из автомобильного транспорта на отвалообразователь через загрузочный бункер с дальнейшим перемещением ее в отвал (рис. 4.7).

На подготовленной площадке устраивается временная насыпь из скальных пород фракции 0-150 мм. Автосамосвал по насыпи задним ходом въезжает на эстакаду, разгружает скальную породу вскрыши в перегрузочный бункер 2 вместимостью не менее 75 м³. В нижней части бункера находится пластинчатый питатель 5, которым отвальная масса перемещается на ленточный конвейер 4. Ленточным конвейером скальная порода транспортируется в выработанное пространство карьера и складывается во внутренний отвал. Для перемещения установки вдоль борта карьера предусмотрена тележка 7, которая движется по подготовленному основанию. Ленточный конвейер размещен снизу вдоль питателя для забора просыпей из мелких фракций породы. Формирование временной насыпи выполняют фронтальным колесным погрузчиком Hyundai HL770-7 с объемом ковша 5-6 м³. Перемещение установки производят тем же погрузчиком по специально сконструированным железобетонным плитам.

Плиты, по мере продвижения фронта отвальных работ, перемещаются краном в новое положение. Во время перегрузочных работ выполняется пылеподавление, локально орошаются вскрышные породы. За один час работы такая установка способна принять до 6 автосамосвалов. Расчетная производительность ее составляет – 957 тыс. м³/год. Установка имеет массу на порядок меньше, чем экскаватор. Управление ею может осуществляться дистанционно.

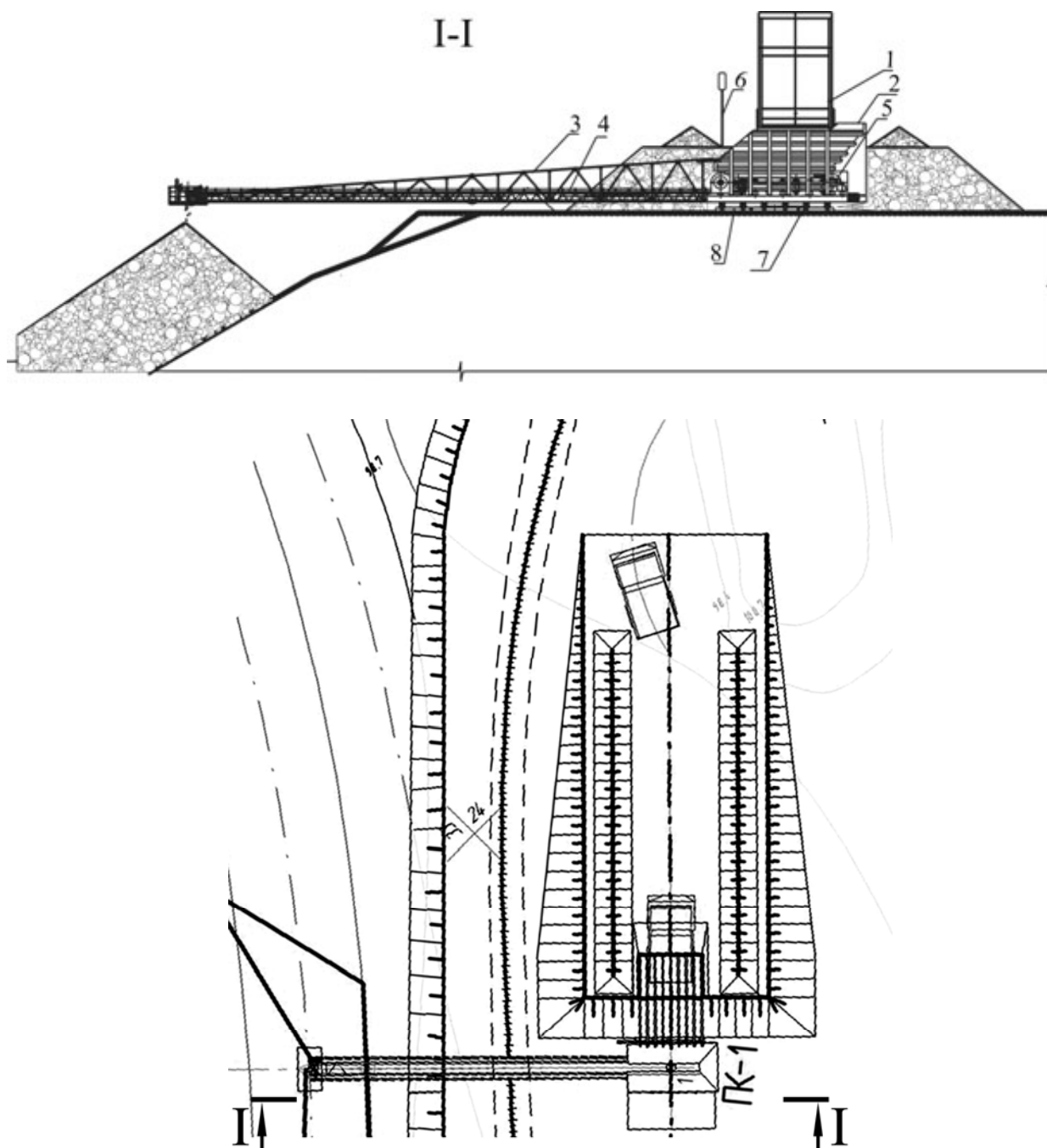


Рис. 4.7. Установка для складирования скальных пород вскрыши с применением конвейерного отвалообразователя: 1 – автосамосвал; 2 – перегрузочный бункер; 3 – разгрузочная консоль отвалообразователя; 4 – ленточный конвейер; 5 – пластинчатый питатель; 6 – светофор; 7 – монтажная тележка; 8 – железобетонная плита

Место строительства опытно-промышленного участка определено на юго-восточном борту карьера №1 «АрселорМиттал Кривой Рог». Измельчение негабаритных кусков породы предусмотрено в забое карьера №2-бис, из которого транспортируется порода вскрыши. Для дробления негабаритных кусков предполагается применение гидромолота KwanglimGS3300 на базе экскаватора Hyundai R320 LC-7.

4.2.5. Бульдозерное отвалообразование при доставке пород вскрыши железнодорожным транспортом

Определение условий рационального применения бульдозеров требует учета таких факторов, как высота отвала, длина и число тупиков, тип оборудования и схемы его работы, годовой объем отвальных работ [43]. Годовой объем работ для бульдозера на внешнем отвале не должен превышать 10 млн. м³. Предельная ширина заходки 80-90 м, длина тупика 1000-1400 м, высота отвального яруса зависит от конфигурации засыпаемого борта отработанного карьера. На каждом тупике должно быть не более двух комплексов «бульдозер – бульдозер», которые состоят из бульдозеров одного типа. При этом на бульдозеры с установкой лемеха под углом должна приходиться часть общей ширины заходки. Один из бульдозеров имеет специальное оборудование конструкции МГИ, а второй – стандартное. Работы ведутся в три смены по специальному паспорту (рис. 4.8). Время уборки породы в отвал в объеме одного состава не превышает 15-22 мин (при ширине заходки до 34 м).

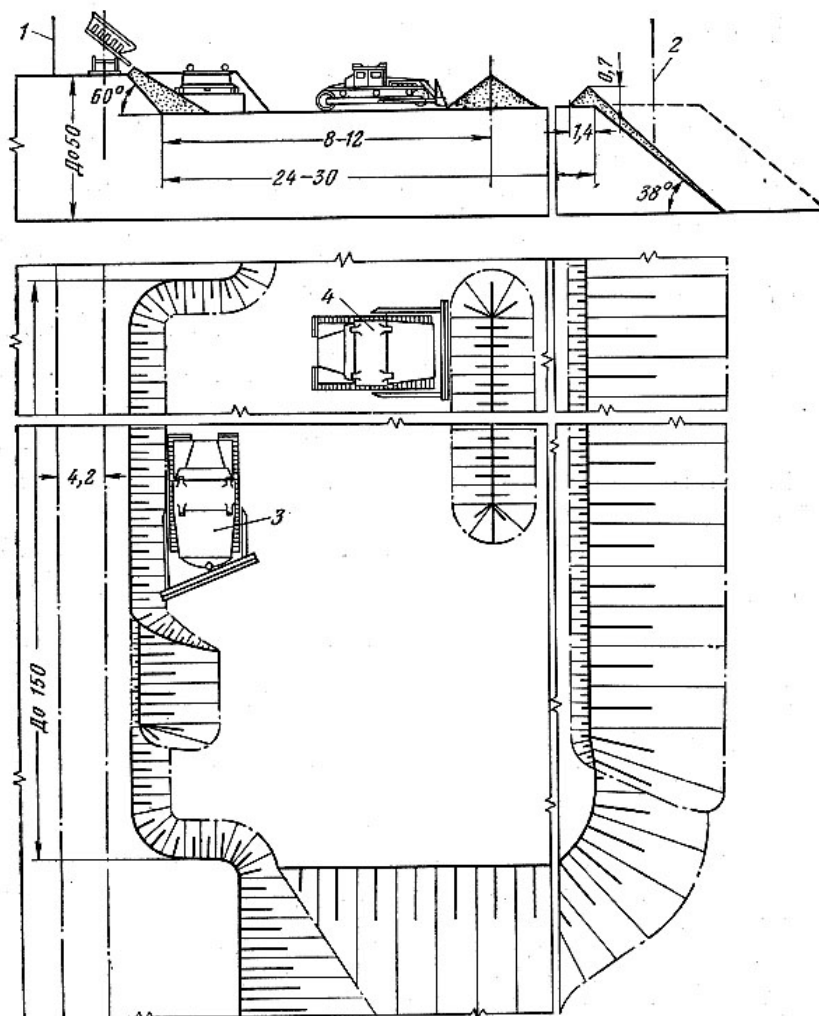


Рис. 4.8. Схема складирования пород вскрыши комплексом «бульдозер-бульдозер» при доставке железнодорожным транспортом: 1 – опора контактной сети; 2 – последующее положение путей; 3 – бульдозер с лемехом, установленным под углом; 4 – бульдозер со стандартным лемехом

4.2.6. Отвалообразование пород вскрыши с применением колесного погрузчика

Конструкции погрузчиков непрерывно совершенствуются, а их характеристики и параметры становятся все более выгодными. Анализ теории и практики вскрышных, добычных и вспомогательных работ с их применением показывает, что погрузчики, обладающие тяговым усилием и проходимостью трактора, скоростью и маневренностью автосамосвала, рабочим оборудованием экскаватора, могут быть рекомендованы в качестве отвального оборудования при железнодорожном транспорте. Расчеты показывают, что на отвалах фронтальные погрузчики с ковшем вместимостью $E \leq 10 \text{ м}^3$ по производительности конкурируют с мехлопатами типа ЭКГ-8И и мощными бульдозерами. Аналогично экскаваторам для погрузчиков необходимо установить допустимый размер кусков породы [43].

К настоящему времени сложилась традиционная форма ковша погрузчиков. Варьируют лишь его параметры, из которых во всех случаях лимитирующим остается размер b (м) зева ковша. Допустимый размер кусков d_{\max} (м) породы, вынимаемой и транспортируемой погрузчиком, зависит от вместимости ковша ($E > 3 \text{ м}^3$) и составляет

$$d_{\max} = \left(\frac{0,12}{E - 3} + 0,75 \right) \cdot \sqrt[3]{E}. \quad (4.15)$$

Согласно формуле (4.15) при $E = 10 \text{ м}^3$ допустимый размер кусков породы достигает 1,6 м. При этом конструкция ковша погрузчика не только исключает потери породы при ее перемещении в отвал, но и обеспечивает величину коэффициента наполнения ковша в пределах 1-1,2. Погрузчики имеют также высокую маневренность даже при максимальных нагрузках.

При складировании пород погрузчиками в сочетании с железнодорожным транспортом расстояние перемещения породы в отвал (ширина заходки) относительно мало. Поэтому около 60% времени рабочего цикла погрузчика будет затрачиваться на различные маневры.

Погрузчик способен отрабатывать навал породы не только с торца, но и с фронта. Хотя при работе с торца удастся внедрить ковш глубже, чем при работе с фронта, коэффициент наполнения ковша невелик и находится в пределах 0,6-0,7. Торцовые и фронтальные технологические схемы реализуются применением нескольких траекторий движения погрузчиков (рис. 4.9). Для фронтальной схемы характерны траектории, представленные первыми четырьмя вариантами (рис. 4.9 а-г), для торцовой схемы – двумя последними (д-е). Продолжительность рабочего цикла погрузчика зависит от величины радиуса R_p (м) разворота, скорости на различных участках траектории, формы траектории движения, типа забоя и ширины отвальной заходки.

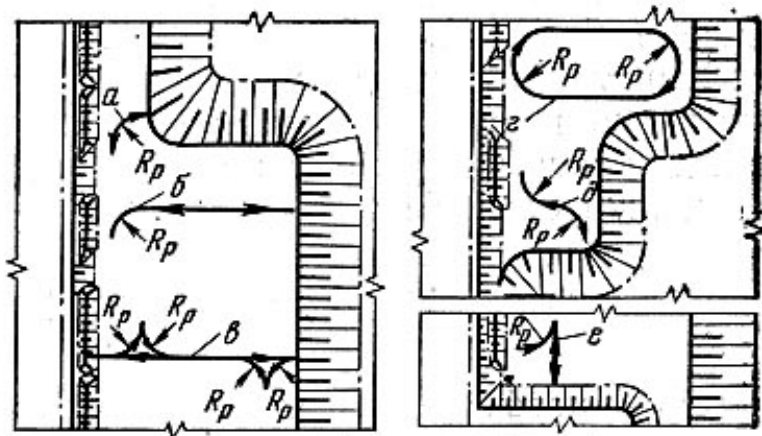


Рис. 4.9. Траектория движения погрузчика при складировании пород (по Русскому И.И.): *a* – $B_{min} < 10$; *б* – $B \leq 2R_p$; *в* – $B \geq 2R_p$ и $B = B_{max}$; *г* – для условий песчаных пород; *д* – для наращивания длины тупика и отсыпки удаленных участков верхнего подступа; *е* – то же, для любых типов пород

Сменная производительность Q_n ($\text{м}^3/\text{см}$) отвального погрузчика определяется по формуле

$$Q_n = \frac{3600 \cdot T_{см} \cdot E \cdot k_n \cdot k_u}{\left(t'_n + \frac{2B + 2,28 \cdot R_p - 2c}{g_{cp}} + t'_n \right) k_p}, \quad (4.16)$$

где $T_{см}$ – сменное время работы погрузчика, ч; E – вместимость ковша, м^3 ; k_n – коэффициент наполнения ковша; k_u – коэффициент использования погрузчика во времени; t'_n – время наполнения ковша, сек; B – ширина заходки, м; R_p – радиус поворота погрузчика, м; $c \approx 2$ м – расстояние от переднего колеса до верхней бровки отвального откоса, м; t'_n – время на переключение передач, сек; g_{cp} – средняя скорость перемещения погрузчика, м/сек; k_p – коэффициент разрыхления породы в ковше.

Максимальная рабочая скорость погрузчика может быть развита при ширине заходки $B > 25$ м. Поэтому при ширине заходки 40 - 70 м и одинаковой базовой машине погрузчики превосходят бульдозеры по производительности и им отдается предпочтение уже при $B \geq 45-50$ м. При малой ширине отвальных заходов производительность бульдозеров выше, чем погрузчиков. Если оборудовать лемехи бульдозеров уширителями, эта разница станет еще более ощутимой. Поэтому представляет интерес использование отвального комплекса по схеме «погрузчик – бульдозер» для складирования пород (рис. 4.10).

При совместной работе погрузчик зачерпывает породу из навала, перемещает ее на определенное расстояние и штабелирует. Бульдозер перемещает породу из штабеля в отвал. Организация работ по отсыпке заходки заключается в следующем. Бульдозер в отсутствие погрузчика доводит ширину приемной площадки до необходимой величины, достаточной для маневров и высокопроизводительной работы погрузчика. Погрузчик начинает работу, перемещая породу в штабель или непосредственно в отвал [43].

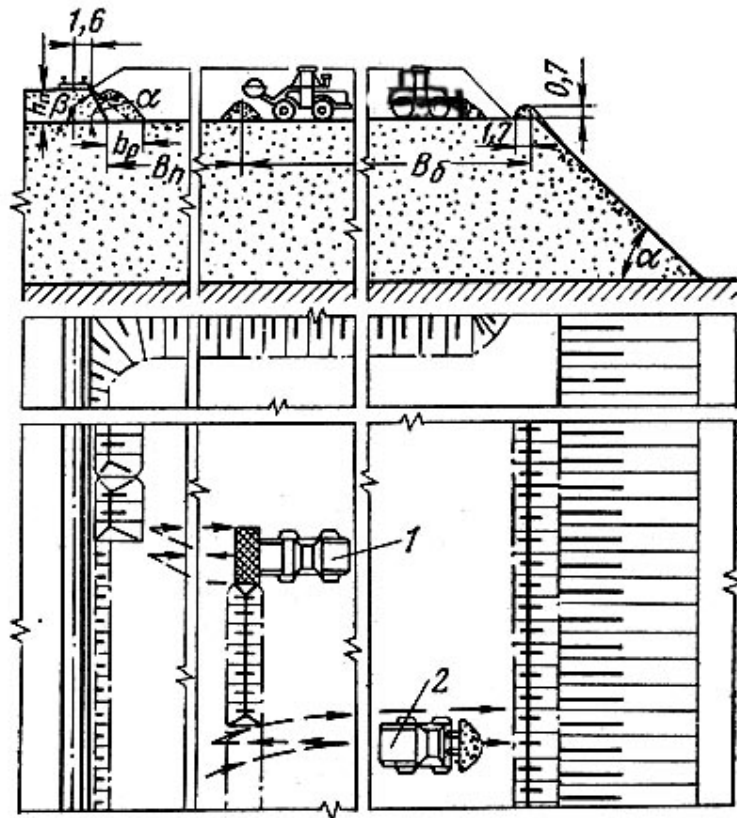


Рис. 4.10. Фронтальная схема складирования пород вскрыши отвальным комплексом «погрузчик–бульдозер»: 1 – погрузчик; 2 – бульдозер

Если производительность погрузчика осуществляется на уровне заданной, бульдозер может временно выполнять другие работы или находиться в ремонте. По мере увеличения ширины заходки и бульдозер, и погрузчик используются все более интенсивно. При необходимости бульдозер и погрузчик дублируют работу друг друга, увеличивая суммарную производительность на отдельных операциях. При формировании верхнего отвального подступа основную работу выполняет погрузчик. Бульдозер в это время занят на планировке или перегоняется на другой турик.

4.2.7. Формирование отвала с применением вибрационных перегружателей

На автоотвалах складирование вскрышных пород осуществляется с использованием бульдозера или экскаватора-драглайна. Работа бульдозера сводится к перемещению и сталкиванию под откос вскрышной породы, выгружаемой автосамосвалами вблизи бровки отвала по периферии отвального фронта. Интенсификация производственных процессов и увеличение грузоподъемности автосамосвалов до 180-320 т предопределяет увеличение общей длины фронта отсыпки и перемещение больших навалов породы. В этих условиях бульдозеры не обеспечивают требуемых темпов и необходимой безопасности отвалообразования.

Для устранения вышеуказанных недостатков разработан способ отвалообразования, основанный на применении вибрационного перегружателя [44]. Возможны две технологические схемы отвалообразования с его применением. По первой схеме перегружатель выполняет функции отвалообразователя, осуществляя перемещение под откос яруса горной породы, выгруженной из автосамосвала (рис 4.11, а). По второй - он выполняет только вспомогательные функции, перегружая горную породу в приямок с последующей ее выемкой и укладкой в отвал экскаватором-драглайном.

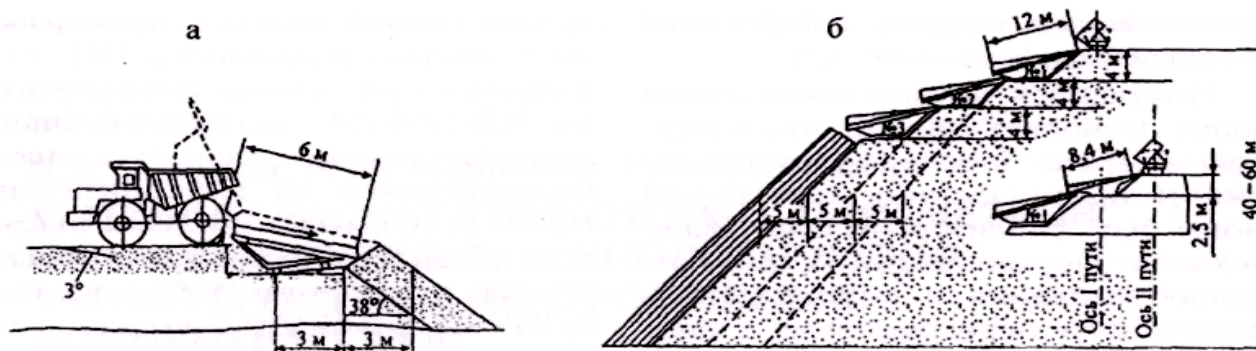


Рис. 4.11. Технологические схемы складирования пород вибрационными отвалообразователями

Укладка породы в отвал с применением вибрационного перегружателя по сравнению с бульдозером позволяет:

- сократить в 1,8-1,9 раза парк бульдозеров, ограничив их применение только вспомогательными работами;
- увеличить в 4-5 раз пропускную способность отвального фронта, что сокращает количество отвалов, а следовательно и длину автомобильных дорог;
- увеличить в 2,5-4 раза высоту отвального яруса со всеми вытекающими отсюда преимуществами (при этом производительность отвалообразователя увеличивается в 1,7-2,1 раза);
- повысить безопасность ведения отвальных работ.

На железнодорожных отвалах в Кузбассе используются экскаваторы-мехлопаты с вместимостью ковша 4,6-12,5 м³ и экскаваторы-драглайны с ковшом 10-15 м. Сдерживающим фактором в увеличении пропускной способности отвального тупика является низкая производительность экскаваторов. В этом случае весьма перспективным направлением в совершенствовании процесса отвалообразования может стать применение вибрационных машин. На базе ВТУ (вибрационное транспортирующее устройство) могут быть созданы легкие самоходные или передвижные вибрационные отвалообразователи, рабочим органом которых является виброплощадка. Производительность виброплощадки и ее ширина выбираются из условия обеспечения бесперебойной разгрузки локомотивосостава. Из трех отвалообразователей формируется комплекс, которым за шесть проходов отсыпается отвальная заходка шириной 15-17 м (рис. 4.11, б). Производительность вибрационного комплекса может быть значительно

увеличена при организации кольцевого движения транспорта или устройства на отвале второго железнодорожного пути с применением поочередной разгрузки локомотивосоставов с обоих путей. Разгрузка со второго пути может осуществляться с помощью вибротолка, передвигаемого по первому пути.

Складирование вскрышных пород с помощью отвального комплекса по сравнению с экскаваторным способом отвалообразования обеспечивает:

- увеличение в 2-2,5 раза приемной способности отвального тупика;
- увеличение в 2-3 раза высоты отвального яруса;
- повышение безопасности ведения отвальных работ.

4.2.8. Технологические схемы внутреннего отвалообразования при разработке вытянутых месторождений

Сущность предлагаемой технологии разработки крутопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием этапами заключается в следующем (рис. 4.12). На одной из границ карьерного поля, расположенной вкрест простирания залежи 1, создают карьер 2, на котором производят интенсивную углубку горных работ в пределах первого этапа разработки месторождения на глубину $h_{э1}$. Этот период разработки месторождения характеризуется малой скоростью подвигания горных работ и большой скоростью их понижения. Извлекаемые из забоя вскрышные породы транспортируют на дневную поверхность и складировывают во внешний отвал [45, 46].

К моменту завершения периода углубки горных работ борта карьера, расположенные со стороны висячего и лежащего боков залежи, погашают, оставляя на них транспортные коммуникации для перемещения горной массы на дневную поверхность и транспортирования в дальнейшем вскрышных пород во внутренний отвал 3. Торцовый борт карьера расположенный со стороны предельного контура, погашают. На другом борту, расположенном со стороны фланга карьерного поля, формируют рабочие площадки.

После завершения периода углубки и достижения горными работами конечной глубины карьера первого этапа $h_{э1}$, руду и вскрышные породы извлекают из забоев, расположенных на рабочем борту карьера, путем подвигания фронта горных работ вдоль простирания залежи к торцовой границе карьерного поля (рис. 4.12, б). В период горизонтального подвигания горных работ вскрышные породы, расположенные выше границы перехода от внешнего к внутреннему отвалообразованию $h_{п1}$, из забоев перемещают во внешний отвал, а вскрышные породы, расположенные ниже уровня $h_{п1}$, по транспортным бермам перемещают во внутренний отвал. Последний формируют вслед за подвиганием рабочего борта карьера к противоположному торцу карьерного поля – во временно нерабочей зоне карьера.

При подходе горных работ к границе карьерного поля внутреннее отвалообразование прекращают и производят углубку карьера на втором этапе разработки месторождения $h_{э2}$ (рис. 4.12, в). В дальнейшем горные работы развивают в обратном направлении. Вскрышные породы, извлекаемые из

массива с глубины $h_{п2}$ и ниже, вместе с вскрышными породами, уложенными во внутренний отвал 3 на предыдущем (первом) этапе разработки, транспортируют и складировуют во внутренний отвал 4. Затем цикл повторяется.

Таким образом, каждый этап описанной технологии состоит из двух периодов ведения горных работ: углубки, который характеризуется интенсивным понижением горных работ, и горизонтального подвигания горных работ вдоль простирания залежи, характеризующегося большой скоростью этого подвигания. Предложенный способ позволяет начать внутреннее отвалообразование до достижения карьером конечной глубины. Существует множество вариантов реализации технологической схемы, показанной на рис. 4.12. Лучшая из них принимается по установленному ранее критерию оптимальности – минимальных затратах на добычу полезного ископаемого.

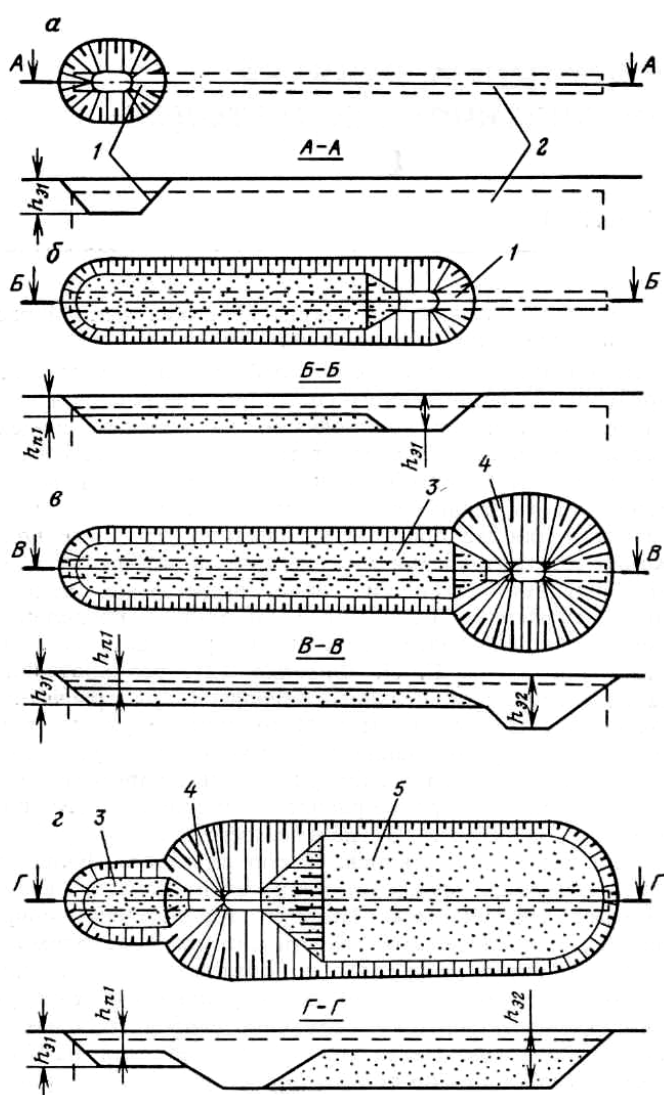


Рис. 4.12. Технологическая схема разработки крутопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием (по А.Г. Шапарю): а, б,...г – этапы формирования выработанного пространства с засыпкой карьера внутренними отвалами

На рис. 4.13 приведена схема отсыпки отвальных ярусов, отличающаяся тем, что фронт отвальных работ параллелен направлению развития горных работ в карьере. Данная технология позволяет увеличить угол наклона откоса отвала и таким образом уменьшить затраты на транспортирование вскрышных пород, перемещаемых во внутренний отвал на 2-3%. На каждом этапе

разработки месторождения, начиная со второго, проводят переэкскавацию внутреннего отвала, сформированного на предыдущем этапе. С увеличением времени переэкскавации внутреннего отвала приведенные затраты на отвалообразование уменьшаются.

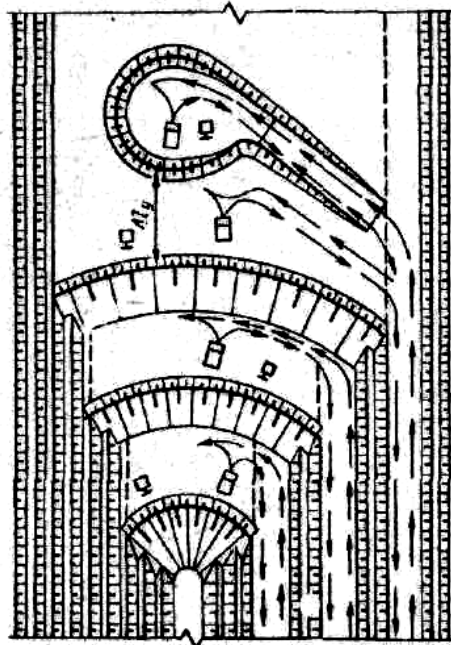


Рис. 4.13. Технологическая схема отсыпки внутреннего отвала с расположением транспортных берм на одном из бортов

В определенных случаях технологически возможна и экономически целесообразна отсыпка дополнительного объема вскрышных пород на верхний ярус внутреннего отвала, что приводит к снижению скорости подвигания его фронта. Следовательно, в определенных случаях, целесообразно формирование внутреннего отвала не только вслед за подвиганием рабочего борта карьера, но и с максимально возможным отставанием от него.

4.2.9. Формирование внутренних отвалов с применением полустационарных съездов

В настоящее время наиболее распространена и изучена технологическая схема формирования рабочей зоны при внутреннем отвалообразовании с использованием полустационарных транспортных съездов (полутраншей) на нерабочем борту карьера (рис. 4.14). По этой схеме вскрышные породы перевозят автосамосвалами на отвалы по транспортным бермам [45].

По мере формирования внутреннего отвала и подвигания вскрышного фронта по простиранию месторождения, соответственно подвигается и фронт отвальных работ. Расстояние транспортирования при этом сокращается, грузопотоки рассредоточиваются и производительность автосамосвалов увеличивается. Уступы отрабатываются одновременно на всех горизонтах карьера. Полезное ископаемое транспортируется на поверхность по внутренним

полустационарным съездам. Полустационарность съездов обусловлена тем, что по мере подвигания фронта работ они заваливаются породами внутреннего отвала соответствующих горизонтов. По мере подвигания горных работ проводится перенос съездов. К началу завалки съезда на этом же горизонте должен быть подготовлен новый. При подвигании фронта работ по простиранию месторождения добычу полезного ископаемого и вскрышные работы проводят поочередно одними и теми же экскаваторами.

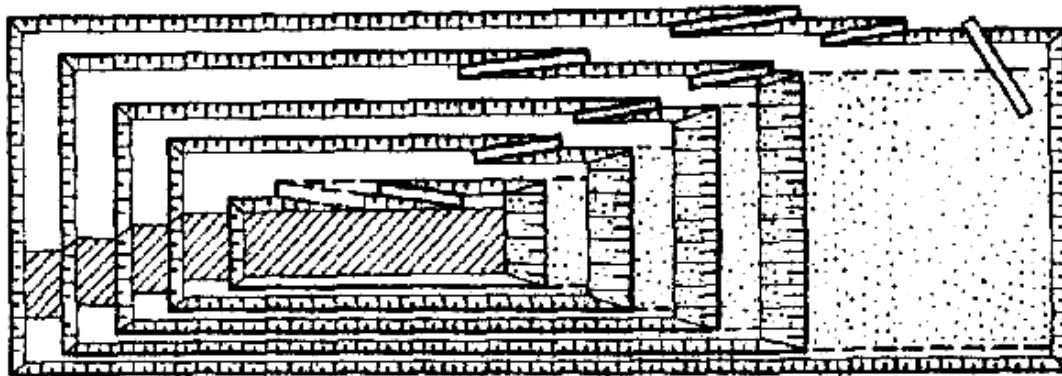


Рис. 4.14. Технологическая схема формирования рабочей зоны с использованием полустационарных съездов (схема I).

Такая схема формирования рабочей зоны карьера при внутреннем отвалообразовании использована в проектных работах, выполненных для условий угольных разрезов Кузбасса.

Данная схема имеет ряд существенных недостатков:

- размещение полустационарных съездов на транспортном борту карьера приводит к выполаживанию результирующего угла его откоса, что вызывает увеличение эксплуатационного коэффициента вскрыши;

- постоянная эксплуатация не менее двух съездов по фронту работ увеличивает длину дна карьера, что приводит к увеличению расстояния транспортирования вскрышных пород во внутренний отвал;

- ведение буровзрывных и экскавационных работ при проходке съездов практически исключает возможность размещения перегрузочных пунктов в непосредственной близости от рабочего борта при применении комбинированных видов транспорта для доставки полезного ископаемого на поверхность.

Устранение указанных недостатков определяет пути создания рациональных схем формирования рабочей зоны при внутреннем отвалообразовании. Одной из них является схема, отличающаяся местоположением вскрывающих выработок (съездов) в пределах рабочего пространства [45].

Сущность технологической схемы заключается в следующем (рис. 4.15).

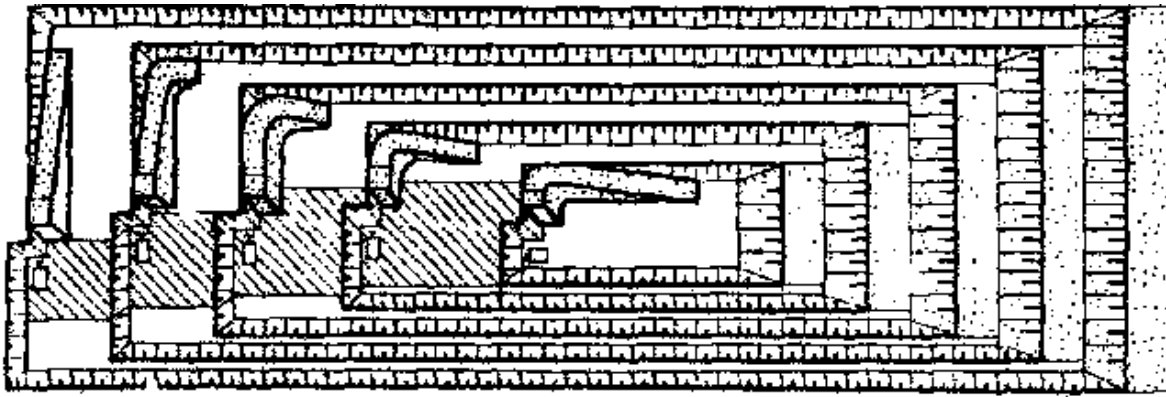


Рис. 4.15. Технологическая схема формирования рабочей зоны с использованием насыпных временных съездов

Съезды размещаются на рабочем борту карьера. При этом для исключения выполнения непроизводительной работы добычными экскаваторами отсыпка и перенос автомобильных съездов осуществляются вспомогательным оборудованием (автопогрузчиками). Съезды в этом случае являются временными и сооружаются путем отсыпки взорванной горной массы автопогрузчиком на нижележащий обрабатываемый горизонт. Автопогрузчик работает в забое с оптимальной высотой 3 - 5 м (нижняя часть развала), самостоятельно транспортирует породу и производит отсыпку под откос нижележащего уступа. Затем бульдозером проводят обычную планировку съезда. По формируемым съездам транспортируются вскрышные породы на погоризонтные транспортные бермы внутреннего отвала и полезное ископаемое к перегрузочным пунктам, расположенным либо на поверхности, либо на транспортном борту карьера.

Технологическая схема с многократной переукладкой пород вскрыши. При ее применении производительность карьера на последующих этапах разработки зависит как от интенсивности обработки основной и вспомогательных рабочих зон, так и от параметров внутреннего отвала, уложенного на предыдущем этапе. При этом для уменьшения текущих объемов выемки вскрыши и расстояний транспортирования горной массы в этот период разработки параметры основной и вспомогательных рабочих зон 2 и 3 должны быть приняты, как показано выше, с учетом особенностей технологической схемы с использованием насыпных временных съездов [45].

Следовательно, для создания нормальных условий эксплуатации карьера и достижения рациональных показателей ведения горных работ в этот период разработки необходимо обеспечить безопасную и своевременную обработку ярусов внутреннего отвала, высота которых, как правило, превышает безопасную без разноса транспортного и нерабочего бортов карьера.

На рис. 4.16, (а) представлены рабочая зона карьера последующего этапа разработки и наиболее распространенный для исследуемой технологии вариант отсыпанных ранее ярусов внутреннего отвала. При этом нижний ярус внутреннего отвала 4 отсыпан на полную ширину карьера первого этапа высотой 60 м. Для сохранения грузотранспортной связи рабочей зоны карьера с

перегрузочным пунктом доставки полезного ископаемого верхний ярус 5 отсыпан не на полную ширину карьера и имеет примыкание внешнего откоса к транспортной берме (аналогично отсыпке продольного яруса внутреннего отвала).

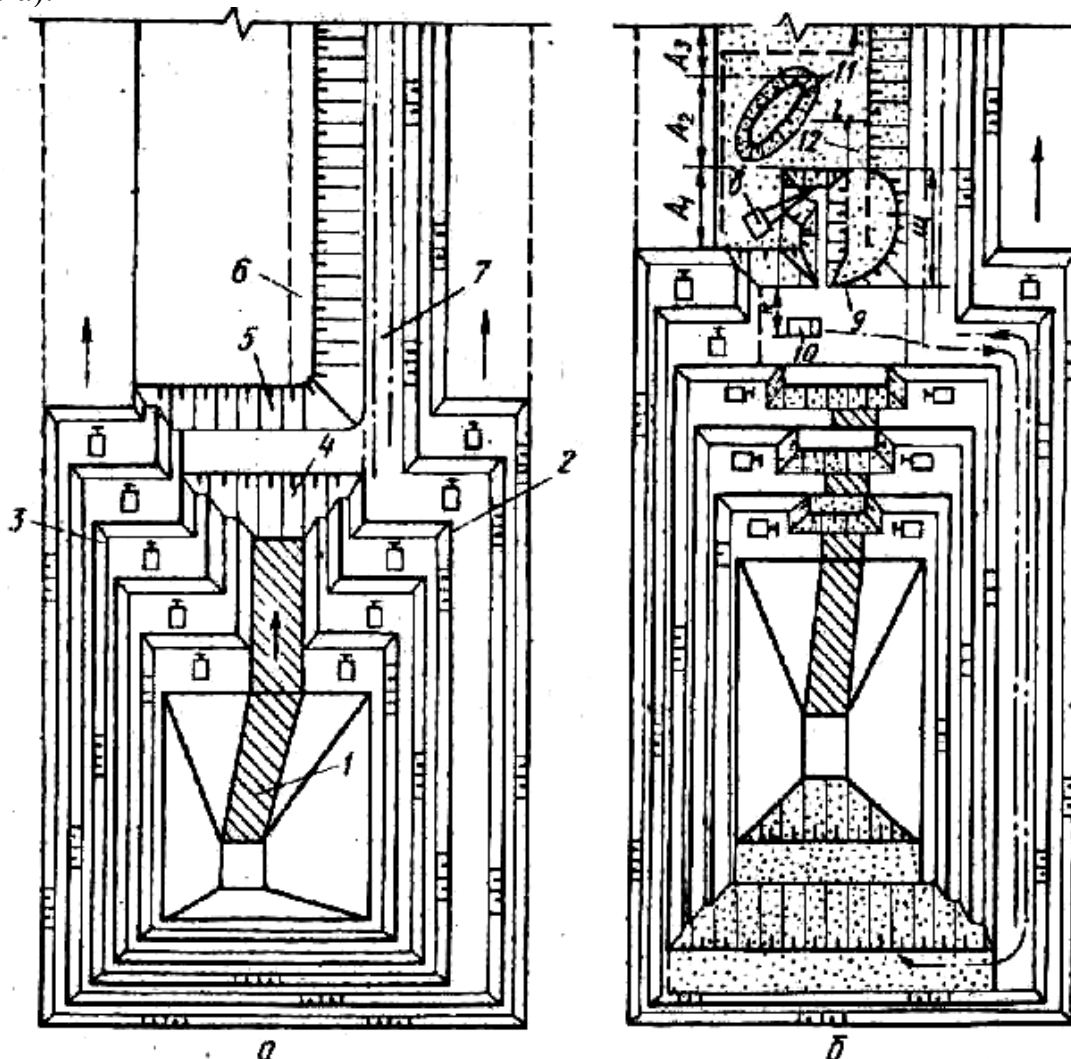


Рис. 4.16. Технологические схемы отработки высоких ярусов внутреннего отвала при переукладке вскрышных пород

Прежде чем фронт работ основной рабочей зоны карьера достигнет нижней бровки внутреннего отвала, необходимо путем последовательного (начиная с верхнего уступа) подвигания уступов вспомогательных зон разрезать общую высоту отвального яруса на ряд более низких, кратных высоте обрабатываемых уступов по целику (рис. 4.16, б). После этого отработка внутреннего отвала проводится совместно с породами целика аналогично обычным схемам. Применение такой схемы при разработке высоких ярусов внутреннего отвала, отсыпанного на полную ширину карьера, не вызывает технологических сложностей. Однако ее применение при отработке яруса, отсыпанного не на полную ширину карьера, может привести к обрушению пород на транспортную берму 6 в зоне внешнего откоса яруса 7. Кроме того, разрезка и отработка яруса отвала такой формы может осуществляться лишь со стороны зоны 3 меньшим числом экскаваторов, что заметно снижает

интенсивность подвигания фронта работ. В связи с этим для обеспечения безопасности работ и увеличения темпов отработки высоких ярусов внутреннего отвала такой формы разработана технологическая схема с использованием управляемого обрушения пород (рис. 4.16, б), Прежде чем фронт горных работ достигнет внутреннего отвала, на верхнем ярусе 5 на полную его высоту посредством драглайна 8 образуют перпендикулярно к фронту отрезную тупиковую щель 9 для ослабления отвального массива.

Отвальные породы, вынутые из отрезной щели, укладывают на поверхность отвального яруса в виде временного склада 11. После проходки щели остается сформированная приоткосная перемычка 12, которую, начиная сверху, отрабатывают послойно драглайном с отгрузкой пород на автосамосвалы. В процессе увеличения размеров отрезной щели драглайн перемещается к борту карьера и отрабатывает первую заходку, равную размеру щели. Временный склад породы отрабатывается совместно с отвальными породами верхнего яруса по частям первой, второй и третьей заходками. Оставшиеся отвальные породы разрабатываются совместно с породами нижнего яруса.

4.2.10. Складирование вскрышных пород при разработке синклинальных месторождений

При разработке перспективных месторождений в Украине, из которых, в первую очередь, следует ориентироваться на синклинальные с выходом непосредственно под наносы небольшой мощности, однотипные со Скелеватским магнетитовым, Ингулецким, Петровским, Артемовским, Зеленореченским и другими. Такие месторождения характеризуются углом погружения шарнира складки в недра земли в пределах $15 - 20^\circ$ [47].

Интенсивное формирование выработанного пространства для обеспечения минимальной текущей выемки пород вскрыши достигается при поперечной подготовке рабочих горизонтов и первоочередной отработке шарнира с перемещением передовых уступов по крыльям синклинальной складки в направлении к противоположному торцу карьера (рис. 4.17). Основным критерием определения параметров разработки является обеспечение полного складирования пород вскрыши в выработанном пространстве и подготовка его к сельскохозяйственной рекультивации. Выработанное пространство в торце карьера можно использовать для размещения верхней площадки постоянного отвала на уровне земной поверхности или выше на 60 - 100 м.

Установлено, что при увеличении глубины карьера в зоне углубки до 100 м выработанное пространство с наклонной подошвой в торце карьера не в состоянии вместить весь объем пород вскрыши даже при сооружении поверхностного отвала высотой 60 м. При погружении шарнира под углом 15° дальнейшее понижение дна карьера на глубину свыше 150 м дает возможность полностью размещать породы вскрыши в выработанном пространстве. Для углов $20 - 30^\circ$ такой возможности нет, что вызывает необходимость временного

размещения части пород вскрыши, в основном мягкой, в пределах ненарушенной площади карьерного поля [47].

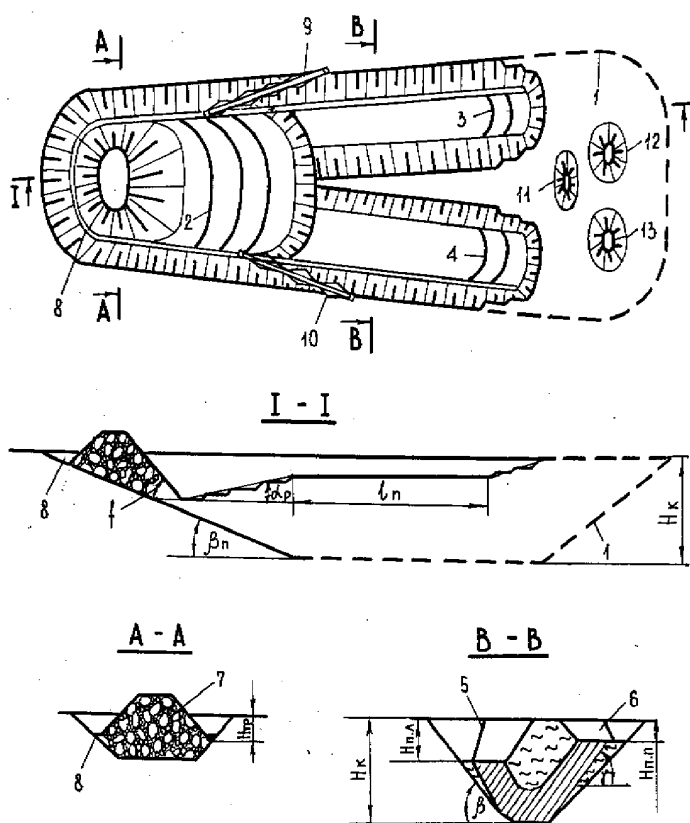


Рис. 4.17. Схема к расчету параметров отработки синклинальных железорудных месторождений с внутренним отвалообразованием: 1 – контуры карьерного поля; 2 – рабочие уступы в зоне углубки; 3 – 4 – рабочие уступы в зоне подвигания по левому и правому крыльям; 5, 6 – контуры временного отвала в зоне подвигания по левому и правому крыльям; 7 – постоянный внутренний отвал в зоне углубки; 8 – остаточные траншеи для карьерного транспорта; 9, 10 – конвейерные подъемники по левому и правому крыльям; 11 – 13 – временные отвалы чернозема, мягких и скальных пород вскрыши

При угле погружения шарнира 20° для всего диапазона рассмотренных мощностей разрабатываемой свиты пластов выработанное пространство в предельных контурах зоны углубки способно вместить породы вскрыши полностью. При угле погружения шарнира 30° породы вскрыши следует временно размещать на промежуточном горизонте в зоне подвижки. Поскольку дальнейшее развитие горных работ при достижении предельной глубины характеризуется подвиганием только в горизонтальном направлении, длина площадки временного отвалообразования в зоне подвигания определяется по условиям экономичного размещения текущего объема пород вскрыши в постоянном отвале с учетом переэкскавации туда же прежде заскладированных пород вскрыши.

4.2.11. Складирование вскрышных пород при разработке крутозалегающих пластовых месторождений

Технология разработки крутозалегающих месторождений открытым способом с внутренним отвалообразованием предполагает целенаправленное формирование первоначального выработанного пространства в карьере первой очереди путем развития зоны углубки в одном из торцов карьерного поля с минимальной мощностью покрывающих рыхлых и вмещающих скальных пород (рис. 4.18) [47]. При допустимом темпе углубки для карьерного

транспорта производительность по добыче руды обеспечивается поперечным вскрытием и продольным подвиганием фронта горных работ с шириной рабочих площадок на каждом горизонте 40-50 м. Нарращивание производственной мощности карьера возможно при выделении зоны подвижки с ускоренным подвиганием рудных забоев в верхней части рабочей зоны вдоль простирания рудной залежи.

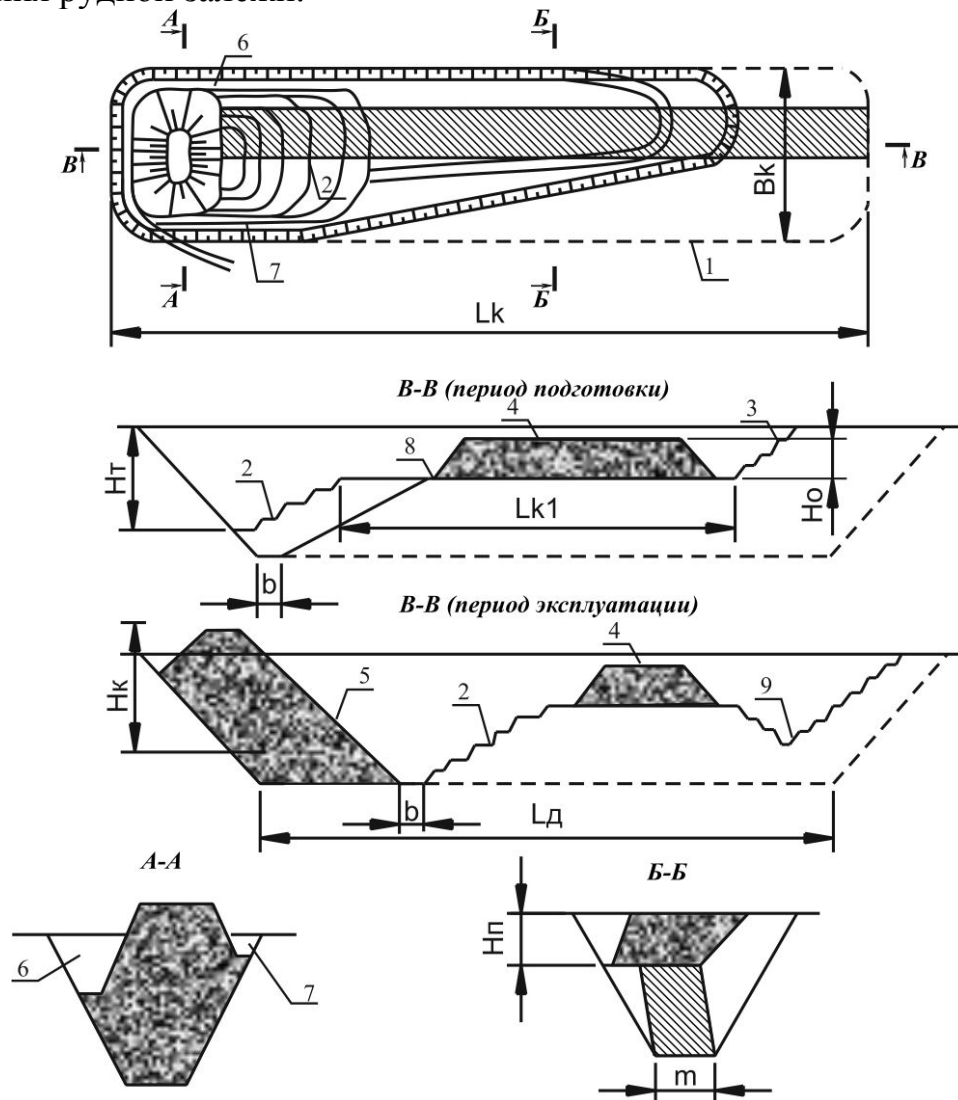


Рис. 4.18. Схема к расчету параметров отработки крутозалегающих пластовых месторождений с внутренним отвалообразованием: 1 - контуры карьерного поля; 2, 3 - рабочие горизонты в зонах углубки и подвижки; 4, 5 - площади размещения внутреннего отвала в зонах углубки и подвижки; 6, 7 - остаточные траншеи для транспортных коммуникаций; 8 - линия пересечения контуров зон углубки и подвижки; 9 - углубка горных работ в зоне подвижки

В период подготовки карьера к внутреннему отвалообразованию породы вскрыши вывозятся во внешние отвалы. Поскольку центр тяжести пород вскрыши в контурах карьерного поля находится на расстоянии $1/3$ глубины от поверхности, высоту зоны подвижки следует определять путем технико-экономического расчета при максимально возможном вводе на ее горизонты железнодорожного транспорта. Скальные породы вскрыши из нижележащих

горизонтов зоны углубки вывозятся автосамосвалами и складированы во временный прибортовой отвал (склад) на рудных целиках зоны подвижки вслед за подвиганием ее забоев, начиная от точки пересечения их первоначальных контуров (рис. 4.18, поз. 8).

После достижения зоной углубки дна карьерного поля фронт горных работ перемещается только в горизонтальном направлении к противоположному торцу карьера. Текущие объемы пород вскрыши из рабочих уступов и прибортового отвала складированы в образованном выработанном пространстве. В период эксплуатации наращивание производительности карьера по добыче руды возможно путем углубки горных работ в передовой части зоны подвижки (рис. 4.18, поз. 9). Перемещение пород вскрыши во внешние отвалы наиболее экономично производить по комбинированной схеме. Из зоны углубки к временному прибортовому отвалу на рудных целиках зоны подвижки породы доставляются автосамосвалами. Формируется внутренний временный отвал. По мере подвигания фронта горных работ вскрышные породы перемещают в постоянный отвал (рис. 4.18, поз. 5) в торце карьера. Из зоны подвижки породы вывозят железнодорожным транспортом: непосредственно из экскаваторных забоев, а также после перегрузки - из временного склада.

Объемы пород вскрыши, вывозимые из зон углубки и подвижки, а также складированные во внутреннем прибортовом отвале определяют в соответствии с текущей глубиной горных работ и установленными углами откосов рабочего и нерабочих бортов.

4.3. Параметры сдвижения пород вскрыши на внутренних отвалах

4.3.1. Общие сведения

Наибольшие затруднения при определении прочностных свойств пород и расчетах параметров отвалов обычно вызывает учет технологии их формирования и динамики развития отвальных работ. Сложность задачи обуславливается совокупным влиянием на устойчивость отвалов ряда технологических факторов, из которых важнейшими являются: высота и конфигурация отвальных откосов, длина и скорость подвигания отвального фронта, темп отсыпки отвала.

Организация поэтапного управления состоянием откосов на глубоких карьерах давно апробирована. Следует отметить, что поддержание мощности действующих карьеров путем расширения их границ в плане и в глубину приводит к увеличению площадей обнажения откосов, требующих применения профилактических, противооползневых мероприятий, технологических и инженерных методов управления устойчивостью массива, особенно при формировании внутренних отвалов внутрикарьерного пространства [3].

Окончательное условие равновесия откоса внутреннего отвала будет соблюдаться при

$$tg\alpha = tg\rho. \quad (4.17)$$

Таким образом, для устойчивого равновесия в отвале пород вскрыши необходимо, чтобы угол его откоса α (град) не превышал угол внутреннего трения ρ (град) сыпучих скальных пород. В этом случае откос отвала представляет некоторую криволинейную вогнутую поверхность АД, пересекающую линию АД в нижней и верхней точках откоса под углом $(45^\circ - \rho/2)$ (рис. 4.19).

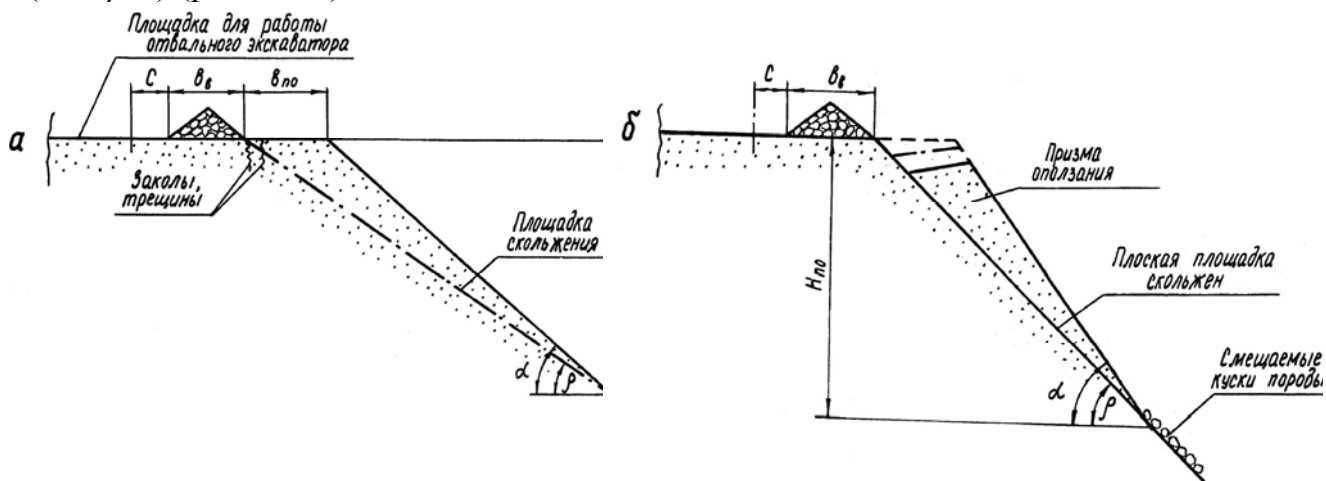


Рис. 4.19. Схема деформации "призмы оползания" в верхней части отвального откоса

Предельное равновесие кусков и частиц сыпучей горной массы по криволинейной поверхности АД определяется, как и для связной горной массы, на соответствие расчетного коэффициента запаса устойчивости откоса относительно единицы. При нарушении указанных выше условий происходят деформации откосов в виде оползания породы или осыпи ее в приконтурной части отвала, т.е. в "призме оползания (обрушения)". Подобные деформационные процессы наблюдаются и на внутреннем отвале карьера №1 ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог». Первоначально на площадке отвального яруса появляются заколы, которые постепенно развиваются в трещины вдоль верхней бровки. Затем горная масса в призме оползания начинает смещаться вниз по откосу, образованному под углом ρ (см. рис. 4.19).

Появление заколов, развивающихся в трещины, на поверхности площадки отвала свидетельствует о нарушении условия предельного равновесия массива отвальных пород. В этом случае суммарные сдвигающие силы $\sum F_{сдвi}$ превышают уравнивающие их – удерживающие силы $\sum F_{удi}$. Коэффициент запаса устойчивости n (ед.) откоса отвала, который определяется отношением удерживающих сил к сдвигающим, становится меньше единицы, т.е.

$$n = \frac{\sum_{i=1}^n F_{удi}}{\sum_{i=1}^n F_{сдвi}} < 1. \quad (4.18)$$

Из этого следует, что состояние пород в призме оползания отвального откоса следует оценивать как неустойчивое.

Опыт формирования внутреннего отвала на карьере №1 ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» показывает, что в результате пригрузки откоса отвала дополнительной отвальной массой через определенное время происходит оползание нависи. Первоначальная щель (трещина) отрыва проходит на расстоянии 4-14 м от верхней бровки отвала, просадки наблюдаются на глубину до 0,5-2,5 м. Формирование внутреннего отвала в карьере №1 сопровождалось замерами сдвижения отвальной породы после засыпки начиная с 2001 г. Службой сдвижения рудоуправления производились наблюдения за пригруженными откосами прибортового отвала. При этом регулярно вносились записи относительно даты замеров, глубины сдвижения, расстояния от верхней бровки откоса до крайней трещины призмы сдвижения, объемов отсыпаемой породы [3].

Безопасное размещение оборудования является основной задачей при засыпке вскрышными породами нерабочих участков карьера. На глубину сдвижения оказывает влияние как объем отвальных пород, так и период, в течении которого осуществляется пригрузка массива, величина которых может учитываться по определенным зависимостям.

4.3.2. Определение несущей способности пород на отвале

Несущая способность пород отвала при работе на нем выемочно-погрузочного оборудования определяется в соответствии с [48]. При этом в характеристики сопротивления сдвигу пород развала C_n (т/м²) вводится коэффициент запаса устойчивости n , равный 1,2.

$$C_n = \frac{C}{n} \quad (4.19)$$

Определяется несущая способность пород под опорными элементами оборудования по формуле

$$q_0 = \frac{b}{4} \cdot \gamma \cdot N_\gamma + C_n \cdot N_C + q \cdot N_q \quad (4.20)$$

где q_0 – несущая способность разрушенных пород при двухстороннем выдавливании основания, т/м²; b – размер опорных поверхностей оборудования (ширина лыжи, гусеницы), м; q – интенсивность пригрузки на поверхности развала, т/м²; N_γ , N_C , N_q – коэффициенты, зависящие от угла внутреннего трения пород ρ , сцепления C и частично от формы зоны разрушения.

Если пригрузка поверхности развала отсутствует, то $q \cdot N_q = 0$. Коэффициент запаса несущей способности пород n (ед.) при статической нагрузке на поверхность развала определяется как

$$n = \frac{q_0}{q_{mn}} \quad (4.21)$$

где q_{mn} – удельная нагрузка под опорными элементами с учетом внецентренной нагрузки при выполнении рабочих операций (черпание, поворот, разгрузка), т/м². Величина q_{mn} определяют по формуле

$$q_{mn} = q_n + \frac{L \cdot P}{W} \quad (4.22)$$

где P – вес ковша с породой или максимальное усилие на режущей кромке ковша, т; L – максимальный радиус черпания экскаватора, м; W – момент сопротивления опорных поверхностей тяжелого оборудования относительно их симметрии, определяется по формуле

$$W = \frac{b \cdot l^2}{6} \quad (4.23)$$

где b и l – соответственно ширина и длина опорной поверхности, м.

Данный расчет является дополнительным к рассмотренным вариантам устойчивой работы крупногабаритного оборудования и учитывает его массу. Слагающая нагрузка ΔP (т) от массы оборудования рассчитывается по формуле

$$\Delta P = q_n \cdot l_n, \quad (4.24)$$

где q_n – удельные нагрузки от опоры, т/м²; l_n – размер опорной поверхности в пределах блока, м.

Затем проводятся расчеты устойчивости развала с учетом дополнительной нагрузки. Коэффициент запаса устойчивости n (ед.) определяется по формуле

$$n = \frac{\text{tg} \rho_n \sum (a_i \cdot h_i \cdot \gamma \cdot \cos \varphi_i + \Delta P) + C_n \cdot L}{\sum a_i \cdot h_i \cdot \gamma \cdot \sin \varphi_i + \Delta P}. \quad (4.25)$$

Если коэффициент запаса несущей способности разрушенных пород меньше единицы, то для обеспечения возможности работы оборудования на развале следует применять экскаваторы с удлиненными рабочими параметрами, легкое по весу выемочно-погрузочное и транспортное оборудование и т.д.

Несущая способность разрыхленных скальных пород определялась исходя из условия расположения и работы на них экскаватора типа ЭКГ–8И, среднее удельное давление на грунт которого составляет 2,03 т/м². Расчет коэффициентов N_γ , N_C производится по графикам, представленным в СНиП II-15-74. Несущая способность разрушенных пород при двухстороннем выдавливании основания на карьерах ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» $q_0 = 19,74$ т/м², ПГОКа $q_0 = 21,8$ т/м². Удельная нагрузка под опорными элементами экскаватора ЭКГ–8И с учетом внецентровой нагрузки при выполнении рабочих операций (черпание, поворот, разгрузка) $q_{mn} = 15,6$ т/м². Коэффициент запаса несущей способности пород при статической нагрузке на поверхность развала карьеров ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» составляет $n=1,27$, на карьере ПГОКа $n=1,39$. Таким образом, скальные породы размещаемые во внутренние отвалы на карьерах Украины имеют достаточную устойчивость и обеспечивают безопасную работу оборудования при складировании вскрышных пород.

4.3.3. Процессы сдвижения скальных пород при отсыпке внутренних отвалов

Опыт формирования внутреннего отвала на карьере №1 ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог» показывает, что в результате пригрузки откоса отвала дополнительной массой вскрыши через определенное время происходит оползание нависи. Первоначальная щель (трещина) отрыва происходит на расстоянии 4-14 м от верхней бровки отвала, просадки наблюдаются на глубину до 0,5-2,5 м. Формирование внутреннего отвала в карьере №1 сопровождалось замерами сдвижения пород вскрыши после засыпки, начиная с 2001 г. Отсыпка скальных пород производилась на северном и южном участке (рис. 4.20).

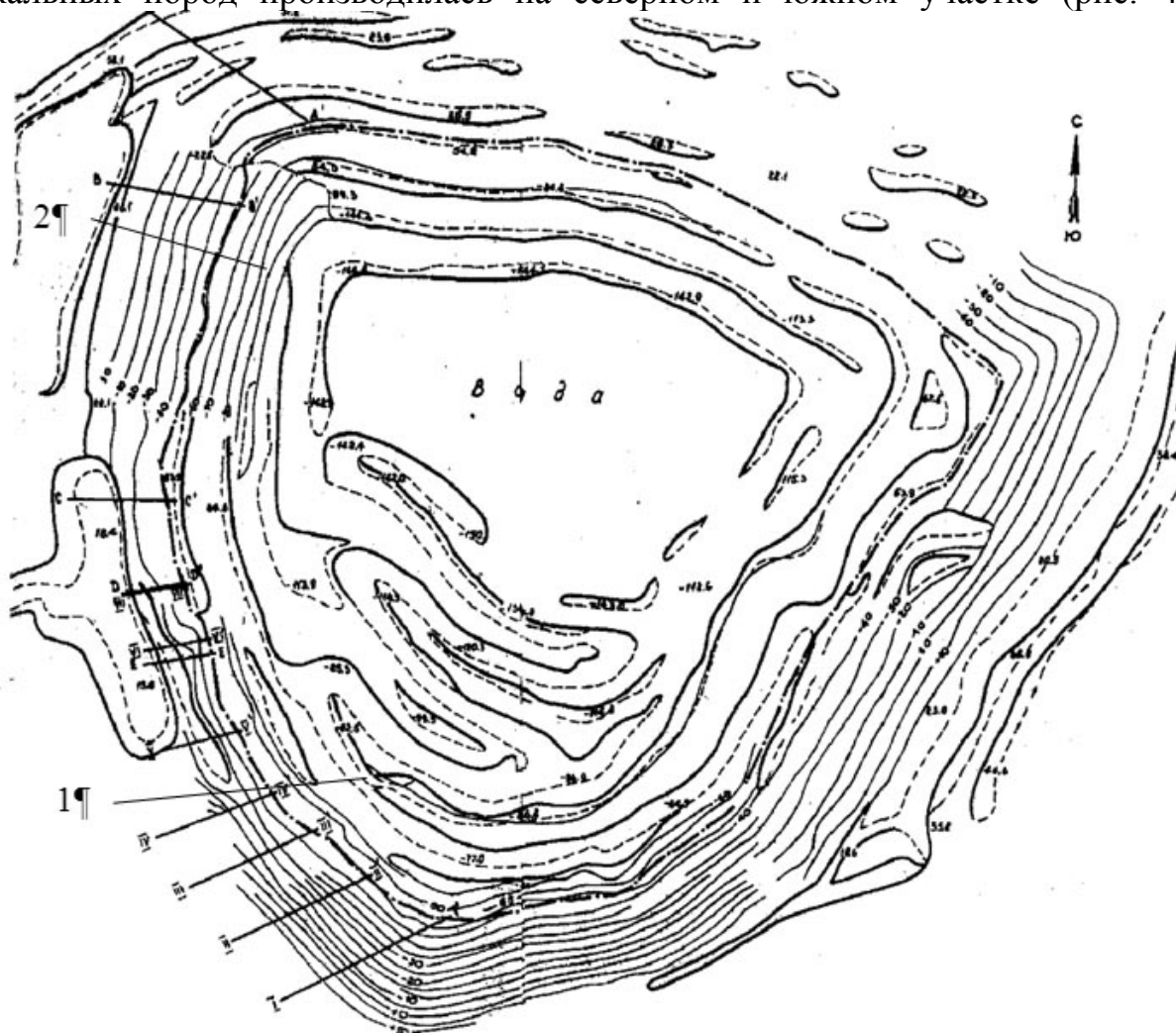


Рис. 4.20. Схема пикетов наблюдения за сдвижением пород в карьере №1 ОАО «АрселорМиттал Кривой Рог»: 1 – южный участок; 2 – северный участок

Для наблюдения за сдвижением поверхности отвала на участках были установлены пикеты. Установлено, что призма сдвижения горной массы высотой 30 м оползает под действием породы, отсыпаемой экскаватором под откос развала. Отрыв призмы сдвижения происходит на суммарном расстоянии L (м) и имеет ступенчатую форму общей глубиной h (м) (рис. 4.21). Экскаватор должен располагаться за призмой возможного сдвижения и иметь рабочие

параметры оборудования позволяющего перемещать горную массу под откос развала [60].

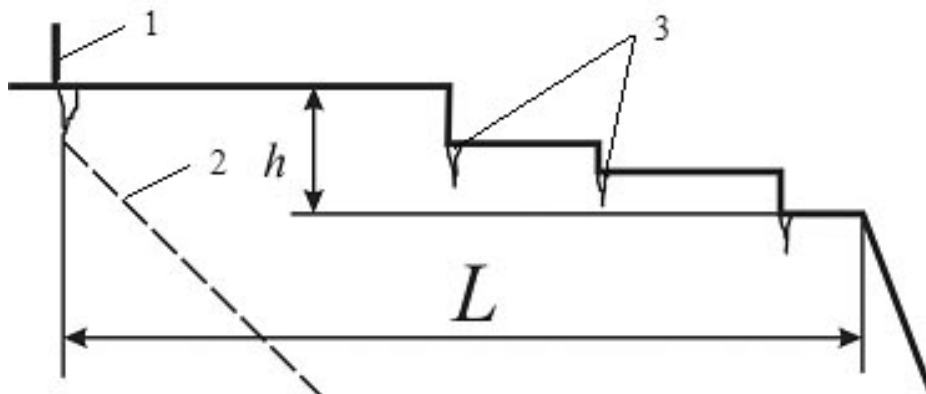


Рис. 4.21. Схема развития сдвижения горной массы при отсыпке породы под откос борта карьера: 1 – пикет; 2 – линия сдвижения горной массы; 3 – трещины отрыва.

Используя программу STATISTICA, были обработаны данные сдвижения горной породы в условиях карьера №1 и получены графики сдвижения горной массы представленных на рис. 4.22.

Глубина деформаций происходящих в результате пригрузки откоса разрыхленными породами, определяется в зависимости от расстояния отрыва до верхней бровки L (м) и объемов размещаемых под откос разрушенной скальной породы V (тыс. м³), а также времени формирования призмы сдвижения t (дней). При анализе отчетных данных были получены графики зависимостей, которые показывают эту взаимосвязь на внутреннем отвале карьера №1. Определяемый параметр находится по оси Z , а величины его определяющие расположены на графиках по осям X и Y . График на рис. 4.22 (а) описывается уравнением (4.26) и показывает зависимость глубины сдвижения h (м) от объемов пригрузки V (тыс. м³) и расстояния от верхней бровки до линии сдвижения L (м). С увеличением объемов пригрузки пропорционально наблюдается и увеличение глубины сдвижения породы. Помимо влияния объемов складированных пород на глубину сдвижения значительное влияние оказывает также время t (сут) проявления деформаций (рис. 4.22, б) на расстоянии L (м), описываемое зависимостью (4.27).

Безопасное размещение оборудования является основной задачей расконсервации временно нерабочих участков. Определение ширины призмы сдвижения L в зависимости от размещаемых объемов и времени формирования сдвигающегося массива рассмотрены на графике рис. 4.22 (в) и аналитически представлено в формуле (4.29). На глубину сдвижения оказывает влияние объем и период в течении которого осуществляется пригрузка массива (рис. 4.22, г) и она может определяться по формуле (4.28)

$$h = -1,7022 + 0,0965V + 0,4525L - 4,95 \cdot 10^{-5} \cdot V^2 - 0,0089 \cdot VL - 0,0132 \cdot L^2; \quad (4.26)$$

$$h = 0,3379 + 0,0079 \cdot t + 0,0479 \cdot L - 6,5233 \cdot 10^{-5} \cdot t^2 - 0,0003 \cdot t \cdot L - 0,0033 \cdot t^2; \quad (4.27)$$

$$h = 1,3292 - 0,0069 \cdot t + 0,0025 \cdot V - 2,7562 \cdot 10^{-5} \cdot t^2 + 0,0005 \cdot t \cdot V - 0,0002 \cdot V^2. \quad (4.28)$$

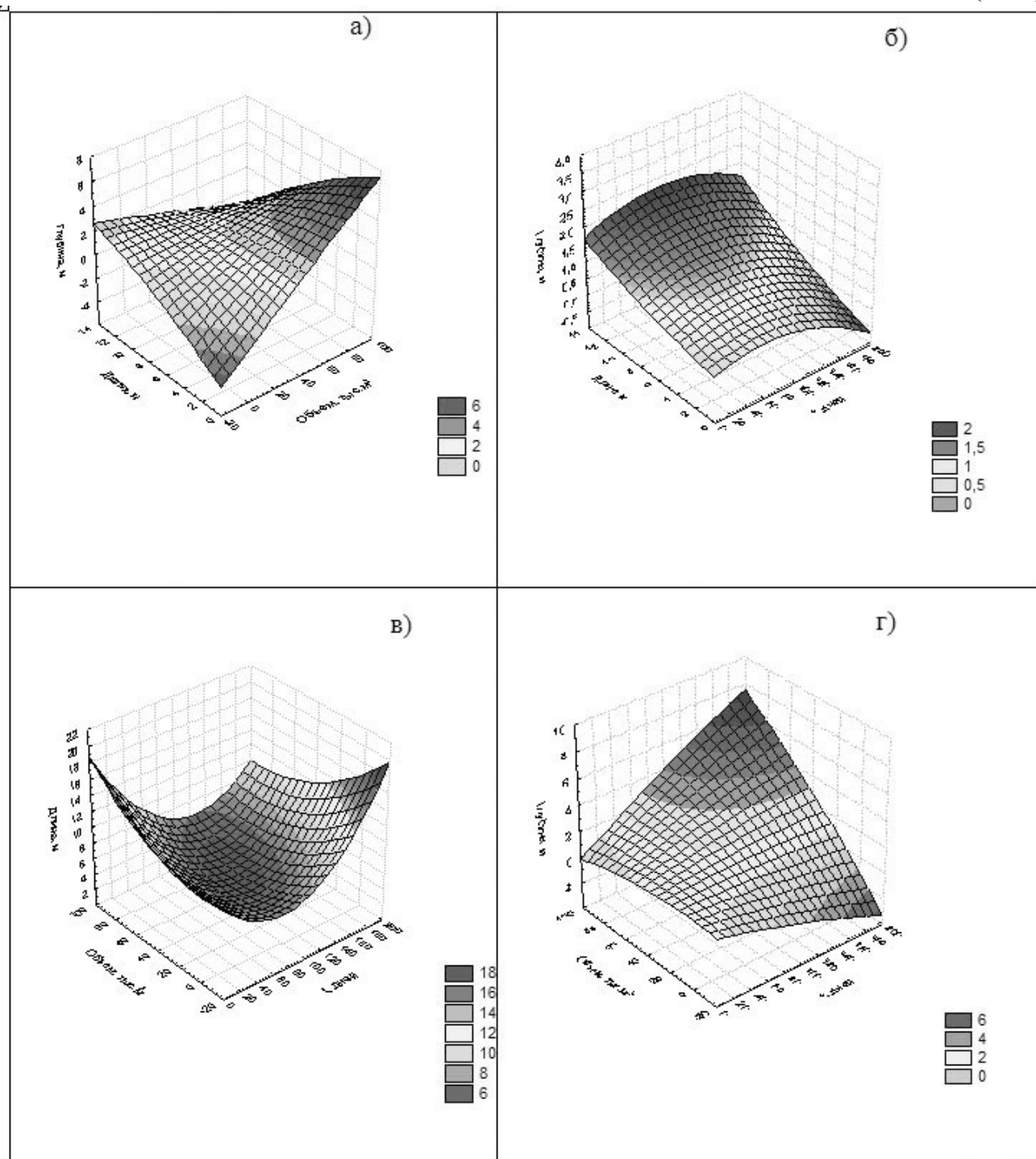


Рис. 4.22. Графики зависимостей для определения параметров призмы сдвига: а) $h=f(V,L)$; б) $h=f(t,L)$; в) $L=f(t,V)$; г) $h=f(t,V)$.

Расстояние от места отрыва породы в отвале до верхней бровки определяется по формуле

$$L = 10,8247 - 0,1266 \cdot t + 0,0039 \cdot V + 0,0008 \cdot t^2 - 0,0007 \cdot t \cdot V + 0,0008 \cdot V^2. \quad (4.29)$$

Известно, что устойчивость скальных разрушенных пород в отвале обуславливается не показателем сцепления, а параметром зацепления отдельных кусков разрушенной породы между собой. Используя наблюдения за внутренними отвалами в карьере №1 можно прогнозировать устойчивость

массива разрушенной породы в развале при каскадном взрывании временно нерабочего участка борта карьера.

Засыпка выработанного пространства карьеров или их участков вскрышными породами является важным мероприятием, способствующему рациональному использованию земельных ресурсов при ведении горных работ, значительному снижению затрат на выемку вскрыши и добычу полезного ископаемого. Размещение пород вскрыши в выработанном пространстве глубоких карьеров позволяет снизить расстояния транспортирования и предохраняет земельные площади от нарушения внешними отвалами. Поэтому при эксплуатации группы месторождений или же карьерных полей вытянутых по простиранию следует выделять карьеры первой очереди, отрабатывать их до предельных контуров и затем вести последующую разработку со складированием пород вскрыши в выработанном пространстве.

Раздел 5. ФОРМИРОВАНИЕ УСТОЙЧИВЫХ ОТКОСОВ БОРТОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

5.1. Общие сведения об устойчивости откосов

В процессе отработки месторождения рабочая зона карьера развивается с выходом некоторых уступов на предельные контуры. Возникает необходимость обеспечения безопасной работы оборудования и людей на нижних горизонтах карьера, особенно на участках, склонных к разрушению. Оценка местной устойчивости обвальных склонов (откосов) уступов следует производить на основе количественной и качественной характеристик трещиноватости породы, с составлением прогноза интенсивности осыпания продуктов выветривания и размеров скальных глыб, с учетом возможного сейсмического воздействия расчетной балльности вследствие производства взрывных работ.

Известно, что устойчивость любой механической системы определяется соотношением напряжений, предельно допустимых для данного материала (так называемого предела прочности) и фактически действующих. Напряжение в горных породах представляют собой отнесенные к единице площади внутренние силы, противостоящие действию внешних поверхностных и объемных сил, распределенных по заданной площади. Напряжения вызывают деформации, т.е. изменение линейных размеров и объема горной породы [49].

Учитывая тесную взаимосвязь напряжений и деформаций, можно рассматривать также предельно допустимые и фактические деформации. Изучение напряженно-деформированного состояния массива горных пород и его прочности (деформируемости), по существу, относится к основным задачам горной механики. Исследования закономерностей напряженно-деформированного состояния проводятся по направлениям, включающим в себя:

- натурные измерения;
- моделирование (физическое, структурное, эквивалентное, оптико-поляризационное, тензосетки, и др.);
- расчетно-теоретические или аналитические методы расчета упругости, пластичности, сыпучей среды, конечных элементов и др.

Карьеры по добыче цветных металлов и железных руд имеют много общего как по диапазону инженерно-геологических условий, так и по технологии разработки. Однако, за редким исключением, параметры рудных тел и запасы железорудных месторождений во много раз превышают соответствующие показатели месторождения цветных металлов, что влечет за собой изменение масштабов взрывной отбойки и повышенные требования к селективной выемке. Высокая ценность руд цветных металлов обуславливает возможность применения дорогостоящих противооползневых мероприятий, в то время как в условиях железорудных карьеров они могут оказаться экономически нецелесообразными. Среди карьеров по добыче цветных металлов значительную долю занимают нагорные, что для железорудных не характерно.

В зависимости от назначения участка откоса борта карьера и времени его

существования различают пять групп откосов: откосы вскрывающих выработок; постоянные борты вблизи охраняемых объектов; постоянные борты, не содержащие транспортных коммуникаций; временно-постоянные борты; откосы рабочих уступов [49].

В горнорудной промышленности распространены карьеры углубочного типа с формированием временно-постоянных бортов, что создает перспективы корректировки устойчивых углов откосов массива по мере получения достоверной информации о состоянии прибортовой выемке горных пород. Углубочные карьеры без постоянных бортов теоретически могут быть только при вертикальном падении рудного тела, что характерно для карьеров по добыче алмазов.

Из технологических процессов на устойчивость откосов скальных и полускальных пород и на величину угла наклона бортов наибольшее влияние оказывают буровзрывные работы. В этой связи принцип укрепления неустойчивых откосов механическими способами основан на перераспределении напряжений в массиве горных пород. Воспринимая давление призмы обрушения, укрепительные конструкции и сооружения передают его устойчивой части массива, находящейся вне зоны сдвига. Необходимым условием применения механических способов укрепления откосов является наличие прочного, устойчивого массива за поверхностью (зоной) скольжения или в основании уступа.

5.2. Виды деформаций и способы укрепления уступов глубоких карьеров

Единых классификаций и номенклатур для встречающихся видов нарушений устойчивости естественных склонов и искусственных откосов, в том числе и в карьерах, до настоящего времени не существует [50]. Поэтому почти в каждой работе, в той или иной степени затрагивающей вопрос устойчивости породных масс, даются все новые и новые классификационные схемы, а в соответствующей терминологии продолжает накапливаться путаница. К рассматриваемым вопросам ближе других стоят геотехнические классификационные схемы, предложенные проф. Л.Н. Бернацким и проф. Н.Н. Масловым. Однако в условиях открытых горных разработок различные категории и виды нарушений, перечисленные в упомянутых классификациях, имеют далеко не одинаковое распространение. Так, например, специфика карьерных работ обуславливает обязательное предварительное осушение месторождений, поэтому вредное влияние подземных вод на устойчивость бортов в действующих карьерах бывает обычно значительно меньше по сравнению с естественными условиями.

Постоянное перемещение рабочих бортов также уменьшает опасность нарушений их целостности от медленно протекающих деформаций. Зато искусственно производимые подсечки напластований и массивов вносят ряд дополнительных условий, снижающих устойчивость.

Принимая классификацию Н.Н. Маслова за исходную и внося в нее изменения, вытекающие из обстановки открытых разработок месторождений полезных ископаемых, перечень основных встречающихся в карьерах нарушений устойчивости можно свести к девяти схемам (рис. 5.1 и табл. 5.1) [50].

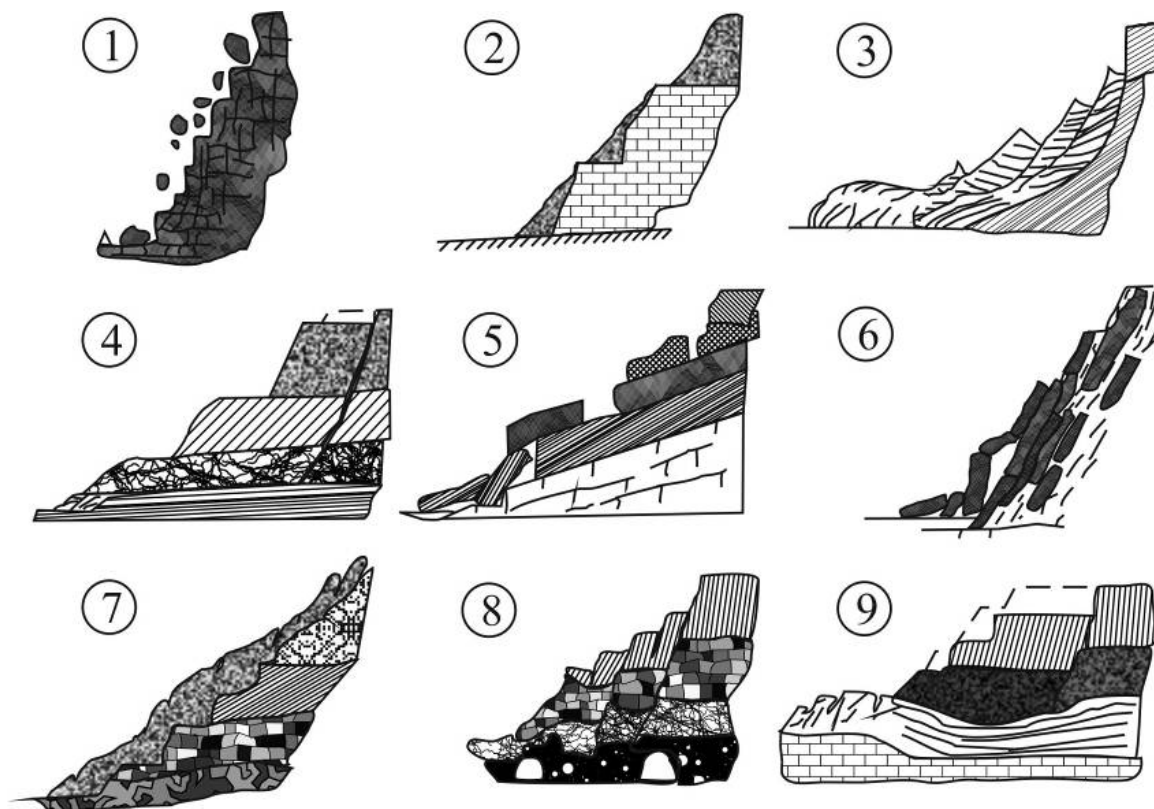


Рис. 5.1. Виды нарушений устойчивости бортов и откосов уступов в карьерах: 1 – обвал; 2 – осыпи; 3 – обрушение со срезом и вращением; 4 – контактный оползень-сдвиг; 5 – плоское скольжение при подработке напластований; 6 – плоское скольжение без подработки напластований; 7 – оползание наносов; 8 – обрушение, вызванное подземными разработками; 9 – скол при просадке

Обвалы и вывалы (рис. 5.1) являются наиболее широко распространенными видами нарушений крутых бортов и откосов уступов в скальных и полускальных породах, обладающих развитой трещиноватостью (блоковой структурой). Обвалы и падение отдельных вываливающихся глыб обычно бывают подготовлены заблаговременно разрывами жестких связей породы в виде постепенно нарастающих трещин и заколов. Сами же обвалы протекают с катастрофической скоростью. Перемещение породы сопровождается ее переворачиванием и качением, иногда с прыжками на предохранительных бермах и на других встречаемых препятствиях.

Обвалам способствуют процессы выветривания, проникание воды в трещины, любые динамические нагрузки и сотрясения. Среди последних самыми большими разрушениями сопровождаются сейсмические явления,

которые вызываются, в отличие от природных организацией проведения массовых взрывов.

Таблица 5.1

| Форма нарушения породы | Характер деформации | Скорости деформации | Характерная обстановка |
|---|--|---|---|
| 1. Обвалы и вывалы | Падение, качение крупных обломков, иногда с прыжками на предохранительных бермах | Катастрофическая, мгновенная | Чрезмерная крутизна борта в скальных породах блоковой структуры. Чрезмерно узкие предохранительные бермы или их отсутствие |
| 2. Осыпи | Скатывание мелких обломков, обычно в пределах отдельных уступов | От весьма невысокой до катастрофической | Уступные откосы круче угла внутреннего трения в выветрелых породах, сланцах, песках и конгломератах |
| 3. Обрушения со срезом и вращением | Смещение массивов по криволинейным поверхностям обрушения | Вплоть до весьма большой | Чрезмерная крутизна борта или отдельных откосов уступов, преимущественно в слабых однородных породах |
| 4. Контактные оползни-сдвиги | Преобладающее горизонтальное смещение массивов, частично или полностью происходящее по резко ослабленным зонам | Весьма невысокая | Преимущественно мягкие породы с резким падением сопротивляемости сдвигу на увлажненных глинистых контактах |
| 5. Плоское скольжение пород при подсечке напластований | Плоский сдвиг подсеченных, лишенных упора по торцу породных массивов | Вплоть до относительно большой | Подсечка сланцеватых и переслаивающихся пород или отчлененных сместителями блоков. Лишение массивов торцевого упора |
| 6. Плоское скольжение пород без подсечки напластований | Плоский сдвиг по напластованиям с короблением и выпиранием слоев | Вплоть до относительно большой | Большая высота борта лежачего бока при недостаточных разгрузочных бермах, при наличии прослоек слабых пород (глин, талька, хлорита и т. д.) |
| 7. Оползание наносов (делювия) | Оползание в карьер покровных пород по поверхности коренных | Относительно невысокая | Залегание наносов (делювия) на крутопадающих в сторону карьера коренных породах |
| 8. Обрушения, вызванные подземными разработками и карстом | Резкое опускание с боковым перемещением | Катастрофическая | Наличие под бортом или вблизи от борта подземных выработанных пространств или карстовых пустот |
| 9. Скол при просадке | Плавное опускание с боковым перемещением | Вплоть до весьма большой | Наличие в толщах основания или в самом борту слабых глинистых пород, разжиженных песков, протаивающего льда |

Осыпи представляют собой скатывание и передвижки по откосу мелких обломков, обычно в пределах отдельных уступов. Широко развиты они в выветрелых скальных породах, сланцах, песках и слабо сцементированных конгломератах, при крутизне откосов более величины первого показателя сопротивляемости породы сдвигу. Известны случаи образования осыпей захватывающих по несколько уступов в прочных и стойких против выветривания, но хрупких породах, которые подверглись мелкому дроблению в результате неправильного ведения взрывных работ. Скорость нарастания деформаций при осыпях обычно весьма невысокая, но в некоторых случаях она может возрастать и до катастрофической.

Развитие деформаций массива горных пород в бортах карьеров, как и возникновение нарушений устойчивости, захватывает какой-то период времени. Любое нарушение устойчивости, даже обрушение массива, имеет «скрытую» стадию подготовки, в процессе которой происходит последовательное разрушение многочисленных структурных связей пород.

Выветривание пород в приоткосных зонах карьеров обуславливает развитие во времени осыпей откосов, сложенных преимущественно твердыми породами. На развитие осыпей оказывают влияние следующие факторы: угол наклона уступа, интенсивность трещиноватости и ориентировка трещин относительно поверхности уступа, способы заоткоски уступов, технология буровзрывных работ, климатические условия района, вещественный состав горных пород.

Имеет место тенденция к увеличению углов откосов нерабочих бортов уступов до 70-75°. Это связано с тем, что незначительное выполаживание углов откосов бортов при увеличивающихся проектных глубинах разработки приводит к существенному приращению объемов вскрыши, исчисляемых в миллионах кубических метров. В сланцевых породах железорудных карьеров имеют место следующие виды деформаций: осыпи, обрушения, обвалы отдельных участков.

Несвоевременная оборка откосов уступов приводит к значительным самообрушениям массива. Осыпи наблюдаются практически на всех горизонтах карьеров. В случае их несвоевременной ликвидации борт карьера может приобрести вид сплошного откоса большой высоты, что создает опасность работы оборудования и людей на нижележащих уступах.

Что касается обрушений, то они происходят по плоскостям напластований, хотя имеют место случаи, когда обрушение связано с трещиноватостью и тектоническими нарушениями массива. В этих случаях необходимо учитывать пространственное расположение трещин, от которого зависят размеры обрушений.

Противообвальные сооружения и мероприятия. Удерживающие сооружения следует предусматривать для предотвращения сдвига, обрушения, обвалов и вывалов грунтов при невозможности или экономической нецелесообразности изменения рельефа склона (откоса) [51].

Удерживающие сооружения применяют следующих видов разрушения:

– поддерживающие стены – для укрепления нависающих скальных карнизов;

– контрфорсы – отдельные опоры, врезанные в устойчивые слои грунта, для подпираания отдельных скальных массивов;

– опояски – массивные сооружения для поддержания неустойчивых откосов;

– облицовочные стены – для предохранения грунтов от выветривания и осыпания;

– пломбы (заделка пустот, образовавшихся в результате вывалов на склонах) – для предохранения скальных грунтов от выветривания и дальнейших разрушений;

– анкерные крепления – в качестве самостоятельного удерживающего сооружения (с опорными плитами, балками и т. д.) в виде крепления отдельных скальных блоков к прочному массиву на скальных склонах (откосах).

Улавливающие сооружения и устройства (стены, сетки, валы, траншеи, полки с бордюрными стенами, надолбы) следует предусматривать для защиты объектов от воздействия осыпей, вывалов, падения отдельных скальных обломков, а также обвалов породы объемом, определяемым расчетом, в том случае если устройство удерживающих сооружений или предупреждение обвалов, вывалов и камнепада путем удаления неустойчивых массивов невозможно или экономически нецелесообразно. Улавливающие стены и сетки располагают у подошвы склонов (откосов) крутизной 25 - 35° для защиты от воздействия осыпей, вывалов, падения отдельных скальных обломков и небольших обвалов. Прочность и устойчивость конструкций улавливающих стен проверяются на статическую нагрузку от обвальных масс, а также на удар обломков скального грунта.

Улавливающие траншеи и улавливающие полки с бордюрной стеной следует размещать у подошвы обвалоопасных склонов (откосов) высотой до 60 м и крутизной более 35° для защиты от вывалов отдельных обломков грунта объемом до 1 м³; улавливающие валы – у подошвы обнаженных обвалоопасных склонов большой протяженности.

Механические способы укрепления бортового массива.

Принцип укрепления неустойчивых откосов механическими способами основан на перераспределении напряжений в массиве горных пород. Воспринимая давление призмы обрушения, укрепительные конструкции и сооружения передают его устойчивой части массива, находящейся вне зоны сдвига. Необходимым условием применения механических способов укрепления откосов является наличие прочного, устойчивого массива за поверхностью (зоной) скольжения или в основании откоса [49].

Железобетонные сваи служат надежным средством укрепления участков уступов, сложенных скальными породами, осложненными трещинами, тектоническими нарушениями, слабыми включениями и напластованиями, падающими в выработанное пространство под углом 20-50°. Среди достоинств свайной крепи – высокая несущая способность, простота возведения и полная

механизация работ, а также возможность укрепления участков значительной протяженности и большой мощности с глубоким залеганием поверхности скольжения; диаметр свай составляет – 200-1000 мм.

В массиве горных пород сваи работают в режиме деформаций среза или изгиба. Железобетонные сваи могут быть набивными с жесткой или гибкой арматурой или заводского изготовления квадратного, прямоугольного, трубчатого или сплошного круглого сечения. При работе сваи на срез стремятся увеличить площадь ее поперечного сечения. В ряде случаев целесообразно применять железобетонные шпоны, устанавливаемые в скважины как без их расширения, так и с увеличением диаметра при помощи расширителей скважин или путем взрывания камуфлетных зарядов. Сваи, работающие на изгиб, должны иметь значительную жесткость. Сопrotивляемость изгибу повышается при закреплении верхних концов свай анкерами.

В зависимости от геологического строения массива, физико-механических свойств пород, характера деформирования откоса, диаметра свай они могут быть расположены в один или несколько рядов (рис. 5.2). При установке свай в один ряд на небольшом расстоянии друг от друга образуется стенка, аналогичная шпунтовой; при установке в несколько рядов образуется аналог подпорной стенки. Усиление работы свай достигают путем соединения их вершин железобетонным ростверком или металлическими полосами, швеллерами, ральсами и т.п. Применение свай ограничивается на участках, ослабленных крутопадающими поверхностями скольжения и содержащих трещины большой протяженности, а также при наличии нарушенных пород в призме возможного обрушения и значительной мощности зоны ослабления.

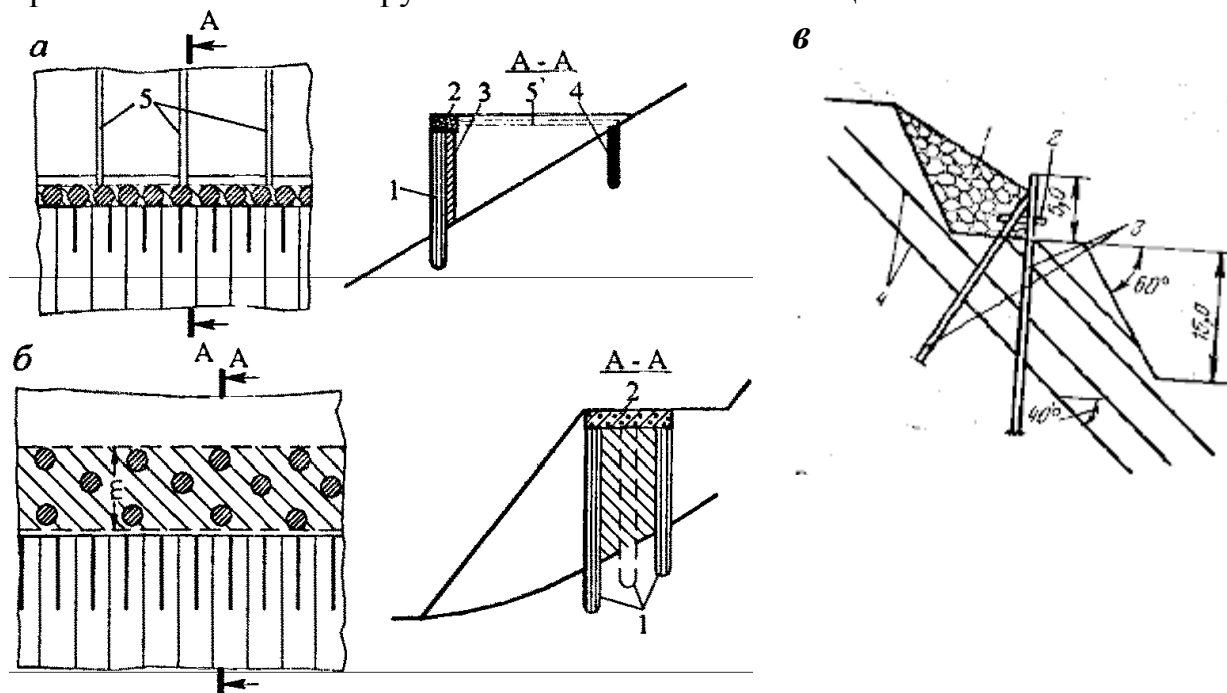


Рис. 5.2. Схемы установки свай: *а* – в один ряд; *б* – в несколько рядов: 1 – свая; 2 – железобетонный ростверк; 3 – затяжка; 4 – анкер; 5 – анкерная тяга; *в* – схема укрепления уступа: 1 – разрыхленная порода; 2 – бревенчатый щит; 3 – сваи; 4 – трещины ослабления

Расчет параметров укрепления уступов сваями и шпонами предусматривает: выбор их конструкции и определение несущей способности, расстояния между сваями, числа рядов и глубины заделки замка, которая должна быть ниже наиболее опасной поверхности ослабления.

Штанги и гибкие тросовые тяжи применяют для укрепления откосов маловыветрелых скальных и полускальных пород крупноблочной, слоистой или сланцеватой структуры с падением трещин в сторону выемки под углом 25-55°. Различают штанги, работающие в режиме растяжения и среза. Длина штанг ограничивается технологическими возможностями их установки и составляет 5-6 м. Штанги, работающие на срез, имеют увеличенный диаметр. Их изготавливают из материалов с повышенным сопротивлением срезу и устанавливают нормально к поверхности скольжения.

Штанги и тросовые тяжи, рассчитанные на деформации растяжения, устанавливают либо с предварительным натяжением, либо натяжение возникает по мере деформирования массива (самонатяжение). Эффективная работа штанг с самонатяжением достигается при их установке под минимально возможным углом к поверхности скольжения (рис. 5.3).

Основным отличием штанг является конструкция замковой части - клиновья, конусная, взрывная. Самонатягивающиеся штанги замков как таковых не имеют. При установке гибких тяжей трос в замковой части расплетается и за счет большой поверхности соприкосновения прядей с бетоном образуется прочный замок. Максимальная длина гибкого тяжа достигает 30 м.

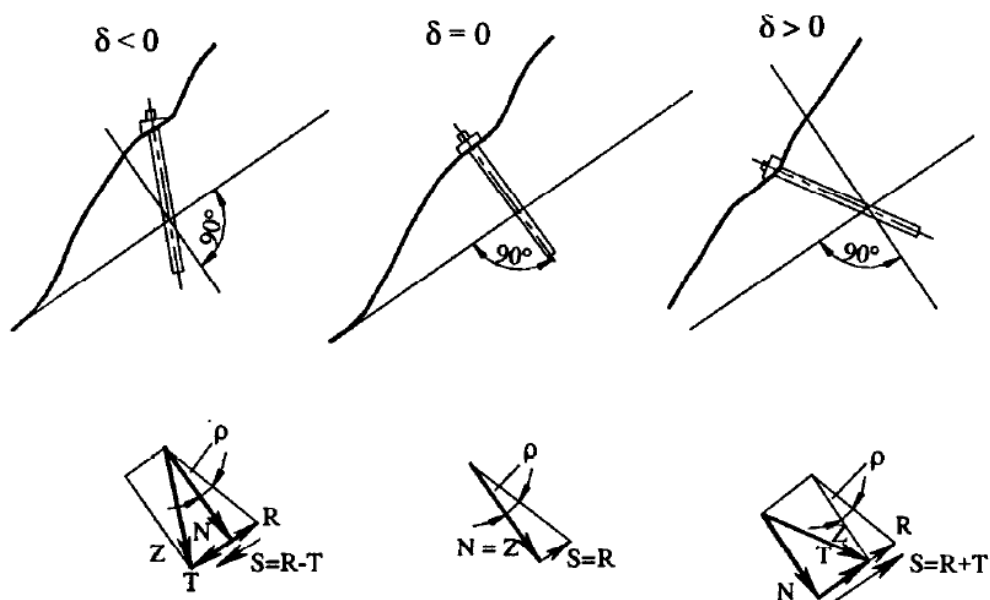


Рис. 5.3. Схема для выбора рационального расположения штанг на откосе уступа

В зависимости от размеров укрепляемых блоков горной породы на поверхности откоса применяют в качестве затяжек железобетонные плиты, металлическую сетку, торкрет-бетон по металлической сетке и т.п.

Анкерная (штанговая) крепь представляет собой систему закрепления в шпурах металлических, железобетонных, деревянных или полимерных анкеров (с нем. – «якорь»), распложенных в кровле и боках выработки и предназначенных, в сочетании с поддерживающими элементами, для упрочнения массива пород и повышения устойчивости обнажений благодаря скреплению слоев и структурных блоков (рис. 5.4). На рис. 5.5 представлены конструкции наиболее распространенных современных анкеров. Анкеры системы BBRV имеют пневматический тампон, который позволяет перекрыть скважину и зацементировать зону заделки, оставив незацементированной свободную длину анкера.

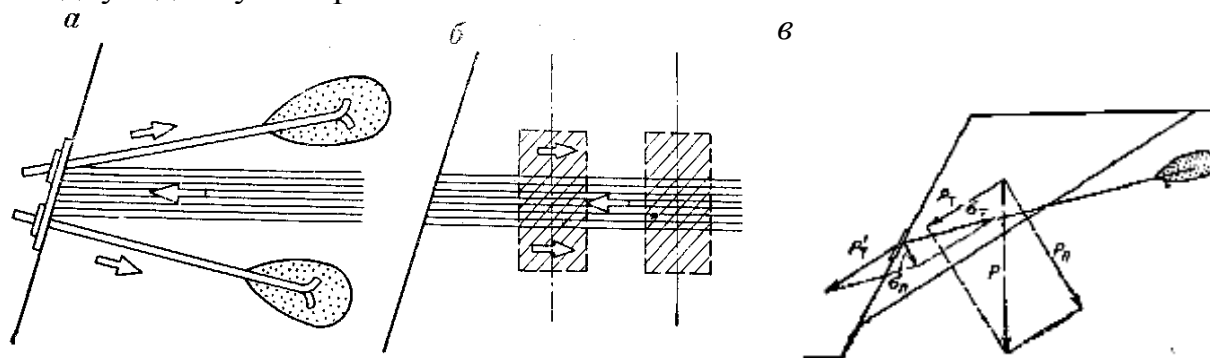


Рис. 5.4. Схема предотвращения выдавливания глинистого слоя из откоса с помощью анкеров (а) и шпон (б); работа анкеров (в) или гибких тросовых тяжей.

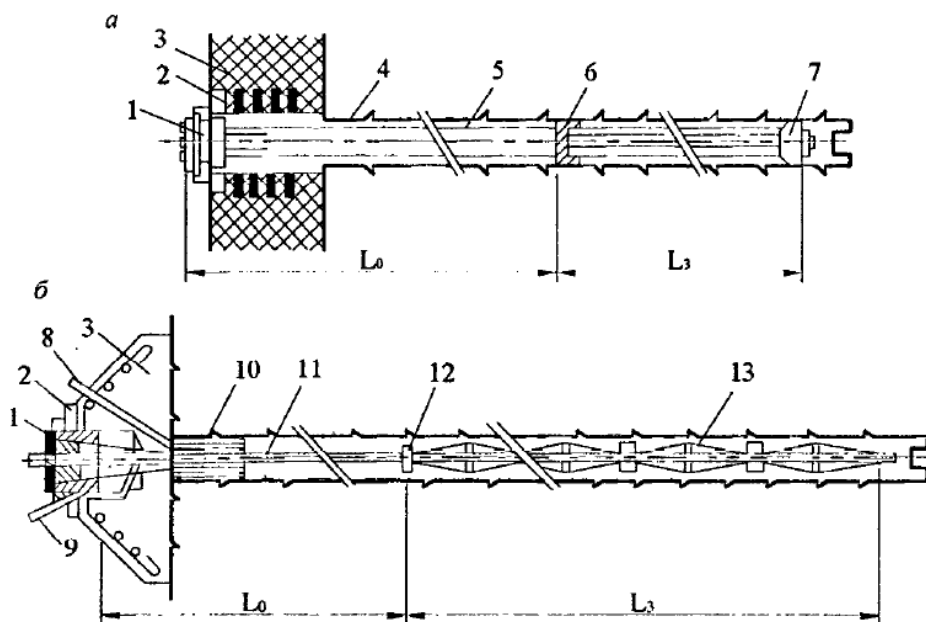


Рис. 5.5. Конструкции наиболее распространенных в инженерной практике анкеров (по Э.Г. Газиеву): а– системы BBRV; б – системы VSL; 1 – подвижный оголовок анкера; 2 – опорная плита; 3 – бетонный упор; 4 – скважина; 5 – стальные стержни; 6 – пневматический тампон; 7 – неподвижный оголовок анкера; 8 и 9 – трубки соответственно для первичной и вторичной цементации анкера; 10 – уплотнение; 11 – пластиковая оболочка анкера; 12 – конец пластиковой оболочки; 13 – волнистый «хвост» анкера (зона заделки); L_0' – свободная длина анкера; L_0 – зона заделки

У анкера системы VSL тампон отсутствует, а цементация осуществляется по всей длине скважины. Для обеспечения деформируемости свободной длины анкера при натяжении ее защищают пластиковой оболочкой. В зоне заделки оболочка отсутствует и телу анкера придается волнистое очертание, повышающее прочность крепления.

В зависимости от диаметра анкера диаметр скважины изменяется в пределах 60-300 мм. Анкер заводится в скважину и после установки в проектное положение зона заделки цементируется. При этом прочность на раздавливание достигает 30-40 МПа.

После образования участка монолитной заделки анкера приступают к бетонированию плиты или балки под его подвижный оголовок. Натяжение анкеров осуществляется ступенями с помощью гидравлических домкратов, после чего подвижный оголовок анкера окончательно фиксируется на плите с помощью зажимов, клиньев или гаек. Свободная длина анкеров цементируется после того, как усилия на них, а следовательно, и осадка скального массива стабилизируются.

При использовании анкер-тросовой крепи, широко применяющейся на зарубежных предприятиях, на устьях скважин устанавливают железобетонные плиты, регулировку которых производят канатами с применением гидродомкратов. Затем скважины бетонируют.

Подпорная стенка относится к сплошным противооползневым сооружениям и представляет собой массивную железобетонную конструкцию, которая принимает действующие по поверхности нагрузки и удерживает откос уступа в устойчивом состоянии (рис. 5.6). Сооружение ее оказывает лобовое сопротивление давлению оползневых масс по фронту их распространения и на высоту оползневого массива.

Расчет подпорных стенок производят на прочность с учетом сопротивления сдвигу по подошве и опрокидыванию. Параметры стенки определяют при условии, что коэффициент запаса на сдвиг равен 1,3; коэффициент запаса на опрокидывание – 1,5; напряжения по подошве стены распределяются равномерно и не превышают допустимых значений.

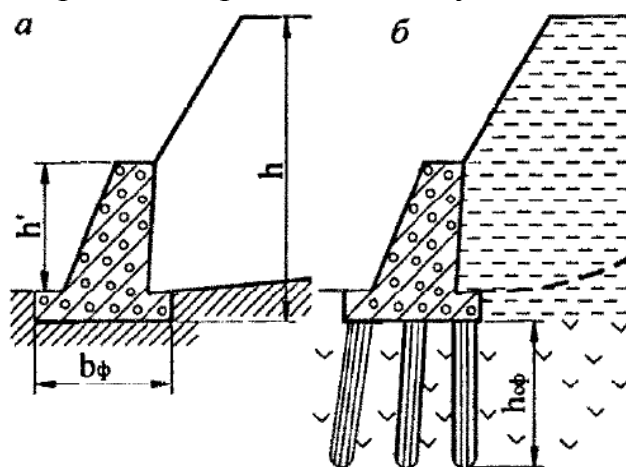


Рис. 5.6. Схема подпорной стенки на прочном основании (а) и на свайном фундаменте (б): h , h' – высота уступа и стенки соответственно; b_{ϕ} – ширина фундамента; h_{ϕ} – глубина забивки свай фундамента

Массивным подпорным стенкам присущи следующие недостатки: значительные затраты материалов и рабочей силы; высокая по сравнению с другими способами себестоимость укрепления; относительно небольшая несущая способность, пропорциональная ширине и массе стен; большая масса, создающая дополнительную нагрузку на нижележащие уступы. Поэтому подобные сооружения редко используются в практике открытых горных работ. С экономической точки зрения наиболее целесообразно их применение на участках протяженностью не более 50 м.

Защитная стенка (рис. 5.7) служит для укрепления откосов и защиты их поверхности от вывалов, обрушений и осыпей. Устойчивость защитных стенок обеспечивается заделкой фундамента в основание укрепляемого уступа и анкерровкой верха стенки.

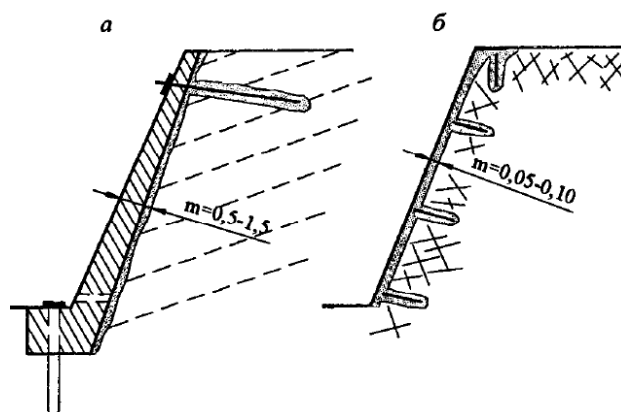


Рис. 5.7. Схема железобетонной стенки: а – защитная на фундаменте; б – предохранительная

Промежуточные анкеры устанавливают для сокращения пролетов по склону уступа при опасности возникновения больших по величине изгибающих моментов. Тонкие подвесные стенки толщиной 0,05-0,1 м сооружают для предотвращения образования осыпей. Металлическую сетку навешивают на штанги и покрывают поверхность откоса набрызгбетоном. Вариантом подвесной стенки является затяжка поверхности откоса железобетонными плитами.

Контрфорс (пригрузочные призмы) – это насыпное сооружение из пород скальной вскрыши, применяемое для укрепления откосов уступов нерабочих бортов, капитальных траншей, а также отвалов рыхлых пород (рис. 5.8). Возведение контрфорса технологично, мобильно и эффективно. Пригрузка откоса служит подпорной стенкой и дренажной призмой, предотвращает набухание и оплывание глинистых пород, защищает поверхность откоса от эрозионного разрушения, а поверхность фильтрующего откоса – от промерзания, образования наледей, обеспечивает нормальную работу дренажных устройств. К недостаткам сооружений следует отнести большую собственную массу и занимаемые площади, требующие значительной ширины берм, если отсыпка производится на заоткошенные уступы.

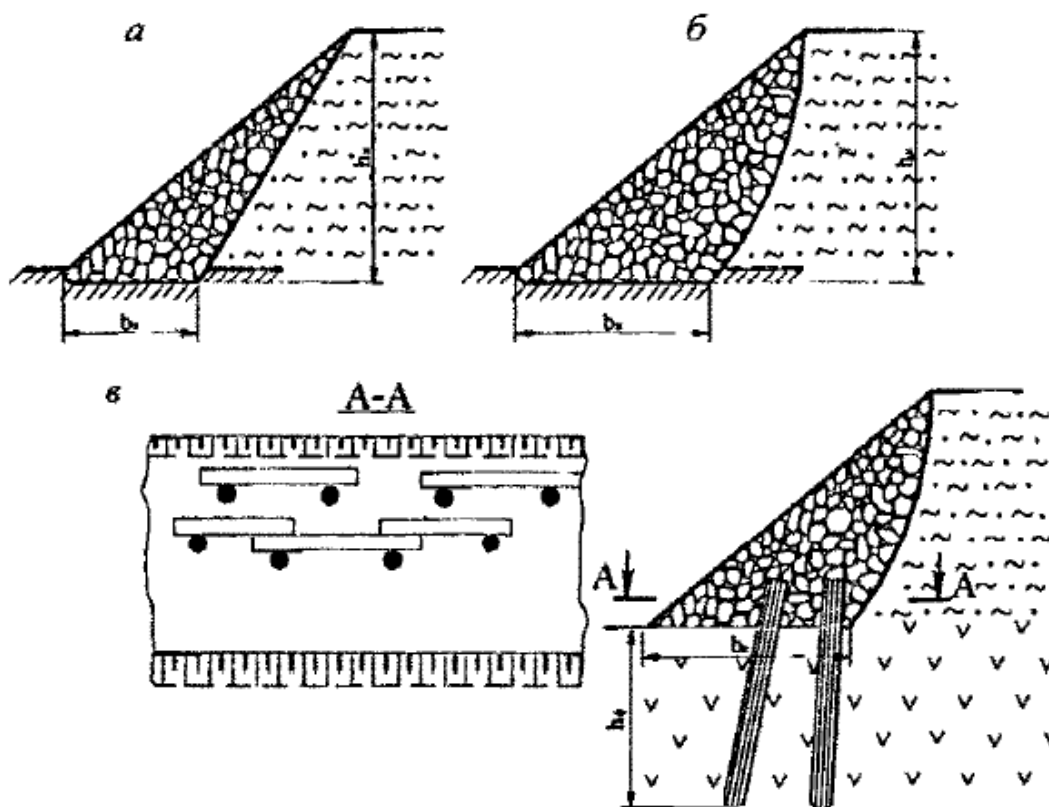


Рис. 5.8. Схемы возведения контрфорсов из скальных пород: а и б – отсыпаемые на прочное скальное основание; в – отсыпаемые на свайный фундамент; h_k , b_k – высота и ширина основания контрфорса; h_ϕ – глубина забивки свай фундамента

Для сохранения установленной ширины берм производится частичная выемка рыхлых пород и замена их скальными. Отсыпают контрфорсы на подготавливаемое основание. Если в основании оползня залегают скальные или полускальные породы, их рыхлят на глубину 1-1,5 м при помощи буровзрывных работ. В случае слабых пород производят экскаваторную выемку на такую же глубину. Такое мероприятие препятствует совпадению основания контрфорса с поверхностью скольжения.

Для предотвращения сдвига в основании контрфорса производят отсыпку твердых пород на свайный фундамент, состоящий из ряда вертикальных свай, не полностью забитых в основание уступа. Выступающие на 2-2,5 м концы свай связывают поперечными железобетонными ригелями. Общее сопротивление контрфорса сдвигу должно равняться оползневому давлению. Для предотвращения поверхностных деформаций откосов, связанных с действием агентов выветривания, контрфорс сооружают с минимально допустимой шириной основания и крутизной откоса скальных пород (32-40°).

Контрбанкететы применяются для укрепления оплывающих песчаных откосов (рис. 5.9). Параметры их зависят от коэффициента фильтрации водоносного горизонта, удельного расхода воды и заложения откоса в пределах промежутка высачивания; высота пригрузки h_n должна быть больше (на 0,5-1,0 м) высоты промежутка высачивания $h_в$.

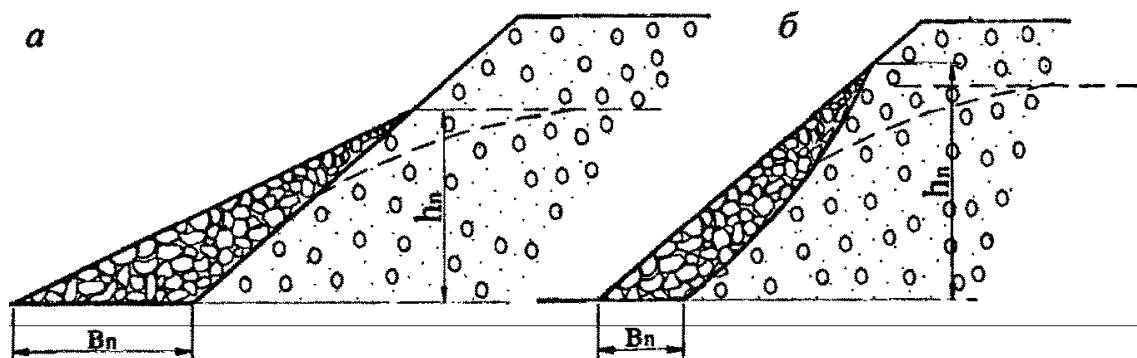


Рис. 5.9. Схемы пригрузки откосов дренирующим материалом: *a* – без выемки части пород откоса; *б* – с частичной выемкой пород откоса; h_n , B_n – высота и ширина основания пригрузочной призмы

Создание такого сооружения предохраняет поверхность откоса от размыва сточными водами, препятствует развитию суффозии и фильтрационных деформаций откосов. Прочность контрбанкета (дренажной призмы) повышают путем укладки фильтрующего материала слоями с последующей укаткой, что увеличивает угол зацепления кусков породы и уменьшает слоистость в сторону выемки. Материалом сооружения служат неклассифицированные кусковатые скальные породы (80 %) крупностью 10-50 см и добавка более мелкой фракции (20 %) из разнозернистых песков или отходов обогатительных фабрик.

При сооружении **пригрузочной призмы** на нерабочих бортах материал пригрузки должен укладываться в период отсутствия атмосферных осадков на свежееобнаженные поверхности откоса и основания под призму вслед за выполнением заоткоски или на откосы, очищенные от разуплотненных пород вследствие длительного (более 2–3 недель) их стояния при относительно больших углах наклона откосов уступов в малопрочной породе [52]. Схемы формирования пригрузочных призм приведены на рис. 5.10.

При повышенной влажности пород в период выпадения атмосферных осадков максимальный срок стояния откоса непригруженным после заоткоски сокращается до 3-7 дней. При сильно обводненных породах и на рабочих уступах для предотвращения фильтрационных деформаций пригрузочная призма формируется незамедлительно – по мере подвигания забоя.

Не допускается отсыпка всей призмы с верхней площадки уступа ввиду того, что скатывающимися и сползающими кусками пород разрушается и сдвигается поверхностный слой слабых пород откоса. Смешивание крепкого материала пригрузки с рыхлой, иногда водонасыщенной до текучего состояния массой пород, снижает фильтрующую способность пригрузки, разобщает куски пород, что уменьшает сопротивляемость их сдвигу и устойчивость пригрузочной призмы. Пригрузочная призма должна возводиться снизу вверх, соблюдая порядок укладки отдельных кусков скальных пород, обеспечивающий наилучшее их зацепление и исключая формирование слоистости в теле призмы, параллельной плоскости откоса. Допускается отсыпка пород с верхней площадки уступа только после возведения нижней,

составляющей не менее одной трети всей высоты пригрузочной призмы. Отсыпка выполняется заходками путем наращивания торца призмы, при этом слоистость материала пригрузки располагается вкрест простираения укрепляемого откоса.

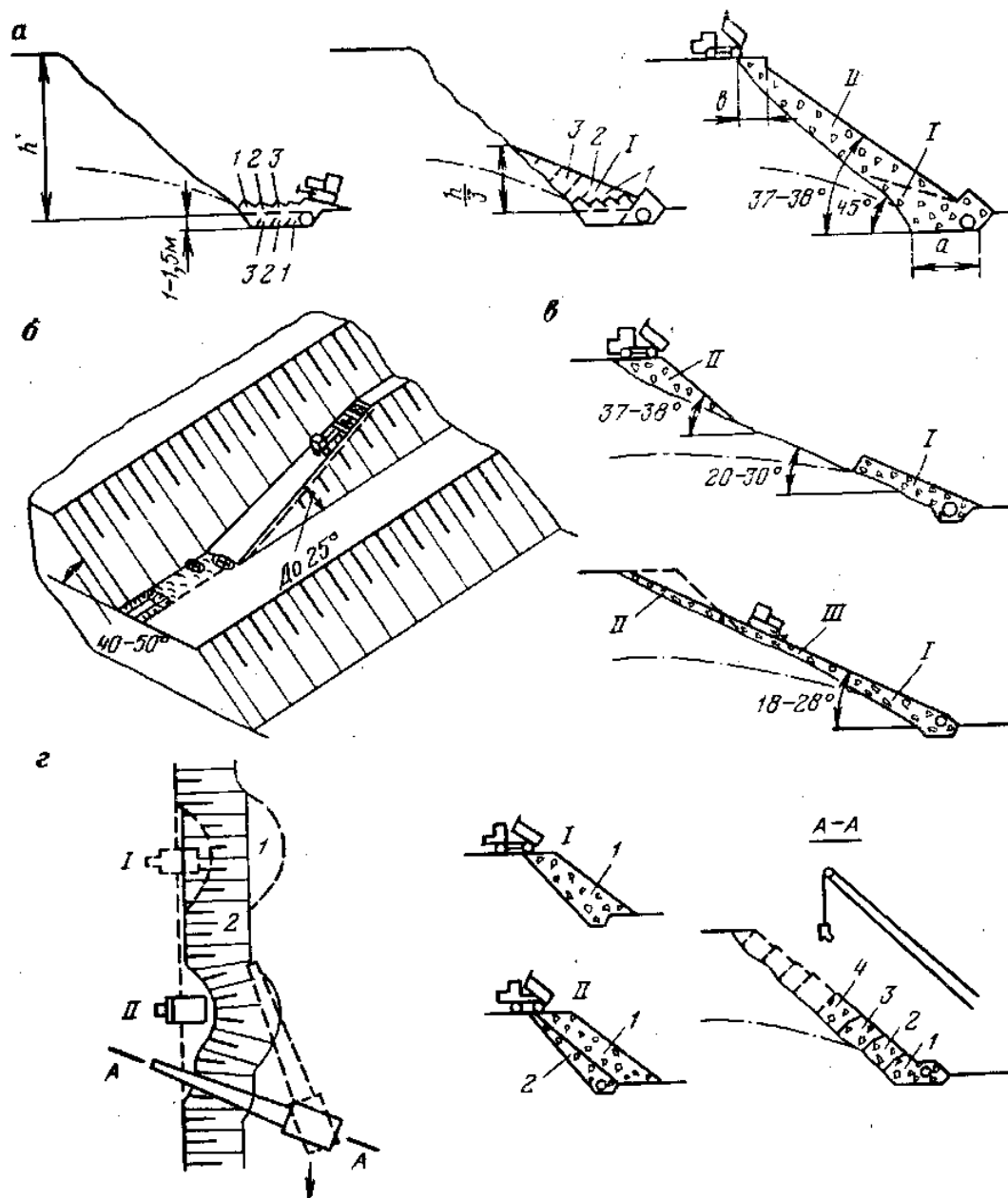
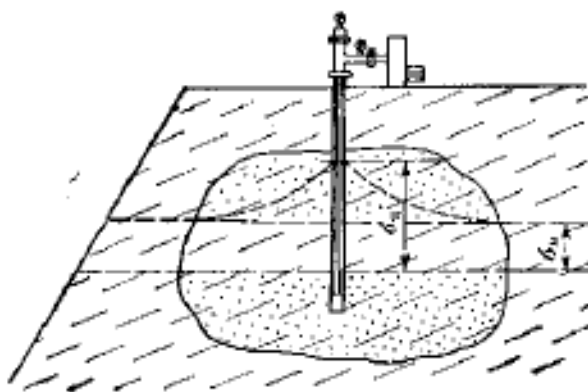


Рис. 5.10. Схемы устройства пригрузочных призм из скальных пород: I, II – очереди отсыпки; 1, 2, 3, 4 – позиции последовательности формирования призм

Существуют также **физико-химические** виды упрочнения пород бортового массива. К ним относятся цементация, силикатизация, электросиликатизация, смолизация, электрохимическое укрепление, покрытия из химических материалов, термическая обработка, уплотнение пород энергией взрыва.

Цементация. Способ заключается в заполнении пустот, трещин и крупных пор горных пород цементным, цементно-песчаным или цементно-глинистым растворами, которые схватываются с породами и твердеют, способствуя повышению водопроницаемости и устойчивости откосов (рис. 5.11). Изобрел способ в 1802 г. инженер Бериньи, успешно применивший цементные растворы для укрепления горных пород. Наилучший эффект цементация достигается в трещиноватых породах - песчаниках, глинистых и песчаных сланцах, известняках, гранитах, гранито-гнейсах, габбро, аргиллитах, алевролитах при отсутствии в трещинах глинистого заполнения и величине коэффициента фильтрации пород 80-500 м/сут.

Рис. 5.11. Схема упрочнения массива пород цементацией



Для цементации используют различные типы цемента. При этом выбирают состав раствора и водоцементное отношение (В/Ц) в интервале от 1 до 0,4. Инъекционные растворы должны обладать следующими характеристиками: подвижность раствора по конусу АзНИИ – 10-14 см; водоотделение в течение 2 ч – 0-2 %; прочность при сжатии после твердения в течение 28 сут – 1-2 МПа; исходная плотность 1,60-1,85 г/см³. Цементацию не применяют при наличии мелкопористых песчано-глинистых пород, в которые плохо проникает цементный раствор, а также подземных вод, сильно агрессивных по отношению к цементу. Предел применения способа определяется шириной трещин в горных породах – не менее 0,15 мм, что связано с крупностью помола цемента.

Силикатизация. Способ предусматривает нагнетание силикатных растворов в горные породы, в результате чего они приобретают повышенную механическую прочность, водопроницаемость и водостойчивость. Силикатизацию применяют с целью повышения несущей способности оснований горнотехнических сооружений, а также при устройстве противодиффузионных завес.

Смолизация. Способ основан на использовании в качестве укрепляющего средства синтетических смол, связывающих минеральные частицы и придающих породе прочность, устойчивость и водонепроницаемость. Для этой

цели применяют эпоксидные, полиэфирные, фенолформальдегидные, карбамидные и меламино-мочевино-формальдегидные смолы.

Уплотнение пород взрывом.

Способ можно применять для укрепления откосов, сложенных глинами, суглинками, лёссами (рис. 5.12). При взрывании скважинных зарядов образуется котел, а породы в зоне, прилегающей к стенкам скважины, уплотняются, что способствует повышению их механической прочности и устойчивости. После взрыва в скважинах размещают металлическую арматуру и заполняют их бетоном, образуя шпоны.

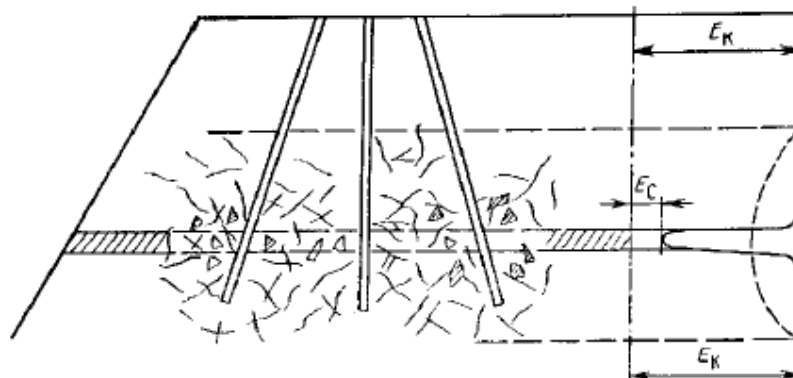


Рис. 5.12. Схема ликвидации слабого контакта взрывным способом (E_k и E_c – модули деформации крепких и слабых пород)

В результате взрыва породы в контактной зоне перемешиваются, между ними возникают силы зацепления и повышаются силы трения. Это приводит к стабилизации оползневого процесса. Взрывные работы ухудшают прочностные характеристики пород в зоне, непосредственно примыкающей к заряду, а в зонах дробления и трещинообразования – модуль деформации принимает среднее значение контактирующих пород.

5.3. Заоткоска уступов при постановке в проектное положение

Организация горных работ должна обеспечивать достижение проектной величины коэффициента запаса устойчивости карьерных откосов – основного критерия безопасности открытых разработок. Предварительно намечают очередность отработки месторождения, места заложения капитальных траншей и направление развития горных работ, рассчитывают устойчивость бортов.

Устанавливаются структурно-механические особенности массива горных пород - нарушение залегания пластов, слоистость, различие физико-механических свойств пород, которые могут оказать влияние на устойчивость откосов в ходе ведения горных работ. Расчеты устойчивости рабочего борта выполняют как в процессе проектирования, так и при разработке карьера.

При использовании предварительного щелеобразования с равномерным распределением скважин по контуру заоткоски возможно взрывание через скважину, когда между ними остаются незаряженные скважины. При этом заряд необходимо рассредоточивать воздушными промежутками. Скважины

могут быть любого диаметра, в соответствии с которым устанавливаются сетка бурения и величина заряда. При последующем оконтуривании уступов взрыванием наклонных скважин возможно применение вспомогательных скважин уменьшенной глубины между контурным и последним рядом отбойных скважин. Взрывание наклонных скважин может выполняться при использовании как рассредоточенных, так и сплошных зарядов.

Во всех случаях отработку приконтурной зоны следует вести заходками небольшой ширины с параметрами буровзрывных работ, полученными расчетным и экспериментальным путями. При реализации контурного взрывания применяют наклонные скважины уменьшенного диаметра [53] и вертикальные переменной глубины в сочетании с различными схемами короткозамедленного взрывания.

Как правило, контурное взрывание выполняется в двух вариантах:

- с предварительным оконтуриванием или предварительным щелеобразованием;
- с последующим оконтуриванием или метод сближенных зарядов уменьшенного диаметра.

При отработке приконтурных зон методом предварительного щелеобразования, нашедшего на открытых горных работах широкое применение, уже на расстоянии 3-5 м снижается нарушенность законтурного массива. Следует отметить, что экранирующая щель, образованная по проектному контуру предварительным взрыванием наклонных скважин позволяет снизить ширину зоны остаточных деформаций от действия массовых взрывов в горных породах почти в 2 раза по сравнению с применением вертикальных скважин небольшой глубины.

При методе контурного взрывания, когда качество дробления отбиваемого массива не является основным, уменьшение коэффициента сближения скважин весьма целесообразно. Радиальные трещины в этом случае являются концентраторами напряжений. Зародившиеся в области очень высоких растягивающих напряжений, они могут распространяться в массив, где эти напряжения для образования новых трещин недостаточны. Следовательно, формы и размеры области зарождения радиальных трещин в значительной степени определяют характер разрушения массива при взрыве.

Взрывные способы заоткоски бортов карьеров сводятся, в основном, к бурению наклонных скважин, в которых располагают патронированные заряды ВВ в виде гирлянд. Последние практически невозможно разместить по оси наклонной скважине без специальных приспособлений. Поэтому гирлянды под действием собственной массы размещаются на лежащем боку наклонных скважин. Это приводит к нерациональному распределению напряжений в массиве горных пород по линии оконтуривающих скважин, что снижает качество заоткоски.

При подходе к зоне предельного контура карьера на расстоянии 40-50 м смежные блоки следует взрывать схемами многорядного короткозамедленного взрывания с относительным коэффициентом сближения зарядов $m > 8$. Взрывание рекомендуется производить крутыми диагональными рядами с

выполаживанием монтажной сети по последним двум рядам скважин. Число рядов скважин требуется снижать до двух-трех; массу зарядов ВВ, приходящуюся на ступень замедления – до 0,5-1,0 тонны; отбойку производить на подобранный забой. Отрезную щель разбуривать при подходе к предельному контуру на расстоянии не менее 40-50 м и взрывать мгновенно. Массу зарядов последнего ряда скважин рекомендуется снижать до 70-809 т.

На поверхности массива при взрыве наблюдается три зоны деформаций: зона закола, трещинообразования и остаточных деформаций [54]. Первые две зоны –заколов и трещинообразования распространяются вглубь массива на расстояние 20-30 м, а ширина зоны остаточных деформаций достигает 40-60 м.

В зонах заколов и трещинообразования происходит нарушение связи между структурными блоками, в результате чего прочность и устойчивость массива снижается. При этом сцепление породы в зоне заколов по сравнению с ненарушенным массивом снижается примерно в 30-40 раз, а в зоне трещинообразования – в 1,5-2 раза.

Зона заколов в приконтурном массиве оказывает решающее влияние на устойчивость уступов, так как нарушенные взрывом уступы обрушаются даже при малых углах их откосов. Поэтому задача сохранения устойчивого состояния массива пород должна сводиться к сокращению величины зоны заколов при взрывных работах. При этом ее ширина в значительной мере зависит от типа напластования пород. Образование большей зоны заколов при горизонтальном и вертикальном напластовании обычно является следствием неправильно выбранных схем взрывания и интервалов замедлений, а также завышения сопротивления по подошве.

Путем тщательного подбора технологии отработки приконтурных зон и заоткоски уступов, в сочетании с сокращением числа взрываемых рядов, применением для отработки приконтурных зон наклонных скважин уменьшенного диаметра и вертикальных скважин переменной глубины, схемы КЗВ и регулированием времени замедления при короткозамедленном взрывании и направлением детонации рядов взрываемых скважин можно добиться резкого уменьшения ширины зоны заколов.

Схемы заоткоски уступов наклонными скважинами, получившие применение на карьерах цветной металлургии и строительных материалов, показаны на рис. 5.13 (а, б, в, г, д). При заоткоске уступов наклонными скважинами и отработке приконтурных зон по схемам рис.5.13 а, б применяются наклонные скважины диаметром 100-110 мм. Уменьшение действия сейсмозрывных волн в тыльную часть массива обеспечивается контурным рядом скважин с рассредоточенными зарядами.

Отработка приконтурных участков по схемам рис. 5.13 в, г, д производится вертикальными и наклонными скважинами диаметром 150-250 мм, а заоткоска и оформление откоса проектного контура осуществляется скважинами диаметром 105 мм. Заряды скважин заоткоски уменьшаются по отношению к зарядам скважин рыхления. Конструкция зарядов скважин заоткоски рассредоточенная. Для преодоления большого значения ЛНС по схеме рис. 5.13, д бурят неглубокие горизонтальные скважины.

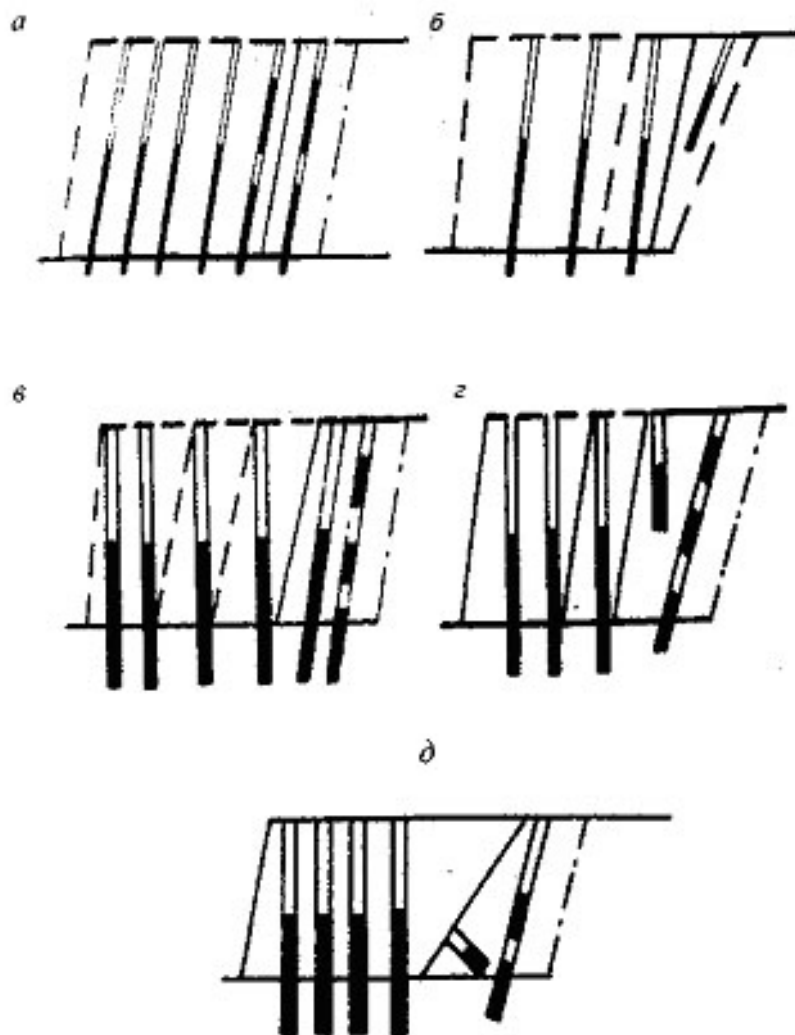


Рис. 5.13. Схемы отработки и заоткоски приконтурных зон наклонными скважинами диаметром 100-110 мм (а, б) и 150-250 мм (в, г, д)

В зависимости от системы разработки и схем формирования выработанного пространства карьера, некоторые технологии предусматривают создание временно-нерабочих бортов. Это имеет место и при расконсервации некоторых участков бортов. При этом предложен способ щадящей заоткоски законтурного массива уступов с защитной буферной зоной [53], заключающийся в следующем. В пределах проектного контура 1 карьера (рис. 5.14) ведут формирование наклонной отрезной щели по падению откоса уступа бурением скважин 2, устье каждой из которых располагают на расстоянии 14-16 их диаметров от проектного контура 1, а дно скважины формируют в точке пересечения контура с уровнем подошвы уступа. В скважинах 2 на 0,4 их вместимости (т.е. меньше массы заряда рыхления) размещают гирляндные заряды из патронированного взрывчатого вещества (ВВ) или рукавные заряды из гранулированного ВВ, которые затем взрывают, образуя наклонную буферную зону 3 в виде призмы, вершина которой располагается на уровне подошвы уступа. Затем приконтурную часть уступа обуривают 3-5 рядами скважин по принятой сетке и взрывают зарядами ВВ

рыхления нормальной массы. Наклонная буферная зона при этом предохраняет законтурную часть массива уступа от вредного воздействия взрыва.

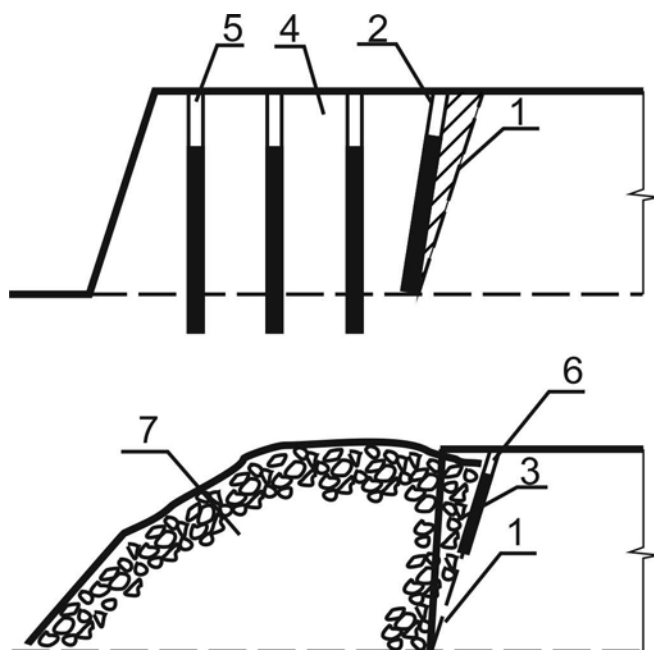


Рис. 5.14. Заоткоска уступов с защитной буферной зоной

По проектному контуру бурят наклонные укороченные скважины 6 на треть высоты уступа. При этом разрушенная горная масса 7 служит подпором для буферной зоны и обеспечивает безопасную работу буровых станков у верхней бровки уступа. Затем разрушенную горную массу плоскости отрезной щели отгружают в транспортные средства и осуществляют зарядание наклонных укороченных скважин зарядами ВВ сотрясательного действия, например, пороховыми зарядами или зарядами гранулированных ВВ уменьшенной массы, помещенных в полиэтиленовый рукав и отделенных со стороны контура защитным слоем из инертного материала (глина, песок).

В процессе сотрясательного взрыва разупроченной системой трещин массив буферной зоны откалывается от монолитной части массива по площади проектного контура. Вместе с тем, внедрение в практику карьеров взрывной технологии защиты законтурного массива требует периодических мер по оборке откосов уступов от заколов и нависей, а также очистку берм, для чего следует применять специально разработанные для этих целей устройства.

5.4. Технические способы поддержания целостности откосов скальных уступов и очистки предохранительных берм

Применение взрывов в глубоких карьерах приводит к разупрочению массива горных пород, а также снижает устойчивость на обнаженных участках предельных контуров карьеров вследствие изменения соотношения удерживающих и сдвигающих сил в откосах уступов. На практике это выражается в обрушениях, вывалах отдельных участков откосов, осыпях. При оформлении уступов обычно выполняют два основных вида работ [53]: очистка

берм от обрушившихся с верхнего уступа кусков породы и оборка откоса. Весьма желательно эти операции выполнять одновременно. Для этих целей разработана специальная установка, общий вид которой показан на рис. 5.15. Установка состоит из скреперной лебедки 4 на салазках 5. Трос 3 с отклоняющими блоками 2 крепится к анкерам 1. Рабочим органом установки является двухсторонний гребковый скрепер 8 с цепью 6 и грузом 7.

На рис. 5.15 показан скрепер 8 этой установки. Он содержит тяги различной длины 1 и 2, заднюю стенку 3, соединенную с тягами и расположенную под углом к продольной оси скрепера, зубья 4 и для закрепления цепи проушину 5, расположенную с внешней стороны длиной тяги 2.

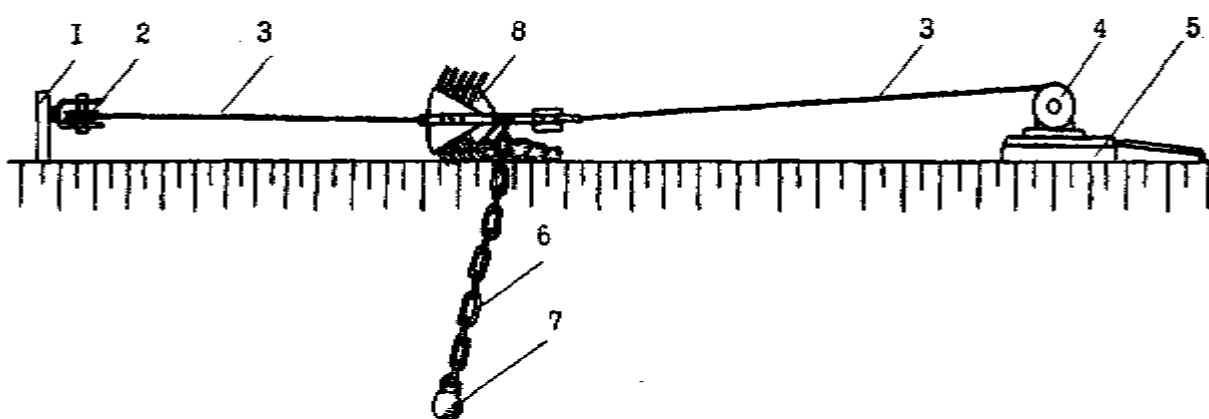


Рис. 5.15. Схема установки для очистки берм безопасности и оборки откосов скальных уступов гребковым скрепером

При перемещении скрепера на себя, он заполняется горной массой и осуществляет боковую разгрузку, образуя продольный вал, поскольку задняя стенка 3 расположена под углом. Боковая разгрузка скрепера при многократном его грузовом ходе обеспечивает последовательное перемещение продольных валов по всему фронту уступа в направлении его верхней бровки с последующим сбрасыванием их на нижележащий уступ. При перемещении скрепера по откосу уступа цепь производит скалывание заколов на откосе уступа. Скрепер работает как при прямом ходе, так и при обратном.

Описанная скреперная установка имеет ряд недостатков, для устранения которых авторами [53] предложена сравнительно простая и надежная установка для оборки скальных откосов с одновременной очисткой берм любой ширины.

Установка (рис. 5.16) включает рабочий орган в виде грузов 1, закрепленных гибкой связью 2 с бульдозером 3 и прицепом 4. Грузы овальной формы в поперечном сечении закреплены эксцентрично на гибкой связи 2 с угловым смещением каждого груза относительно друг друга по длине гибкой связи. С рамой 5 прицепа через параллелограмный шарнирный четырехзвенник 6 связана стрела 7, которая снабжена самоустанавливающейся кареткой 8. К этой каретке через вертлюг 9 прикреплен конец гибкой связи рабочего органа. Самоустанавливающаяся каретка опирается на стрелу через ролик 10. На колесе 11 прицепа смонтирован кулачок 12, контактирующий с подвижной

опорой 13. Стрела нижней частью шарнирно соединена с этой опорой и удерживается под необходимым углом тягой 14, которая крепится к подвижной опоре посредством натяжного устройства 15.

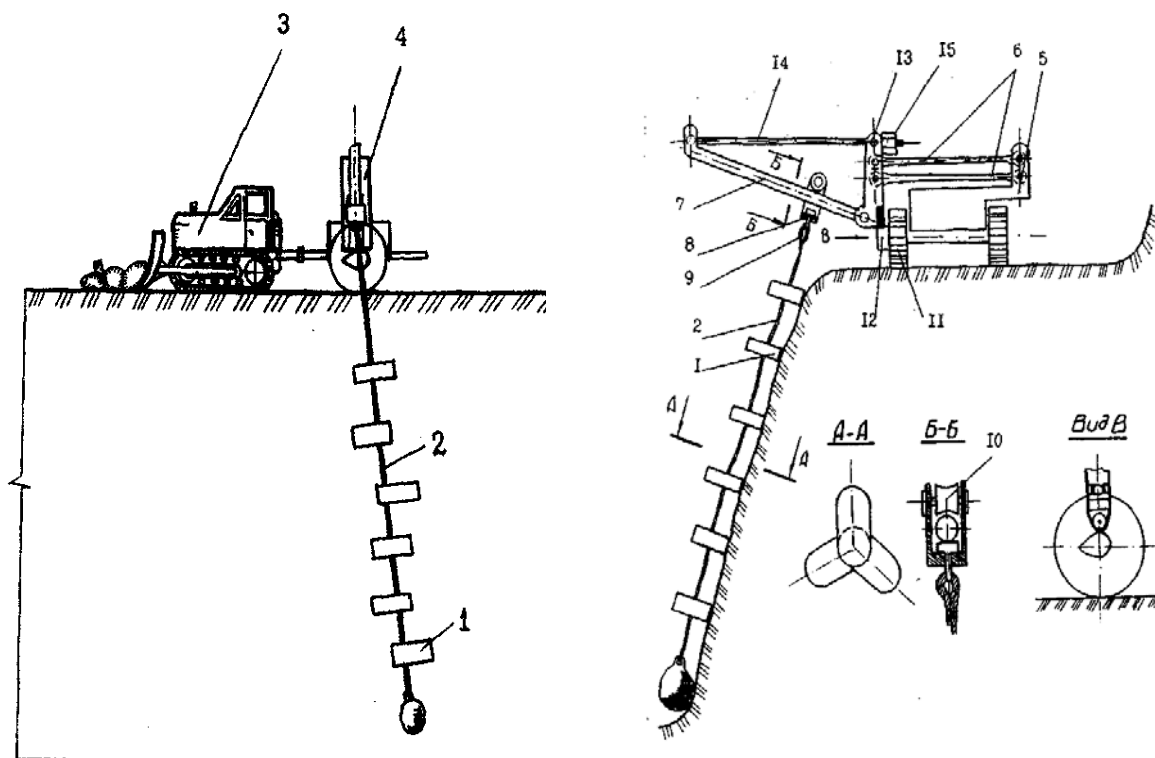


Рис. 5.16. Схема работы установки для оборки откосов и очистки берм безопасности скальных уступов

Установка работает следующим образом. Бульдозер 3 с прицепом 4 движется по берме уступа. При этом грузы 1, закрепленные на гибкой связи 2, перекатываются по откосу и динамическим воздействием (ударом) производят оборку заколов, навесей и прочих неустойчивых кусков горного массива. Одновременно под действием закрепленного на колесе 11 вращающегося кулачка 12 происходит подъем-опускание стрелы 7 и соответственное перемещение грузов 1 по линии откоса. Совместно с оборкой откоса осуществляется очистка бермы от обрушившихся с верхнего уступа кусков породы.

На рис. 5.17 показана схема установки для оборки скальных откосов с использованием гидроударника. Установка включает гусеничную самоходную машину 1, манипулятор 2, гидроударник 3, шланги высокого давления 4 для подачи рабочей жидкости.

На самоходной машине устроена система гидропривода с автономным энергоснабжением от двигателя. Гидропривод включает бак с рабочей жидкостью, насосную установку, аппаратуру управления и контроля. Гидропривод обеспечивает работу гидроударника и манипулятора. Технология оборки скальных откосов состоит в следующем. С помощью манипулятора гидроударник наводится к месту оборки и прижимает коронку к поверхности откоса уступа. Далее включается подача рабочей жидкости в гидроударник.

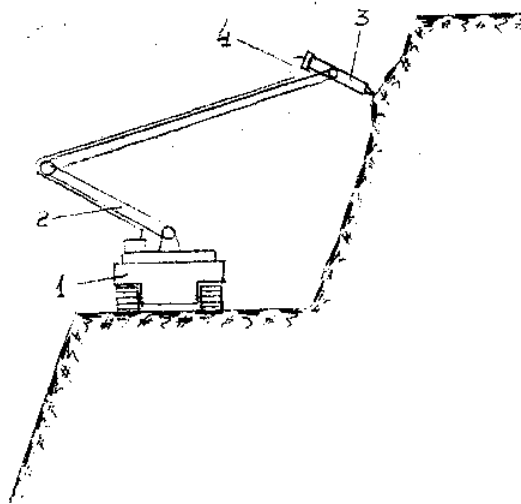


Рис. 5.17. Схема оборки скальных откосов с применением гидроударника

Ударные импульсы сотрясают горный массив. Неустойчивые участки места оборки под действием силы тяжести падают вниз. Машина передвигается вдоль бровки уступа и при обнаружении участков возможного вывала производит их ликвидацию.

5.5. Мероприятия по формированию нерабочих и временно нерабочих уступов

В соответствии с действующими строительными нормами и правилами габаритные размеры противообвальных улавливающих валов, траншей и полок следует определять расчетом на перелет, выкатывание и подскакивание скальных обломков. Для обеспечения длительной устойчивости уступов в карьере на предельном контуре следует в максимально возможной степени сохранить природное физико-механическое состояние слагающих их пород. Основным фактором, нарушающим природную структуру скального массива при открытой разработке полезных ископаемых, являются взрывные работы. Производство массовых взрывов в приконтурной зоне вызывает как раскрытие природных трещин, так и образования дополнительных их систем, возникающих от прохождения ударной волны в массив в момент взрыва.

Ограничение силы ударных волн является основным мероприятием, обеспечивающим целостность приконтурной зоны, в которой формируется борт карьера. С этой целью для обеспечения длительной устойчивости уступов в карьере и сохранения естественного состояния массива за их контуром проектом следует предусматривать внедрение щадящей технологии БВР, включающей предварительное щелеобразование по плоскости откоса уступов и взрывание технологических скважин в приконтурной зоне с уменьшенными или рассредоточенными зарядами.

Порядок выполнения БВР по щадящей технологии следующий:

- выполняется геолого-структурная съемка участка борта, планируемого к постановке в конечное положение;

- на основании съемки определяется устойчивый угол откоса и угол бурения наклонных скважин отрезной щели;
- после обуривания контурного ряда производится маркшейдерская съемка и составляется выкопировка участка, на которой отражаются фактические параметры буровых работ: положение скважин, расстояние между ними, глубина и уровень воды в них, угол наклона скважин к горизонту;
- на основании выкопировки из плана горных работ и временных паспортов на буровзрывные работы составляется проект на массовый взрыв;
- скважины контурного ряда взрываются отдельно от скважин щадящего и технологического рядов;
- после взрывания скважин контурного ряда производится бурение и взрывание щадящих рядов с технологическими скважинами;
- при невозможности разделить эти взрывы в стесненных условиях или при ограниченном времени допускается совместное взрывание контурного ряда с технологическими и щадящими скважинами. При этом схемы коммутации должны обеспечивать опережающее взрывание контурного ряда по отношению к “щадящему” и технологическому;
- уборку взорванной горной массы в приконтурной зоне следует сочетать с тщательной оборкой уступа ковшем экскаватора и последующим смывом поверхности гидромонитором;
- для уменьшения разрушения поверхности берм безопасности в приконтурном блоке нижнего уступа часть перебура скважин, формирующих берму безопасности высотой 1,0-1,5м следует заполнять гидрогелем в сухих скважинах или использовать природную воду – в обводненных скважинах;
- для предотвращения движения скатывающихся кусков породы необходимо предусматривать на предохранительной берме устройство смягчающей щебеночной подушки и улавливающего вала высотой 1м и шириной 2м, отсыпанного за пределами бермы безопасности.

Заключение

Украина - суверенное государство и обретение им реальной экономической независимости в условиях перехода к рыночной системе требует роста производительных сил на основе всестороннего использования достижений научно-технического прогресса, привлечения зарубежных инвестиций и технологий, вовлечения в хозяйственный оборот природных ресурсов и совершенствования территориальной организации и структурной перестройки экономики.

В настоящее время многие железорудные карьеры, относящиеся к горно-металлургической промышленности Украины достигли значительной глубины и глубина карьеров согласно проектным данным будет увеличиваться. Понижение горных работ, добыча полезного ископаемого в глубинной зоне глубоких карьеров требуют изменения технологических схем отработки для поддержания заданной производительности, что ведет к изменению горнотехнических параметров работы оборудования, возникает необходимость дополнительных исследований в области управления состоянием бортов карьера.

Представленные в книге материалы позволяют определить возможные технологические схемы развития горных работ при строительстве глубоких карьеров. Строительство глубоких карьеров это не только сооружение выработок, это, прежде всего искусство. Практика и научные изыскания показывают, что при разработке наклонных и крутых залежей в определенных условиях имеется возможность большую часть вскрыши разместить в выработанное пространство. Такая возможность появляется, если планировать поочередную разработку месторождений или их отдельных участков с тем, чтобы в выработанном пространстве последних размещать породы с соседних карьеров или участков, которые подлежат отработке в последующие периоды.

Целесообразно также разрабатывать крутые и наклонные месторождения большой протяженности этапами. При этапной разработке часть месторождений отрабатывается с перемещением вскрыши на внешние отвалы, а основная ее часть - с перемещением вскрыши в выработанное пространство. Складирование пород в выработанном пространстве возможно лишь в том случае, если в перспективе не предвидится расширение границ карьера. Поэтому при отработке карьерного поля этапами необходимо весьма обоснованно подойти к определению предельной глубины открытой разработки как на отдельных этапах, так и при разработке месторождения в целом.

Технология строительства и разработки глубоких карьеров может и должна осуществляться с минимальным отрицательным воздействием на окружающую природную среду.

Технические характеристики карьерных буровых станков, СБШ

| Параметры / Модель | 3СБШ-200/250-60 | 6СБШ-200-32; 5СБШ-200-36 | СБШ-250МНА-32 (СБШ-250МН) | СБШ-270ИЗ | СБШ-160-48 |
|---------------------------------------|-----------------|-----------------------------|------------------------------|--------------|------------|
| Скважина: диаметр, мм | 215,8; 244,5 | 215,8; 244,5 | 244,5; 269,9 | 244,5; 269,9 | 160 |
| глубина, м | до 60 | до 40 | до 32 (48) | 32-55 | 48 |
| Угол бурения к вертикали, градус | 0-30, через 5 | 0; 15; 30 | 0; 15; 30 | 0; 15; 30 | 0; 15; 30 |
| Длина штанги, мм | 12070 | 8060 | 8200 (12000) | 11000 | 8000 |
| Ход непрерывной подачи, м | 1 | 1 | 8 | 12 | 8000 |
| Усилие подачи, кН, не более | 300 | 300 | 300 | 450 | 167 |
| Скорость подачи на забой, м/с | 0,033 | 0,033 | 0,017 | 0,1 | до 0,05 |
| Частота вращения долота, с-1 | до 2,5 | до 2,5 | 0,25-2,5 | 0-2 | 0-2 |
| Крутящий момент, кН·м | 6-4,42 | 6-4,42 | 4,42 | 8-13 | 5,86 |
| Подача компрессора, м ³ /с | 0,53 | 0,42 | 0,417 (0,53) | 0,63 | 0,42 |
| Мощность электродвигателей, кВт: | | | | | |
| установленная | 386 | 377 | 400 | 1000 | 420 |
| вращателя | 68 | 68 | 60 | 105 | - |
| компрессора | 250 | 200 | 200 | 300 | 200 |
| хода | 44 | 44 | 2x22 | 2x65 | - |
| Габариты в рабочем положении, мм: | | | | | |
| длина | 12100 | 10250 | 9200 | 12780 | 11500 |
| ширина | 5400 | 4880 | 5450 | 6090 | 5450 |
| высота | 17320 | 13830 | 15350 | 19450 | 1300 |
| Тип хода | Э-1602 | УГ-60 | УГ-60 | ЭКГ | ЭГ-400 |
| Масса станка, т | 62 | 54 | 77 | 136 | 45 |

Таблица 2

Техническая характеристика станков вращательного бурения скважин фирмы **ATLAS COPCO**.

| Параметры /Модель | DM-30* | DM-45/50 | DML* | DM-M2 | DM-M3 | PV271 | PV351 |
|--|---------------|----------------|-----------------|---------------|---------------|------------------|---------------|
| Диаметры бурения, мм | 130–171 | 127–171 | 152–270 | 251–270 | 251–311 | 200–270 | 270–410 |
| Глубина бурения, м: одной штангой максимальная | 9,1 15,2 | 9,1 55/45 | 9,1; 10,7 55 | 10,7 53,3 | 12,2 48,8 | 6,8; 12,21 60 | 19,8 55 |
| Наклонное бурение, градус | 0–20 | 0–30 | 0–30 | 0–30 | 0–30 | – | – |
| Осевое усилие, кН | 136 | 227 | 272 | 340 | 409 | 340 | 522 |
| Мощность вращателя, кВт | 113 | 108 | 120 | 130 | 160 | 145 | 160 |
| Частота вращения, мин–1 | 0–100 | 0–160 0–100 | 0–160 0–100 | 0–150 | 0–200 | 0–170 | 0–170 |
| Крутящий момент на долоте, кН·м | 7,3 | 7,3; 12,2 | 7,35; 12,2 | 11,8 | 13,8 | 6,44; 12 | 25,7; 14,2 |
| Скорость подачи / подъема, м/мин | 0–30/ 0–85 | 0–44/ 0–62 | 0–44/ 0–62 | 0–25/ 0–30 | 0–44/ 0–30 | 0–39/ 0–48 | 0–21/ 0–47 |
| Тип привода | Д | Д | Д | Д/Э | Д/Э | Д | Д/Э |
| Мощность дизеля, л.с. | 425; 525 | 425; 600 | 525; 760 | 760 | 850; 950 | 760 | 1000–1500 |
| Компрессор | | | | | | | |
| Подача, м ³ /мин /давление, Мпа | 25,5/0,76 | 25,5; 34/0,76 | 34; 53,8/0,76 | 54; 73/0,76 | 54/0,76 | 54/0,76 | 85–108/0,76 |
| То же с ударником | 25,5/2,4 | 30/2,4 | 34/2,4 | – | – | – | – |
| Скорость хода, км/ч | 0–4,0 | 0–3,2 | 0–2,7 | 0–1,9 | 0–1,8 | 0–1,8 | 0–1,8 |
| Ходовая часть | САТ-D4 | САТ 320L | САТ 320S | САТ 320E | САТ 350 | САТ 345L | САТ 375L |
| Рабочая масса, т | 23,7 | 28,2 | 49 | 60,7 | 104,4 | 80 | 169 |

* Модели могут оснащаться оборудованием для бурения, погружным пневмоударником.

Техническая характеристика буровых станков для вращательного бурения скважин фирмы **BUCYRUS INTERNATIONAL**. Таблица 3

| Параметры/ Модель | 35R* | 39R | 49RIII | 59R | 60/61R |
|--|-------------|--------------|--------------|--------------|--------------|
| Диапазон диаметров бурения, мм | до 270 | до 311 | до 406 | до 444 | до 381 |
| Глубина бурения, м: одной штангой максимальная | 7,6 36,4 | 16,8 82,2 | 21,3 85,2 | 18,3 79,2 | 19,8 45,7 |
| Осевое усилие, кН | 340 | 55 | 640 | 748 | до 590 |
| Мощность вращения, кВт | 59 | 73,2-82 | 153 | 153 | 91-182 |
| Частота вращения, мин-1 | 0-130 | 0-160 | 0-125 | 0-120 | 0-125 |
| Крутящий момент на долоте, кН·м | 9,5 | 16,8 | 16,8 | 20,7 | 15,6 |
| Скорость подъема става, м/с | 1,14 | 0,64 | 0,46 | 0,51 | 0,55 |
| Главный привод | Д | Э | Э | Э | Э |
| Мощность главного привода, кВт | 298 | 350 | 600 | до 750 | до 840 |
| Компрессор | | | | | |
| Подача, м ³ /мин/ давление, МПа | 38,2/0,223 | 85,4/0,48 | 85,4/0,48 | 103,2//0,48 | 85,4/0,48 |
| Скорость хода, км/ч | 3,2 | 3,2 | 1,1-1,8 | 0,9-1,5 | 1,7 |
| Масса станка, т | 54,4 | 122,5 | 154,2 | 183,7 | 155 |

*Модель имеет исполнение для работы с погружным пневмоударником.

Таблица 4
Техническая характеристика буровых станков вращательного бурения фирмы **DRILTECH** концерна
TAMROCK.

| Параметры / Модель | D25KS | D40KS | D45KS | D50KS | D400 SP | D60KS* | D75KS | D90KS |
|--|------------------|----------------------------|----------------------------|----------------|-----------------------------|--------------------|--------------------|---------------------------|
| Диаметр бурения, мм | 130–203 | 152–203 | 152–229 | 152–229 | 152–254 | 229–279 | 229–279 | 229–311 |
| Глубина бурения, м: одной штангой максимальная | 8,67; 9,38 64 | 8,67; 9,4; 11,2 53,4 | 8,67; 9,4; 11,2 53,4 | 7,6; 8,7 64 | 12,2; 15,2; 18,3 19,8 | 10,2; 11,2 53,3 | 10,2; 11,2 53,3 | 11,8; 12,7; 19,8 85 |
| Осевое усилие, кН | 126 | 182 | 204 | 227 | 182 | 272 | 343 | 499 |
| Мощность вращателя, кВт | 82 | 82 | 134,3 | 134,3 | 109 | 142 | 142 | 171,6 |
| Крутящий момент на долоте, кН·м | 8,2 | 6,8 | 9,8 | 9,8 | 6,8 | 14,1 | 14,1 | 16,9 |
| Скорость подъема бурового става, м/с | 1,1 | 0,7 | 0,83 | 0,83 | 0,61 | 0,63 | 0,63 | 0,6 |
| Мощность главного привода, кВт | 320 | 320,8 377 | 320,8 377 | 320,8 377 | 320,8 470 | 410 470 | 477 | 477 709 |
| Подача компрессора, м ³ /мин | 19,8 | 21–28,3 | 26–37 | 26–45 | 26–45 | 37–45 | 37–57 | 45–73,6 |
| Скорость хода, км/ч | 2,9 | 2,9 | 3,2 | 3,5 | 2 | 2,4 | 2,4 | 1,27 |
| Масса станка, т | 28,2 | 47 | 47,8 | 43,6 | 52 | 59 | 63,6 | 120,3 |
| *Модель имеет также исполнение для ударно-вращательного бурения. | | | | | | | | |

Таблица 5

Техническая характеристика буровых станков вращательного бурения фирмы «R&P»

| Модель Параметры | R&P 250XP | R&P 100XP | R&P 120A |
|---|---|---|---|
| Диаметр бурения, мм | 273–349 | до 349 | 251–559 |
| Глубина бурения, м: одной штангой максимальная | 12 73 | 19,8 59,4 | 15,2; 16,8; 19,8 39,6 |
| Наклонное бурение, градус | 0–20 (30) | 0–20 | – |
| Осевое усилие максимальное, кН | 476 | 495 | 680 |
| Мощность вращателя, кВт | 200 | 208 | 120/200 |
| Скорость вращения, мин–1 | 0–200 | 0–125 | 119 (138) |
| Крутящий момент, кН·м | до 16,2 | до 16,2 | до 17,2 |
| Скорость подъема, м/с | 0–38 | 0–38 | 0–24,4 |
| Тип главного привода | Д | Э | Э |
| Мощность главного привода, кВт | 735 | 522 | 1000 |
| Подача компрессора, м ³ /мин | 71–83 | до 85 | 85–102 |
| Давление, МПа | 0,448 | 0,551 | 0,387 |
| Скорость хода, км/ч | 3,05 | 1,3 | 1,6 |
| Габаритные размеры, м: общая ширина длина, мачта опущена / поднята высота, мачта опущена/поднята Рабочая масса станка, т | 7 20,5 / 14,3 20,1 / 7,8 113,6 | 7 25,7 / 13,5 30,3 / 9,9 129,2 | 6,7 28,8 / 13,4 28,3 / 6,1 165,5 |

Технические характеристики станков ударно-вращательного бурения, СБУ

| Параметры / Модель | 2СБУ-100-32М (СБУ-100Н-35) | 3СБУ-100-32 | СБУ-100-35; СБУ-100ГА-50 | СБУ-125-24; СБУ-125А-32 | СБУ-125У-52 |
|---|-------------------------------|--------------|-----------------------------|----------------------------|-------------|
| Диаметр скважины, мм | 110 (125) | 85; 110; 125 | 110; 130 | 125 | 125-160 |
| Глубина бурения по вертикали, м | 32 (35) | 32 | 35; 50 | 24; 32 | 52 |
| Угол наклона скважины к вертикали, градус | 0-90 | манипулятор | 0; 15; 30 | 0; 15; 30 | 0-30 |
| Шагга, мм | | | | | |
| длина | 950 | 950 | 950 | 2930 | 4250 |
| диаметр | 83 | 83 | 83 | 89 | 108 |
| Установленная мощность, кВт | нет данных | 59 (дизель) | 24 | 42 | 80 |
| Мощность вращателя, кВт | 4 | 4 | 4 | 3,8/6,2 | 35 |
| Частота вращения бурового става, с-1 | 0,77 | 0,65-1,33 | 0,77 | 0,37; 0,75 | 0,41-1,5 |
| Крутящий момент на долоте, кН·м | 0,83 | 2 | 0,83 | 1,67; 1,37 | 2,4 |
| Усилие подачи на забой, кН | 1,0-6,0 | до 25 | 1,0-6,0 | 4,5-20 | до 50 |
| Ход подачи, мм | 1050 | 1800 | 1050 | 3700 | 4400 |
| Скорость подачи, м/с | 0,25 | 0,33 | 0,25 | 0,17 | 0,4 |
| Тип пневмоударника | П-110К; П-125К | П-110К | П-125К | П-125К | П-125К |
| Тип долота | К-110 | К-110К | К-125К | К-125К | К-125К |
| Мощность ходовых двигателей, кВт | - | - | 2x5,5 | 2x10 | 2x20 |
| Скорость передвижения, км/ч | - | 0,8-1,6 | 0,83 | 1 | 0,9 |
| Давление на грунт, МПа | - | 0,089 | 0,05 | 0,09 | 0,085 |
| Габаритные размеры станка в рабочем положении, мм: | | | | | |
| длина | 1135 | - | 4000 | 4250 | 5600 |
| ширина | 430 | - | 2210 | 3000 | 3200 |
| высота | 2375 | - | 2210 | 3000 | 3200 |
| Масса станка (сухая), кг | 270 | 8500 | 5000 | 8500 | 13500 |

Таблица 7

Техническая характеристика станков вращательного бурения скважин фирмы SANDVIK.

| Параметры / Модель | D50KS | D245S | D75KS | D90KS | D25KS |
|---|--------------------------|-----------------------|-------------------------|---|--------------------------|
| Диаметр скважины, мм | 152 и 229 | 127 - 203 | 229 - 279 | 229 - 349 | 115 - 172 |
| Длина буровой штанги, м | 9,14 | 9,14 | 10,67 | 12,2 | 7,62 |
| Глубина скважины, м | 45 | 45 | 45 | До 20 м за один заход, до 85 м за несколько заходов | 52 |
| Шасси | Экскаваторного типа, 330 | Экскаватор, класс 325 | Экскаватор, класс 330EL | Экскаватор, класс 350 | Sterling LT9500 |
| Давление на забой, кН | 222 | 185 | 334 | 400 | 91 |
| Нагрузка на долото, кН | 267 | 209 | 409 | 523 | 143 |
| Наклон мачты | 0-30 | 0-30 | 0-25 | 0-20 | 0-25 |
| Двигатель кВт (л.с.) | 354 (475) | 354 (475) | 597 (800) | 839 (1125) | 403 (540) |
| Компрессор, м ³ /мин / бар | 29,7 / 6,9 (100 psi) | 25,5 / 6,9 (100 psi) | 45,3 / 6,9 (100 psi) | 74 / 5,5 (80 psi) | 28,3 / 24,1 (350 psi) |
| Скорость подачи, м/мин | 0 - 38 | 0 - 32 | 0 - 27 | 0 - 21,6 | 0 - 41,4 |
| Скорость подъема, м/мин | 0 - 49 | 0 - 68,3 | 0 - 34,8 | 0 - 36,6 | 0 - 28,9 (быстрый режим) |
| Скорость вращения, об/мин | 0-126 | 0-114 | 0-94 | 0-97 | 0-89 |
| Крутящий момент, Нм | 9934 | 8 282 | 14 236 | 16 900 | 8204 |
| Габаритные размеры станка в рабочем положении: | | | | | |
| Длина, м | 9,45 | 8,64 | 11,96 | 7,1 | 3,91 м |
| Ширина, м | 3,81 | 3,91 | 4,32 | 5,5 | 3,96 м |
| Высота (мачты), м | 14,22 | 13,72 | 22,45 | 19,3 | 11,3 м |
| Рабочий вес, кг | 47 727 | 33 566 | 64 864 | 104 328, может изменяться | 25 401, может изменяться |

Таблица 8

Техническая характеристика станков бурения скважин фирмы ATLAS COPCO

| Параметры / Модель | ATLAS COPCO ROC D5 | ATLAS COPCO ROC D7 | ATLAS COPCO ROC F6 | ATLAS COPCO ROC F9 | ATLAS COPCO ROC F9 (COP 2550) | ATLAS COPCO ROC L6 | ATLAS COPCO ROC L7 | ATLAS COPCO ROC L8 |
|------------------------------------|--------------------------|--------------------------|--------------------------|-------------------------------|---|--------------------------------|--------------------------|---------------------------------|
| Эксплуатационная масса, кг | 150 | 12 100 | 14 700 | 248 | 15 600 | 18 480 | 400 | 19 900 |
| Эксплуатационная мощность, кВт | 104 | 152 | 170 | 231 | 231 | 272 | 272 | 317 |
| Скорость, км/ч | - | - | - | - | - | - | - | - |
| Габаритные размеры | | | | | | | | |
| Длина, мм | 11 000 | 11 000 | 11 300 | 11 300 | 12 300 | 10 300 | 11 250 | 11 250 |
| Ширина, мм | 2 370 | 2 390 | 2 420 | 2 420 | 2 490 | 2 490 | 2 490 | 2 490 |
| Высота, мм | 3 100 | 3 100 | 3 100 | 3 100 | 3 200 | 3 150 | 3 995 | 3 995 |
| Частота оборотов двигателя, об/мин | 2 200 | 2 200 | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 | 2 000 |
| Глубина бурения, мм | 28 000 | 28 000 | - | 30 000 | 30 000 | - | 35 000 | - |
| Диаметр бурения, мм | 35-89 | 64-102 | 92-105/ 105-125 | 90-105/ 105-127/ 89-127 | 89-127 | 92-105/ 110-130/ 134-152 | 89-127 | 110-130/ 134-152/ 156-165 |
| Крутящий момент, Н*м | 700 | 2 600 | 2 400 | 2 600 | 1 180 | 3 250 | 1 500 | 2 400 |
| Длина подачи, мм | 7 140 | 7 140 | 7 550 | 7 300 | 8 100 | 7 550 | 11 250 | 11 250 |
| Усилие подачи, кН | 20 | 20 | 16 | 16 | 20 | 20 | 40 | 40 |
| Скорость подачи, м/сек | 0,92 | 0,92 | 0,92 | 0,92 | 0,92 | 0,92 | 0,92 | 0,92 |
| Тяговое усилие, кН | 95 | 110 | 110 | 110 | 112 | 110 | 112 | 110 |
| Преодолеваемый уклон, ° | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | - |

Техническая характеристика станков бурения скважин фирмы ВРІ и REICHdrill.

| Параметры \ Модель | ВРІ TITON 100 | ВРІ TITON 200 | ВРІ TITON 300 | ВРІ TITON 400 | ВРІ TITON 500 | REICHdrill C-550-DII | REICHdrill C-650-D | REICHdrill C-700-D | REICHdrill C-750-D |
|------------------------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|-------------------------|-----------------------|-----------------------|-----------------------|
| Эксплуатационная масса, кг | 8 000 | 12 000 | 18 500 | 19 000 | 19 700 | 27 215,54 | - | - | - |
| Эксплуатационная мощность, кВт | 130 | 129 | 186 | 250 | 272 | 346,75 | 372,85 | 335,56 | 447,42 |
| Скорость, км/ч | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| Габаритные размеры | | | | | | | | | |
| Длина, мм | 8 600 | 9 000 | 10 680 | 11 434 | 11 434 | - | - | - | - |
| Ширина, мм | 2 340 | 2 480 | 2 480 | 2 480 | 2 490 | 3 048 | - | - | - |
| Высота, мм | 2 800 | 2 900 | 3 120 | 3 120 | 3 120 | - | - | - | - |
| Частота оборотов двигателя, об/мин | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| Глубина бурения, мм | 39 000 | 32 000 | 32 000 | 40 000 | 35 000 | 17 236,51 | 18 143,69 | 22 679,62 | 34 019,43 |
| Диаметр бурения, мм | - | - | - | - | - | - | 101,6-152,4 | - | 193,68- |
| Крутящий момент, Н*м | - | - | - | - | - | 12 292,35 | 9 979,03 | - | 219,08 |
| Длина подачи, мм | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| Усилие подачи, кН | - | - | - | - | - | 1 135,62 | 2 271,25 | - | - |

Техническая характеристика станков бурения скважин фирмы CATERPILLAR

| Параметры / Модель | MD 6240 | MD 6290 | MD 6420 | MD 6640 | MD 6750 |
|------------------------------------|---------|---------|---------|---------|---------|
| Эксплуатационная масса, кг | 24000 | 41050 | 68039 | 172365 | 158730 |
| Эксплуатационная мощность, кВт | 597 | 652 | 652 | 597 | - |
| Скорость, км/ч | 2,0 | 3,14 | 2,27 | 1,77 | - |
| Габаритные размеры | | | | | |
| Длина, мм | 10820 | 10460 | 11730 | 14730 | 16210 |
| Ширина, мм | 4000 | 4010 | 5630 | 7240 | 7650 |
| Высота, мм | 12800 | 14360 | 22420 | 31290 | 32360 |
| Частота оборотов двигателя, об/мин | 0-38,1 | 0-42,9 | 0-33,5 | - | - |
| Глубина бурения, мм | 55,47 | 45,1 | 65,2 | 39,6 | - |
| Диаметр бурения, мм | 152-270 | 152-270 | 152 | 229 | 273-444 |
| Длина одного бурового става, м | 12 | 8 | 16,46 | 19,81 | 18,29 |
| Крутящий момент, Н*м | 0-12880 | 0-12880 | 0-15185 | - | - |

Характеристики бульдозеров фирмы **KOMATSU**

| Параметры \ Модель | D85EX-15 | D20P-7E | D21A-7 | D31P-20 | D32P-1 | D39EX-21 | D39EX-22 | D39P X-22 | WD600-3 | WD600-5 | WD900-3 |
|---------------------------------|-----------------|----------------|---------------|----------------|---------------|-----------------|-----------------|------------------|----------------|----------------|----------------|
| Эксплуатационная масса, кг | 28 000 | 3 600 | 3 640-4 080 | 7 660 | 7 212 | 7 410 | 8 520 | 8 590 | 26 900 | 45 700 | 42 900 |
| Эксплуатационная мощность, кВт | - | 29,84 | 29,8 | 52,19 | 52,19 | 63 | 74 | 71 | 235 | 362 | - |
| Габаритные размеры Длина, мм | 3 635 | - | 3 400 | 4 690 | 4 010 | 4 015 | 4 200 | 4 200 | 7 930 | 9 285 | 9 100 |
| Ширина, мм | 3 635 | - | 1 610-1 990 | 2 780 | - | 2 720 | 2 515 | 3 330 | 3 190 | 3 570 | - |
| Высота, мм | 1 580 | - | 2 450 | 750 | 2 590 | 2 700 | 1 000 | 910 | 3 860 | 4 250 | 4 250 |
| Скорость, км/ч | - | - | - | - | - | 8,5 | 8,5 | 8,5 | - | - | - |
| Высота отвала, мм | - | - | 500 | 915 | 840 | 860 | 1 000 | 930 | - | - | 1 470 |
| Высота подъема отвала, мм | - | - | - | 1 630 | - | 435 | 890 | 890 | - | - | - |
| Длина отвала, мм | - | - | - | - | - | 1 530 | - | - | - | - | - |
| Масса отвала, кг | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| Объем отвала, м³ | - | - | 0,57-0,68 | 1,3 | 1,2 | 1,69 | 1,93 | 2,06 | 5,1 | 8 | - |
| Ширина отвала, мм | - | - | 2 170-2 560 | 2 875 | 2 616 | 2 720 | 2 740 | 3 330 | - | - | 4 700 |

Таблица 12

Характеристики бульдозеров фирмы ЧЕТРА

| Параметр \ Модель | ЧЕТР А 11 | ЧЕТРА Т- 15.01 Я | ЧЕТРА Т- 15.01М | ЧЕТРА Т-20.01 | ЧЕТРА Т- 35.01 | ЧЕТРА Т- 35.01Я/К | ЧЕТРА Т- 35.01ЯБ.Л- 3 | ЧЕТРА Т- 40.01Я | ЧЕТР А ТК- 11.01Я -1 | ЧЕТР А ТК- 25.02 |
|--|--------------|--------------------------|--------------------|------------------|-------------------|----------------------|-----------------------------|-----------------------|-------------------------------|------------------------|
| Эксплуатационная масса, кг | 20 300 | 28 020 | 30 500 | 36 000 | 61 350 | 60 500 | 58 300 | 60 000 | 19 250 | 45 000 |
| Эксплуатационная мощность, кВт | 127/213 | 175 | 175 | - | 353 | - | 382 | - | - | 353 |
| Габаритные размеры Длина, мм | 6 480 | 7 160 | 7 350 | - | 9 580 | 9 692 | 9 545 | 10 100 | 9 570 | - |
| Ширина, мм | 3 311 | 4 180 | 4 103 | - | - | - | 3 680 | - | - | - |
| Высота, мм | 3 492 | 3 640 | 3 880 | - | 4 210 | 4 165 | 4 165 | 4 280 | 3 910 | - |
| Скорость, км/ч | 11 | - | - | - | - | - | 12,8 | - | - | - |
| Высота отвала, мм | 1 462 | 1 520 | 1 500 | - | 2 000 | 2 210 | 2 210 | 2 230 | 1 000 | 1 750 |
| Высота подъема отвала, мм | 1 100 | - | - | 1 250 | 1 610;1 680 | - | 1 800 | - | - | 1 600 |
| Объем отвала, м ³ | 5,6 | 6,8 | 9,2 | 11,6;10 | 20,6;18,5 | - | 16,5 | - | - | 11,13 |
| Угол поперечного перекоса отвала, ° | 9 | 10 | - | 10 | 10 | - | - | - | - | 14 |
| Ширина отвала, мм | 3 311 | 3 820(4 180) (4 050) | - | - | 4 800 | 4 710 | 3 680 | 4 730 | 3 875 | 6 250 |

Характеристики бульдозеров фирмы ЧТЗ

| Параметр \ Модель | ЧТЗ Б10М.0000ЕР | ЧТЗ Б10М.000ЕР | ЧТЗ Б10М.6000 ЕР | ЧТЗ Б10МБ.2121- 2В4 | ЧТЗ Б12.6020 | ЧТЗ ДЭТ- 320Б1Р2 |
|--|--------------------|--------------------------|---------------------|---------------------------|--------------|---------------------|
| Эксплуатационная масса, кг | 20 400 | 20 880 | 19 720 | 20 140 | 24 520 | 41 740 |
| Габаритные размеры | | | | | | |
| Длина, мм | 6 690 | - | 6 690 | 6 275 | 7 470 | 8 720 |
| Ширина, мм | - | - | - | - | - | 4 250 |
| Высота, мм | 3 250 | - | 3 250 | 3 190 | 3 250 | 4 030 |
| Скорость, км/ч | - | - | - | - | - | - |
| Высота отвала, мм | 1 360 | - | 1 360 | 1 370 | 1 575 | 1 850 |
| Высота подъема отвала, мм | - | 1 020 | - | - | - | 1 400 |
| Масса отвала, кг | - | - | - | - | - | - |
| Объем отвала, м ³ | - | 4,75/5,85; 4,28/4,9,7 | - | - | - | 10,5 |
| Угол поперечного перекоса отвала, ° | - | 10 | - | - | - | 10 |
| Ширина отвала, мм | 3 330 | 3330 | 3 330 | 4 280 | 3 740 | 4 250 |

Характеристики бульдозеров фирмы CATERPILLAR

| Параметр \ Модель | D 11T | D6RLG P-2 | D 7G | D7RLG P-2 | D 8T | D 9R | D4G XL | D4K LGP | D5G XL | D5K LGP | D6K | D7G-2 |
|--|---------|---|-------------|--------------|------------------|--------------|-----------|------------|-----------|------------|--------|--------------|
| Эксплуатационная масса, кг | 104 590 | 20 865 | 20 094 | 26 762 | 37 830 | 50 750 | 7 860 | 8 501 | 8 920 | 9 683 | 12 886 | 20 580 |
| Эксплуатационная мощность, кВт | 698 | 149 | 150 | 179 | 231 | 306,6 | 65 | 68,5 | 74 | 74,5 | 93,2 | 150 |
| Габаритные размеры Длина, мм | 10580 | 5970 | 5280 | 5780 | 6090 | 6630 | 4274 | 4266 | 4294 | 4294 | 4980 | 5690 |
| Ширина, мм | 4370 | 3430 | 2550 | 3150 | 3050 | 3300 | 2010 | 2360 | 2410 | 2410 | 2330 | 3300 |
| Высота, мм | 4 300 | 3250 | 3250 | 3580 | 3460 | 3820 | 2 718 | 2763 | 2 728 | 2769 | 2 958 | 3 294 |
| Скорость, км/ч | 4,7-14 | 3,8-11,7 | 4,5-11,9 | 4,5-11,9 | 4,5-14,2 | 4,7- 14,7 | 9 | 9 | 9 | 9 | 0-10 | 4,5- 11,9 |
| Высота подъема отвала, мм | - | 1 141 | 1 206/1 188 | 1 115 | 1 115 | - | - | - | - | - | - | - |
| Объем отвала, м ³ | - | 3,18-4,3/ 4,2-5,08/ 3,7-3,89/ 5,62 | 2,9/4,2 | 3,89 | 4,7/8,7/ 11,7 | 16,4 | 1,92 | 1,85 | 2,19 | 2,34 | - | - |
| Угол поперечного перекоса отвала, ° | - | 25 | 25 | 25 | 25 | - | - | 25 | - | 25 | - | - |
| Ширина отвала, мм | 6350 | 3780 | 3900 | 4520 | 3940 | 4310 | 2 671 | 3 149 | 2 690 | 3 220 | 3360 | 3900 |

Таблица 15

Характеристики бульдозеров фирмы **DRESSA**

| Параметр \ Модель | TD-10M LGP | TD-12C-XP LGP | TD-15C | TD-15H | TD-15M LA | TD-15M LT | TD-15M WT | TD-25M | TD-25M LA | TD-40E |
|--------------------------------|-------------------|----------------------|---------------|---------------|------------------|------------------|------------------|---------------|------------------|---------------|
| Эксплуатационная масса, кг | 9 205 | 15 500 | 14 960 | 19 400 | 23 375 | 20 785 | 21 290 | 41 500 | 38 560 | 66 640 |
| Эксплуатационная мощность, кВт | 76 | 142 | - | - | - | - | - | - | - | 387,92 |
| Габаритные размеры | | | | | | | | | | |
| Длина, мм | 4 800 | 5 100 | - | 6 780 | 5 670 | 5 670 | 5 670 | 8 380 | - | - |
| Ширина, мм | - | - | - | 3 030 | 3 030 | 3 030 | 3 030 | - | - | 4 810 |
| Высота, мм | 2 720 | 3 020 | - | 3 480 | 3 500 | 3 500 | 3 500 | 3 800 | - | - |
| Высота отвала, мм | - | 1 000 | - | - | 2 050 | 1 460 | 1 460 | 1 760 | 2 450 | - |
| Объем отвала, м³ | 2,04 | 2,66 | 2,44 | - | 10,9 | 5,7 | 5,95 | 9,6 | 17,8 | 18,6 |
| Ширина отвала, мм | - | 3 400 | - | - | 3 440 | 3 440 | 3 440 | 4 050 | 4 050 | - |

Таблица 16

Характеристики бульдозеров фирмы **BEML**

| Параметр \ Модель | BD14W | BD155X | BD30W-1 | BD355 | BD46W | BD50 | BD65X |
|--------------------------------|--------------|---------------|----------------|--------------|--------------|-------------|--------------|
| Эксплуатационная масса, кг | 15 000 | 36 020 | 30 000 | 43 840 | 38 700 | 11 000 | 17 100 |
| Эксплуатационная мощность, кВт | 94 | 242 | 224 | 310 | 338,1 | 67 | - |
| Габаритные размеры | | | | | | | |
| Длина, мм | 6 425 | 6 555 | - | 7 120 | 9 100 | 4 700 | 5 455 |
| Ширина, мм | 2 500 | 2500- | - | - | - | - | - |
| Размер отвала, мм | 3 540x980 | 4 130x1 590 | 4 500x1 540 | 4 315x1 875 | 4 800x1 484 | 3 350x855 | - |

Технические характеристики карьерных автосамосвалов CATERPILLAR

| Параметр \ Модель | 777D | 785C | 789C | 793C | 797 |
|---------------------------------------|-----------|-----------|-----------|----------------|-----------|
| Эксплуатационная масса, кг | 161 030 | 249 480 | 317 520 | 376 820 | 262 078 |
| Масса снаряженная, т | 163,3 | 249,48 | 317,515 | 383,7 | - |
| Эксплуатационная мощность, кВт | 746 | 1 005 | 1 320 | 1 715 | 2 535 |
| Грузоподъемность, т | 90,5 | 136,0 | 177,0 | 223,0 | 327,0 |
| Скорость, км/ч | 60,4 | 54,8 | 52,6 | 54,3 | 64 |
| Габаритные размеры | | | | | |
| Длина, мм | 10528 | 11 578 | 12 177 | 12262 | 14530 |
| Ширина, мм | 6494 | 6640 | 7674 | 7680 | 9154 |
| Высота, мм | 4697 | 5679 | 6150 | 5584 | 6351 |
| Радиус разворота, м | | 14,9 | 15,1 | 16,33 | 20,25 |
| Модель двигателя: | 3508B EUI | 3512B-EUI | 3516B EUI | 3516B/3516B HD | CAT 3524B |
| Объем кузова, м ³ | 42 | 74 | 94 | 120 | 173 |
| Объем кузова+"шапака", м ³ | 60,2 | 85 | 121 | 129 | 220 |

Технические характеристики карьерных автосамосвалов НГТАСНІ

| Параметры \ Модель | ЕН 1000 | ЕН 1100-3 | ЕН 1600 | ЕН 1700 | ЕН 3000 | ЕН 3500 | ЕН 4500-2 | ЕН 5000 |
|---|-----------------------|--------------|-------------------|--|------------|----------------------------|--------------|----------------------------|
| Масса снаряженная, т | 101,605 | 45,813 | 160,613 | 71,736 | 123,489 | 134,047 | 198,096 | 213,185 |
| Эксплуатационная мощность, кВт | - | 567 | - | 783 | - | 1491 | - | 2125 |
| Грузоподъемность, т | 59,9 | 64,9 | 89,7 | 98,3 | 155,5 | 190,3 | 282,3 | 315,0 |
| Скорость, км/ч | - | 57,9 | - | 61,6 | 54,7 | 55,7 | 56,9 | 56,9 |
| Габаритные размеры | - | - | - | - | - | - | - | - |
| Длина, мм | - | 9450 | 11100 | 10290 | 11550 | 12240 | 14300 | 15510 |
| Ширина, мм | - | 4980 | 5890 | 6050 | 7450 | 8126 | 9050 | 9050 |
| Высота, мм | - | 4620 | 5310 | 5310 | 6290 | 6370 | 7240 | 7410 |
| Радиус разворота, м | - | 9,64 | - | 10,9 | 12,8 | 12,8 | 14,95 | 15,08 |
| Модель двигателя: | cummins QSK19-C700 | - | cummins QST 30 | - MTU Detroit Diesel I6V Series 2000 | - | -Cummins QSKTA50- CE | - | Cummins QSKTTA60- CE |
| Объем кузова, м ³ | | 28,2 | 35,4 | 38,6 | 72,2 | 79,9 | 108 | 143,6 |
| Объем кузова+"шапка", м ³ | | 38,7 | 57,1 | 60,3 | 101,9 | 115,1 | 159 | 196,1 |

Таблица 19

Технические характеристики карьерных автосамосвалов KOMATSU

| Параметры \ Модель | 630E | 730E | 830E | 930E | HD1200-1 | HD1500-7 | HD1600M-1 | HD605-7 | HD785-5 | HD985-5 |
|--------------------------------|--------------------|------------|------------|---------------------|----------------------|--------------------|--------------------|------------|----------|------------------|
| Эксплуатационная масса, т | 124,0 | 138,0 | 158,0 | 202,3 | 100,9 | 249,5 | 267,0 | 45,0 | 66,0 | 178,8 |
| Масса снаряженная, т | 294,84 | 324 | 385 | - | - | - | - | 109 | 166 | - |
| Эксплуатационная мощность, кВт | 1 492 | 1491 | 1 864 | 2 013 | 895 | 1048 | 11176 | 533 | 783 | 753 |
| Грузоподъемность, кг | 172,0 | 186,0 | 231,0 | 290,0 | 120,0 | 141,1 | 160,0 | 63,0 | 91,0 | 105,0 |
| Скорость, км/ч | 51 | 55,7 | 56,9 | 64,5 | 57,5 | 58 | - | 70 | 65 | 70 |
| Габаритные размеры | | | | | | | | | | |
| Длина, мм | 11940 | 12830 | 14150 | 15320 | 10900 | 11370 | 11640 | 9355 | 10400 | - |
| Ширина, мм | 7010 | 7640 | 7290 | 8690 | 6300 | 6890 | 7100 | 5395 | 5660 | - |
| Высота, мм | 6430 | 6250 | 6880 | 7320 | 4890 | 5850 | 5680 | 4400 | 5050 | - |
| Радиус разворота, м | 14 | 14 | 14,2 | 14,95 | 14 | 12,2 | | 8,5 | 9,9 | |
| Модель двигателя: | komatsu SSA16V1 59 | SSA16V1 59 | SDA16V16 0 | komatsu SSDA16V1 60 | cummins KTA-38-C1200 | komatsu SDA12V16 0 | cummins KTTA3067-C | SAA6D17 0E | SA12V140 | komatsu SA12V140 |
| Объем кузова+"шапака", м³ | 103 | 111 | 147 | 184 | 78 | 54-78 | 61 | 40 | 40 | 64 |

Технические характеристики карьерных автосамосвалов **LIEBHERR**

| Параметры \ Модель | T 252 | T 262 | T 272 | T 282 |
|---------------------------------------|-------------------------------|-----------------------|----------------------|---------------|
| Эксплуатационная масса, кг | 715,0 | 815,0 | 410,5 | 566,3 |
| Эксплуатационная мощность, кВт | 1 286-1 510 | 1 510-1 864 | 1 492-2 000 | 1 864-2 050 |
| Грузоподъемность, т | 181,0 | 218,0 | 270,0 | 327,0 |
| Скорость, км/ч | 51 | 51 | - | 64 |
| Габаритные размеры | | | | |
| Длина, мм | 13 300 | 13 300 | 13 700 | 14 500 |
| Ширина, мм | 7 500 | 7800 | 6 400 | 8 800 |
| Высота, мм | 6 400 | 6 700 | - | 7 400 |
| Радиус разворота, м | | | | |
| Модель двигателя: | cummins QSK45, K1800E, K2000E | cummins QSK60, K2000E | cummins Diesel QSK60 | cummins QSK60 |
| Объем кузова, м ³ | 76,5 | 84 | | 122 |
| Объем кузова+"шапака", м ³ | 107,8 | 119 | - | 183,5 |

Технические характеристики карьерных автосамосвалов **TEREX (UNIT RIG)**

| Параметры \ Модель | MT 3000 | MT 3300 | MT 3600B | MT 3700B | MT 4400 | MT 5500 | MT 6300AC | TMT 260AC | TR 100 |
|---------------------------------------|--|--|--|--|----------------|------------------------------|----------------------------------|---|-----------------|
| Эксплуатационная масса, кг | 206,3 | 249,5 | 294,8 | 324,3 | 392,3 | 201,8 | 598,6 | 168,7 | - |
| Масса снаряженная, т | - | - | - | - | - | - | - | - | 157,72 |
| Эксплуатационная мощность, кВт | 895 | 1025 | 1398 | 1398 | 1865 | 2014 | 2610-2796 | 2014 | 783 |
| Грузоподъемность, кг | 120,0 | 136,0 | 170,0 -190,0 | 186,0 | 218,0 | 326,0 | 363,0 | 235,8 | 91,0 |
| Скорость, км/ч | 50 | 53 | 56,4 | 55 | 48 | 64 | 64 | - | 47,6 |
| Габаритные размеры Длина, мм | - | 12200 | 13100 | 13100 | 14100 | 14780 | 15090 | 14100 | 10802 |
| Ширина, мм | - | 6500 | 7300 | 7300 | 8000 | 9450 | 9540 | 8000 | 5935 |
| Высота, мм | - | 6400 | 6800 | 6900 | 7100 | 7670 | 7720 | 7100 | 5235 |
| Радиус разворота, м | - | 12,2 | 13,39 | 13,6 | 15,2 | 16,2 | 15,09 | 13,39 | 12,65 |
| Модель двигателя: | DETROIT DIESEL 16V 2000TA/cummins QSTA30 | cummins QSK 45/DETROIT DIESEL 16V 2000 | DETROIT DIESEL 16V 4000/cummins QSK 45 | DETROIT DIESEL 12V 4000/cummins QSK 45 | Cummins QSK 60 | cummins QSK 60/MTU/ DDC 4000 | DDC/MTU 20V 4000; cummins QSK 78 | cummins QSK60 2-Stage/MTU/ DDC Series 400 | cummins KTA38-C |
| Объем кузова, м ³ | - | 63 | 77 | 92 | 100 | 158 | - | - | 46 |
| Объем кузова+"шапака", м ³ | - | 87 | 111 | 123 | 128 | 218 | - | 144 | 57 |

Технические характеристики карьерных автосамосвалов БЕЛАЗ

| | | | | | | | | | | | | |
|--|------------------------|-------------|-------------|-------|--|-------------------|---------------|-------|-------------|-------------|-------------|-------|
| Параметры \ Модель | 7512 | 7513 | 75135 | 75137 | 7514 | 7521 | 7530 | 75302 | 75306 | 75406 | 7549 | 75600 |
| Эксплуатационная масса, кг | - | 107,0 | 100,0 | 100,0 | - | 157,0 | 151,0 | 151,6 | 156,1 | 22,5 | 67,0 | 240,0 |
| Масса снаряженная, т | - | 243 | 210 | - | - | - | - | - | 376,1 | - | - | - |
| Эксплуатационная мощность, кВт | 882 | 1194 | - | 1194 | 882/ 1100 | 1691 | 1675 | 1715 | - | 309 | 750 | 2610 |
| Грузоподъемность, кг | 120,0 | 130,0 | 110,0 | 136,0 | 120,0 | 180,0 | 200,0 | 220,0 | 220,0 | - | 80,0 | 320,0 |
| Скорость, км/ч | 50 | 50 | - | 50 | 50 | - | - | 50 | 45 | 50 | - | 64 |
| Габаритные размеры Длина, мм | 11270 | 11500 | - | - | 11270 | 12600 | - | 13390 | - | 7110 | - | 14900 |
| Ширина, мм | 6 140 | 6400 | - | - | 6 140 | 6950 | - | 7820 | - | 4 360 | - | 9250 |
| Высота, мм | 5 280 | 5900 | - | - | 5 280 | 6320 | - | 6650 | - | 3 930 | - | 7220 |
| Радиус разворота, м | | 13 | | | 14 | 14,5 | | 15 | | | | 17,2 |
| Модель двигателя: | cummins КТА- 38С | QSK 45-С | КТА 38-С | - | cummins КТА- 38С/cu mins КТА- 50С | 12ChN1 А-26/26 | 12DM- 21АМ | - | QSK 60-С | QSK 60-С | КТА- 38С | - |
| Объем кузова, м ³ | - | 51 | - | - | - | 84 | 80 | 80 | - | 15 | 35 | 139 |
| Объем кузова+"шалака", м ³ | | 74 | | | 110 | 110 | 114 | 112 | | | 46 | 199 |

Технические характеристики скреперов фирмы CATERPILLAR и JOHN DEERE

| Параметры \ Модель | 611 | 613C Series II | 621G | 623F | 627G | 631G | 637G | 657E | JOHN DEERE 762B | JOHN DEERE 862B |
|--------------------------|--------|-------------------|-------|--------|--------|-------|-------|--------|-----------------------|-----------------------|
| Масса, кг | - | 15264 | 32247 | - | 32247 | 46475 | 52047 | 69078 | 16175,1 | 22 271,3 |
| Мощность, кВт | 208 | 140 | 293 | 272,18 | 293 | 384 | 384 | 472 | 134,22 | 199,84 |
| Грузоподъем ность, кг | 16344 | 11975 | 21800 | - | 21800 | 34020 | 34020 | 47174 | - | - |
| Габаритные размеры | 12 015 | 10 135 | 2 159 | - | 12 878 | - | - | 16 178 | - | - |
| Длина, мм | 3 268 | 2 440 | 3 454 | - | 3 454 | - | - | 4 344 | - | - |
| Ширина, мм | 3 239 | 3 100 | 3 708 | - | 3 708 | - | - | 4 710 | - | - |
| Высота, мм | 11 | - | - | 17,6 | - | - | - | - | 8,41 | 13,76 |
| Объем бункера, м³ | 44,4 | - | 51,5 | 48 | 51,5 | 53,5 | - | 50 | - | - |
| Скорость, км/ч | 7 059 | - | - | - | - | - | - | - | - | - |
| Колесная база, мм | - | 160 | 333 | - | 333 | 437 | 437 | 440 | - | - |
| Глубина среза, мм | - | 2 350 | 3 032 | - | 3 023 | 3 512 | 3 512 | 3 846 | - | - |
| Ширина среза, мм | - | 450 | 522 | - | 522 | 545 | 545 | 580 | - | - |
| Дорожный просвет, мм | - | - | 17 | - | 17 | 26 | - | 33,6 | - | - |
| Объем кузова, м³ | - | - | - | - | - | - | - | - | - | - |

Технические характеристики скреперов ДЗ (Россия, Белоруссия)

| | | | | | | |
|---|------------------|---------------|-----------|--------------------|-----------|-----------------------|
| Параметры \ Модель | ДЗ-77, ДЗ-77А | ДЗ-74 | ДЗ-11П | ДЗ-113, ДЗ-113А | ДЗ-115 | ДЗ-107-1, ДЗ-107-2 |
| Базовый тягач | Т-130 | К-702 | МоАЗ-546П | БелАЗ-531 | БелАЗ-531 | БелАЗ |
| Способ тяги | прицепной | полуприцепной | самходный | самходный | самходный | самходный |
| Мощность, кВт | 117 | 147 | 158 | 265 | 2×265 | 2×407 |
| Емкость ковша, м ³ | 8 | 8 | 8 | 15 | 15 | 25 |
| Грузоподъемность, т | 16 | 16 | 15 | 27 | 29 | 50,4 |
| Ширина резания, мм | 2580 | 2650 | 2820 | 2926 | 3020 | 3550 |
| Глубина резания, мм | 350 | 200 | 300 | 350 | 350 | 410 |
| Дорожный просвет в транспортном положении, мм | 500 | 500 | 475 | 600 | 600 | 750 |
| Масса агрегата, т | 24,3 | 23,1 | 20 | 34 | 44,3 | 68 |

Технические характеристики экскаваторов ЭКГ

| Параметры / Модель | ЭКГ-5А | ЭКГ-5В | ЭКГ-5Д | ЭКГ-5А - УС | ЭКГ-12 | ЭКГ-12В* | ЭКГ-18 | ЭКГ-20А | ЭКГ-30 |
|--|---------------------|---------------------|---------------------|---------------|---------------|---------------|-----------|----------|-----------|
| Вместимость ковша, м ³ | 4,6-6,3 | 5 | 4,6-6,3 | 4,6 | 12-16 | 12 | 16-20 | 16-25 | 20-42 |
| Радиус черпания наибольший, м | 14,5 | 14,5 | 14,5 | 15,5 | 21 | 20,5 | 22,2 | 23,4 | 24,5 |
| Радиус черпания на уровне стояния, м | 9,04 | 9,04 | 9,04 | 10,5 | 14,3 | 13,8 | 15 | 15,2 | 16 |
| Высота черпания наибольшая, м | 10,3 | 10,2 | 10,3 | 12,9 | 15 | 15 | 16,3 | 17 | 18,5 |
| Радиус выгрузки наибольший, м | 12,65 | 12,65 | 12,65 | 13,7 | 18,5 | 18 | 18,3 | 20,9 | 21 |
| Радиус хвостовой части, м | 6,7 | 6,5 | 6,7 | 9 | 10 | 10 | 10,7 | 11,5 | 12,3 |
| Высота выгрузки наибольшая, м | 5,25 | 6,5 | 6,7 | 5,9 | 9,3 | - | 10 | 10 | 10 |
| Просвет под поворотной платформой, м | 1,85 | 1,89 | 1,89 | 1,85 | 3,1 | - | 3 | 3 | 3 |
| Длина гусеничного хода, м | 5,83 | 5,83 | 5,83 | 5,83 | 10,3 | 10,3 | - | 12,55 | - |
| Ширина гусеничной ленты, мм | 900/ 1100/1400 | 900/ 1100/1400 | 900/1100 | 900/ 1100 | 1400/ 1800 | 1400/ 1800 | 1800 | 1800 | 1800 |
| Среднее удельное давление на грунт при передвижении, кгс/см ² | 2,1/ 1,72/1,3 | 2,19/ 1,79/1,52 | 2,1/ 1,72/1,3 | 2,26/ 1,85 | 2,85/ 2,25 | 2,9/ 2,3 | 2,6 | 3,16 | 3,0 |
| Среднее удельное давление на грунт при передвижении, кПа | 205/ 162/ 127 | 215/ 176/ 149 | 205/ 162/ 127 | 221/ 181 | 280/ 220 | - | 225 | 320 | 294 |
| Наибольшее усилие на подвеске ковша, кН | 500 | 500 | 500 | 500 | 1225 | - | 1568 | 2000 | 2305 |
| Расчетная продолжительность цикла (при угле поворота 90°), с | 23 | 26 | 23 | 29 | 26 | 28 | 27 | 28 | 30 |
| Наибольший преодолеваемый угол подъема рад (град) | 0,2 (12) | 0,2 (12) | 0,2 (12) | 0,2 (12) | 0,26 (15) | - | 0,26 (15) | 0,2 (12) | 0,26 (15) |
| Скорость передвижения по горизонтальной площадке, км/ч | 0,55 | 0,55 | 0,55 | 0,55 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 0,88 | 1,1 |
| Мощность сетевого двигателя, кВт | 250 | 250 (400) | - | 250 | 1250 | 1250 | 1250 | 2250 | 3000 |
| Масса рабочая, т | 196 | 207 | 195 | 211 | 655/ 688 | 670 | 800 | 1075 | 1250 |

Таблица 26

| Технические характеристики экскаваторов НИТАСНИ (с рабочим оборудованием прямая лопата) | | | | | | | | | |
|--|------------|----------------|---------------------|----------------------|-----------------|---------------------|-----------------|---------------------|--|
| Параметры / Модель | ZX 450 LD | ZX 800 LD | EX 1200 LD | EX 1900 LD | EX 2500 LD | EX 3600 LD | EX 5500 LD | EX 8000 LD | |
| Двигатель | AA-6WG1XQA | Isuzu BB-6WG1T | Hitachi S6R-Y2TAA-2 | Hitachi S12A2-Y1TAA1 | Cummins QSK45-C | Hitachi S16R-Y1TAA1 | Cummins QSK45-C | Hitachi S16R-Y1TAA1 | |
| Мощность по SAE J 1349, кВт | 231 | 340 | 510 | 765 | 1007 | 1400 | 1007x2 | 1400 x 2 | |
| Эксплуатационная масса, тонн | 44 | 78 | 111 | 186 | 242 | 350 | 518 | 780 | |
| Энергоёмкость машины, кВт/т | 5,25 | 4,38 | 4,59 | 4,11 | 4,16 | 4,00 | 3,89 | 3,59 | |
| Тяговое усилие, кН | 319 | 560 | 618 | | 1330 | 1760 | 2230 | 2870 | |
| Давление на грунт, кПа | 82,0 | 106 | 139 | 178 | 174 | 181 | 230 | 235 | |
| Ковш стандартный (1:2), м ³ | 2,6 | 4,0 | 6,5 | 11,0 | 15,0 | 21,0 | 27,0 | 40,0 | |
| Ширина ковша, мм | 2030 | 2460 | 2700 | 3440 | 3590 | 4160 | 4700 | 5400 | |
| Максимальное раскрытие ковша, м | 1,39 | 1,60 | 1,88 | 2,10 | 2,15 | 1,96 | 2,70 | 3,2 | |
| Высота черпания, м | 9,94 | 10,85 | 12,35 | 14,61 | 15,01 | 16,30 | 18,90 | 20,50 | |
| Глубина черпания, м | 4,26 | 5,06 | 5,24 | 5,92 | 3,72 | 3,91 | 4,55 | 4,10 | |
| Минимальная дистанция черпания, м | 8,76 | 10,00 | 11,44 | 13,43 | 14,06 | 15,22 | 16,60 | 18,50 | |
| Высота погрузки, м | 2,86 | 3,35 | 4,46 | 5,55 | 5,34 | 5,85 | 6,15 | 6,50 | |
| Миним. дистанция напорного усилия, м | 7,37 | 7,90 | 8,74 | 10,44 | 10,35 | 10,99 | 13,10 | 15,00 | |
| Горизонтальное напорное действие, м | 5,07 | 5,78 | 6,52 | 7,65 | 8,14 | 8,65 | 9,80 | 10,70 | |
| Усилие поворота ковша по SAE:PCSA, кН | 3,34 | 3,82 | 4,34 | 4,82 | 4,98 | 5,05 | 5,55 | 6,20 | |
| Напорное усилие рукояти по SAE:PCSA, кН | 271 | 431 | 589 | 660 | 843 | 1130 | 1570 | 2870 | |
| Эффективность внедрения ковша, кН/мм | 271 | 441 | 583 | 710 | 918 | 1200 | 1570 | 2870 | |
| Топливный бак, литр | 0,13 | 0,18 | 0,22 | 0,21 | 0,26 | 0,27 | 0,33 | 0,53 | |
| | 650 | 901 | 1400 | 3085 | 3600 | 7200 | 10400 | 14000 | |

Технические характеристики экскаваторов **НИТАСНИ** с рабочим оборудованием обратной лопата

| Параметры / Модель | ZX 450 | ZX 600 | ZX 800 | EX 1200 | EX 1900 | EX 2500 | EX 3600 | EX 5500 |
|---|------------------|------------------|----------------|---------------------|----------------------|-----------------|---------------------|-----------------|
| Комплектация | ВН | ВН/BE | ВН/BE | ВН/BE | BE | BE | BE | BE |
| Двигатель | Isuzu AA-6WG1XQA | Isuzu BB-6WG1XQA | Isuzu BB-6WG1T | Hitachi S6R-Y2TAA-2 | Hitachi S12A2-Y1TAA1 | Cummins QSK45-C | Hitachi S16R-Y1TAA1 | Cummins QSK45-C |
| Мощность по SAE J 1349, кВт | 231 | 295 | 340 | 510 | 765 | 1007 | 1400 | 1007 x 2 |
| Эксплуатационная масса, тонн | 42,5 | 56,0/56,7 | 73,9/75,7 | 108/109 | 186 | 239 | 350 | 518 |
| Энергоёмкость машины, кВт/т | 5,44 | 5,27/5,20 | 4,60/4,49 | 4,72/4,68 | 4,11 | 4,21 | 4,00 | 3,89 |
| Тяговое усилие, кН | 319 | 415 | 560 | 618 | 942 | 1330 | 1760 | 2230 |
| Длина рукояти, м | 3,4 | 3,5/2,9 | 3,6/2,95 | 3,4/3,4 | 3,60 | 4,20 | 4,50 | 5,30 |
| Ширина трака, мм | 600 | 600 | 650 | 710 | 800 | 1000 | 1270 | 1400 |
| Давление на грунт, кПа | 79,0 | 99/100 | 101/103 | 136/137 | 178 | 173 | 181 | 230 |
| Ковш стандартный (1:1), м ³ | 1,90 | 2,7/3,5 | 3,4/4,3 | 5,0/6,5 | 12,0 | 15,0 | 22,0 | 29,0 |
| Ширина ковша, мм | 1460 | 1780/1990 | 2040/2130 | 2100/2310 | 3110 | 3180 | | 4150 |
| Высота черпания, м | 10,95 | 11,88/10,77 | 12,53/11,68 | 13,49/12,30 | 15,3 | 16,2 | 16,3 | 20,6 |
| Глубина черпания, м | 7,89 | 8,5/7,08 | 8,88/7,24 | 9,34/7,94 | 8,18 | 8,57 | 3,91 | 9,0 |
| Радиус черпания, м | 12,05 | 13,09/11,54 | 13,99/12,41 | 15,34/13,76 | 15,25 | 17,05 | 15,22 | 20,9 |
| Высота погрузки, м | 7,54 | 8,00/6,98 | 8,53/7,82 | 8,92/8,02 | 9,06 | 10,35 | 10,99 | 13,0 |
| Высота нижнего уступа, м | 4,84 | 7,61/5,14 | 7,79/4,34 | 7,62/5,08 | 3,86 | 5,07 | 6,50 | 5,5 |
| Усилие поворота ковша по SAE:PCSA, кН | 233 | 290/322 | 342/438 | 418/500 | 660 | 755 | 932 | 1310 |
| Напорное усилие рукояти по SAE:PCSA, кН | 194 | 222/270 | 273/325 | 402/402 | 710 | 745 | 922 | 1230 |
| Эффективность внедрения ковша, кН/мм | 0,16 | 0,16 | 0,17/0,21 | 0,20/0,22 | 0,23 | 0,24 | 0,25 | 0,32 |
| Топливный бак, л | 650 | 740 | 901 | 1400 | 3085 | 3600 | 7200 | 10400 |

ВН - стандартное рабочее оборудование: BE - рабочее оборудование с укороченной рукоятью

Технические характеристики карьерных гидравлических лопат компании **CATERPILLAR**

| Параметры / Модель | 365CL (обратная лопата, удлиненная стрела) | 385C (обратная лопата, удлиненная стрела) | 385C FS (прямая лопата) | 5110B ME (обратная лопата) | 5130 ME (обратная лопата) | 5230 ME (обратная лопата) | 6015* (прямая лопата) | 6018* (прямая лопата) | 6030* (прямая лопата) | 6040* (прямая лопата) | 6050* (прямая лопата) | 6060* (прямая лопата) |
|--|--|---|-----------------------------------|--------------------------------------|-------------------------------------|-------------------------------------|---------------------------------|---------------------------------|---------------------------------|---------------------------------|---------------------------------|---------------------------------|
| Двигатель | C 15 ACERT | C 18 ACERT | C 18 ACERT | | 3508B | 3516 | C 18 ACERT | C 18 ACERT | C 27 ACERT | C 32 | Commins K1500E | 3512C |
| Мощность, кВт | 301 | 390 | 390 | 519 | 597 | 1156 | 522 | 858 | 1140 | 1516 | 1880 | 2240 |
| Эксплуатационная масса, тонн | 70,4 | 84,13 | 90,6 | 127 | 180 | 316,6 | 105,2 | 183 | 294 | 405 | 528 | 569 |
| Ширина трака, мм | 750 | 650 | 650 | 700 | 800 | 1100 | 600 | 800 | 1000 | 1200 | 1400 | 1400 |
| Давление на грунт, кПа | 97,8 | 126,2 | 138 | | 178 | 202 | 167 | 185 | 220 | 241 | 259 | 244 |
| Вместимость ковша («с шапкой»), м ³ | 1,54-3,28 | 2,06-4,66 | 5,7 | 7,6 | 10 | 16 | 6 | 10 | 17 | 22 | 28 | 34 |
| Ширина ковша, мм | 1524 | 1372 | 1372 | 2620 | 2810 | 3940 | 2500 | 3720 | 3450 | 4220 | 4800 | 4800 |
| Высота черпания, м | 12,5 | 14,94 | 11,26 | 8,6 | 9,1 | 9,8 | 11 | 13,2 | 13,9 | 14,4 | 15,3 | 15,5 |
| Глубина черпания, м | 8,24 | 11,45 | 2,84 | 7,9 | 8,4 | 9,4 | 2,2 | 2,3 | 2,5 | 2,6 | 2,4 | 2,7 |
| Радиус черпания, м | 13,01 | 17,04 | 10,35 | 13,9 | 14,9 | 17,7 | 10,5 | 12,9 | 13,7 | 15,4 | 16,2 | 16,4 |
| Высота погрузки, м | 8,62 | 11,2 | 7,43 | 8,6 | 9,1 | 9,8 | 8,8 | 10,1 | 10,7 | 10,9 | 11,8 | 11,6 |
| Усилие поворота ковша, кН | 295 | 335 | 538 | 439кг | 624кг | 874 | | | | | | |
| Напорное усилие рукояти, кН | 287 | 293 | 429 | | | | | | | | | |
| Топливный бак, л | 800 | 1240 | 1240 | | 2600 | 5330 | 1300 | 3200 | 5360 | 7800 | 10700 | 13000 |

* – оборудование обратной гидравлической лопаты имеет маркировку FS

Технические характеристики гидравлических экскаваторов **KAMATSU**

| Параметры / Модель | PC200-8 (обратная лопата) | PC300-8 (обратная лопата) | PC1250-7 (обратная лопата) | PC2000-8 (прямая лопата) | PC3000 | PC4000 | PC5500 | PC8000-6 |
|-------------------------------|---------------------------------|---------------------------------|----------------------------------|--------------------------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| Двигатель | SAA6D107E -1 | SAA6D114 E-3 | SAA6D170 E-3 | SAA12V14 0E-3 | SSA12V1 59 | SDA16V 160 | SSA12V 159 | SDA16V16 0 |
| Мощность, кВт | 116 | 194 | 485 | 728 | 940 | 1400 | 940 | 1500 |
| Эксплуатационная масса, тонн | 20,0 | 31,1 | 106,7 | 195 | 250 | 385 | 531 | 700 |
| Ширина трака, мм | 800 | 700 | 700 | 810 | 800 | 1200 | 1350 | 1500 |
| Давление на грунт, кПа | 34,3 | 54,8 | 137 | 186 | 234 | 215 | 231 | 263 |
| Емкость ковша, м ³ | 0,5-1,17 | 0,52-2,35 | 3,4-5,2 | 11 | 15 | 22 | 28 | 42 |
| Ширина ковша, мм | 1325 | 1645 | 2220 | 3220 | 3790 | 4020 | 4565 | 5630 |
| Высота черпания, м | 9,5 | 9,46 | 13,4 | 14,45 | 14,4 | 16,2 | 18,3 | 19,3 |
| Глубина черпания, м | 5,38 | 6,4 | 9,35 | 3,19 | 3,2 | 2,7 | 2,8 | 3,1 |
| Радиус черпания, м | 8,85 | 10,12 | 15,0 | 13,17 | 13,4 | 15,1 | 16,5 | 17,8 |
| Высота погрузки, м | 6,63 | 6,52 | 8,68 | 9,665 | 10,1 | 11,9 | 13,4 | 13,8 |
| Усилие поворота ковша, кН | 177 | 259 | 430 | 721 | 1000 | 1250 | 1865 | 2320 |
| Напорное усилие рукояти, кН | 145 | 225 | 400 | 755 | 1100 | 1330 | 1870 | 2320 |
| Топливный бак, л | 400 | 650 | 1360 | 3400 | 4500 | 6400 | 10800 | 13500 |

Таблица 30

Технические характеристики карьерных гидравлических экскаваторов компании SURFACE MINING P&H

| Параметры / Модель | РН-1900AL | РН-2100BL | РН-2100XPA | РН-2300XPB | РН-2800XPB | РН-4100 | РН-5700XPA |
|--|--------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|------------------------|
| Емкость ковша, м ³ : номинальная переменная | 10,7 7,5...19,1 | 13,8 10,7...21,4 | 16,8 12,2...25,2 | 24,5 19,9...36,7 | 35,2 25,2...53,5 | 42,8 30,6...61,2 | 53,5 45,8...65...65 |
| Максимальная высота черпания, м | 14,6 3 | 14,73 | 15,14 | 15,39 | 16,23 | 16,92 | 20,73 |
| Максимальная высота разгрузки, м | 9,75 | 9,65 | 10,06 | 9,91 | 10,01 | 9,6 | 13,26 |
| Максимальный радиус черпания, м | 17,83 | 20,04 | 20,6 | 21,54 | 23,88 | 23,5 | 29,06 |
| Радиус черпания на уровне стояния, м | 11,58 | 13,49 | 14,05 | 15,27 | 16,63 | 15,62 | 20,42 |
| Максимальный радиус разгрузки, м | 16,15 | 17,53 | 18,08 | 18,69 | 20,98 | 21,08 | 25,48 |
| Радиус вращения кузова, м | 7,02 | 7,62 | 8,61 | 9,75 | 9,96 | 10,066 | 11,35 |
| Время цикла, с | 28 | 30 | 30 | 30 | 30 | 32 | 32 |
| Мощность, кВт | 368 | 552 | 1426 | 1858 | 2227 | 2684 | 5042 |
| Масса, т | 436 | 572 | 627 | 884 | 1237 | 1383 | 1905 |
| Удельное давление на грунт, МПа | 0,235 | 0,262 | 0,297 | 0,284 | 0,331 | 0,281 | 0,289 |

Таблица 31

Технические характеристики шагающих драглайнов ЭШ ОАО «Уралмашзавод»

| Параметры \ Модель | ЭШ 11.75 | ЭШ 20.90 | ЭШ 25.90 | ЭШ 40.100 | ЭШ 65.100 | ЭШ 100.100 |
|--|----------|----------|----------|-----------|-----------|------------|
| Вместимость ковша, м ³ | 11 | 20 | 25 | 40 | 65 | 100 |
| Длина стрелы, м | 75 | 90 | 90 | 100 | 100 | 100 |
| Концевая нагрузка, тс | 33 | 63 | 77 | 125 | 205 | 300 |
| Радиус черпания и разгрузки, м | 71,4 | 83 | 85,4 | 94,8 | 97,6 | 97 |
| Высота разгрузки, м | 30,6 | 38,5 | 37,5 | 40 | 38,5 | 43 |
| Глубина копания, м | 38 | 42,5 | 47 | 47 | 46 | 47 |
| Рабочая масса, т | 843 | 1690 | 1900 | 3310 | 5460 | 10300 |
| Среднее удельное давление на грунт под башмаками при передвижении, МПа | 0,145 | 0,24 | 0,187 | 0,2 | 0,2 | 0,265 |
| Среднее удельное давление на грунт под опорной рамой при работе, МПа | 0,09 | 0,105 | 0,103 | 0,137 | 0,125 | 0,18 |
| Мощность сетевого двигателя, кВт | 1250 | 2500 | 2500 | 2x2250 | 4x2250 | 4x3600 |

Технические характеристики шагающих драглайнов ЭШ НКМЗ

| Параметры \ Модель | ЭШ 6,5/45 | ЭШ 11/70 | ЭШ 14/50 | ЭШ 15/80 | ЭШ 20/65 | ЭШ 10/100 |
|--|-----------|----------|----------|----------|----------|-----------|
| Вместимость базового ковша, м ³ | 6,5 | 11 | 14 | 15 | 20 | 10 |
| Длина стрелы, м | 45 | 70 | 50 | 100 | 65 | 100 |
| Концевая нагрузка, тс (не более) | 16,5 | 30,4 | 33,3 | 42 | 51 | 28 |
| Радиус черпания и разгрузки, м | 43,5 | 66,5 | 46,5 | 76,5 | 61 | 93,5 |
| Высота разгрузки, м | 19,5 | 27,5 | 20,5 | 37 | 27 | 42 |
| Глубина копания, м | 22 | 35 | 21 | 45 | 32 | 50 |
| Рабочая масса, т | 280 | 720 | 620 | 1160 | 1100 | 1030 |
| Среднее удельное давление на грунт под башмаками при передвижении, МПа | 0,108 | 0,153 | 0,133 | 0,147 | 0,132 | 0,147 |
| Среднее удельное давление на грунт под опорной рамой при работе, МПа | 0,058 | 0,095 | 0,083 | 0,098 | 0,088 | 0,098 |

Технические характеристики шагающих драглайнов компании CATERPILLAR

| Параметры \ Модель | 8000 | 8200 | 8750 |
|--|-----------|-----------|-----------|
| Вместимость ковша, м ³ | 31-32 | 45-61 | 76-129 |
| Длина стрелы, м | 76-84 | 76-100 | 109-132 |
| Концевая нагрузка, тс | 93,9-95 | 136-181 | 394-226 |
| Радиус черпания и разгрузки, м | 88,4 | 88,4-90 | 94-111 |
| Высота разгрузки, м | 42,7 | 45 | 52-62 |
| Глубина копания, м | 53,3 | 53,5 | 54-70 |
| Рабочая масса, т | 1751-1792 | 3836-4173 | 5955-7500 |
| Среднее удельное давление на грунт под башмаками при передвижении, МПа | 0,145 | 0,24 | 0,187 |
| Среднее удельное давление на грунт под опорной рамой при работе, МПа | 0,09 | 0,105 | 0,103 |

Технические характеристики шагающих драглайнов компании SURFACE MINING (P&H)

| Параметры \ Модель | 9010C | 9020C | 9020XPC |
|--|-------------|-------------|-------------|
| Вместимость ковша, м ³ | 42-60 | 55-90 | 85-122 |
| Длина стрелы, м | 80-105 | 90-125 | 100-130 |
| Концевая нагрузка, тс | 180-130 | 230-172 | 394-226 |
| Радиус черпания и разгрузки, м | 80-105 | 86-120 | 84-125 |
| Высота разгрузки, м | 32-42 | 34,5-58 | 44-64,5 |
| Глубина копания, м | 51-68 | 55-86 | 56,5-77 |
| Рабочая масса, т | 3640-4056 | 5647-5955 | 7539-8002 |
| Среднее удельное давление на грунт под башмаками при передвижении, МПа | 0,276-0,308 | 0,257-0,270 | 0,239-0,254 |
| Среднее удельное давление на грунт под опорной рамой при работе, МПа | 0,129-0,144 | 0,143-0,150 | 0,134-0,139 |

Технические характеристики вскрышных экскаваторов

| Параметры / Модель | Вucyrus Erie 950B | Вucyrus Erie 1050B | ЭВГ-35.65M | Marion 5760 | Marion 6360 | Вucyrus Erie 1850-B BB | Вucyrus Erie 3850-B BH |
|---|-------------------|--------------------|------------|-------------|-------------|------------------------|------------------------|
| Вместимость стандартного ковша, куб.м | 24,5 | 30,5 | 35 | 45,6 | 137 | 69 | 88 |
| Вместимость ковша для легких пород, куб.м | – | 34,5 | 50 | 53,5 | 153 | – | 107 |
| Эксплуатационная масса, т | 1130 | 1150 | 3850 | 2630 | 12700 | 4990 | 9070 |
| Высота выгрузки, м | 25,5 | 34,5 | 45 | 30,7 | 39,5 | 30,5 | 45,7 |
| Высота копания, м | 33,5 | 31,2 | 50 | 38,8 | 51 | 38 | 51 |
| Радиус копания, м | 43,1 | 40 | 65 | 44 | 64 | 45,7 | – |
| Максимальное усилие на блоке ковша, тс | 120 | 150 | 210 | 250 | 770 | – | 490 |
| Средняя скорость подъема ковша, м/с | 1 | 1,2 | 1,58 | 1,7 | 2,2 | – | 2,1 |
| Полная мощность, кВт | 900 | – | 3200 | 3700 | 15450 | 5152 | 4416 |

Технические характеристики фронтальных погрузчиков, Украина

| Параметры/ модель | T-156A | T-156B | ХТЗ-156М | PN 920 | PN 936 | PN 956 | PN 966 |
|--|------------------------------------|------------------------------------|------------------------------------|-----------------------------|-----------------------------|-----------------------------|-----------------------------|
| Вместимость ковша геометрическая, м ³ | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1.0 | 2,0; 2,5 | 3,0; 4,0 | 3,7; 5,5 |
| Ширина режущей кромки ковша, мм | 2860 | 2860 | 2860 | | | | |
| Наибольшая высота разгрузки ковша, мм | 3290 | 3290 | 3290 | 2610 | 3057 | 3350 | 3314 |
| Мощность двигателя, кВт: | 111 | 128,7 | 128,7 | 60 (82) | 92 (126) | 162(220) | 175 (238) |
| Наибольшая скорость соответственно на I, II, III и IV передачах, км/ч: | | | | | | | |
| при движении вперед | 2,5 - 31,0 | 2,86 - 35,2 | 0,0 - 33,1 | 0-5,5; 0-11; 0-20; 0-27 | 0-7,49; 0-35 | 0-13; 0-38 | Максималь на 40 |
| при движении назад | 2,7 - 13,7 | 3,07 - 15,5 | 0,0 - 15,5 | 0,0-7,5 | 0-11 | 0-17 | |
| Габариты: длина | 7310 | 7310 | 7310 | 5620 | 7070 | 8056 | 8723 |
| высота (по кабине) | 3285 | 3285 | 3570 | 2750 | 3193 | 3395 | 3548 |
| ширина | 2500 | 2500 | 2500 | 2075 | 2484 | 3072 | 2923 |
| Наименьший радиус поворота, м | 6,7 | 6,7 | 6,7 | 4,6 | 6,0 | 7,2 | |
| Объем топливного бака, л | 315 | 315 | 305 | 85 | 160 | 280 | 350 |
| Масса погрузчика, т | 10,32 | 10,55 | 10,55 | 6,2 | 10,8 | 17 | 21 |
| Производитель | ОАО "Харьковский тракторный завод" | ОАО "Харьковский тракторный завод" | ОАО "Харьковский тракторный завод" | Таврийский завод PETRO NICK | Таврийский завод PETRO NICK | Таврийский завод PETRO NICK | Таврийский завод PETRO NICK |

Таблица 37

Технические характеристики фронтальных погрузчиков, Белоруссия

| Параметры/ модель | 325 (ТО-18К) | 332А | 342В (ТО-28) | 352 | 361 | 371 | ТО-27-2 | ТО-21-1 | МоАЗ-4045 | МоАЗ-40484 | БелАЗ-7822 |
|---|--------------------------|------------------------|--------------------------|-----------------------------|-----------------------------|--------------------------------|----------------|------------------|---------------------------------|---------------------------------|---------------------------------|
| Номинальная грузоподъемность, т | 2,5 | 3,4 | 4 | 5 | 6 | 7 | 7,3 | 15 | 5 | 7,5 | 10 |
| Вместимость ковша геометрическая, м ³ | 1,4 | 1,9 | 2,3 | 2,6 | 3,4 | 3,8 | 3,65 | 7,65 | 3,7 | 3,7; 5,0; 6,5 | 6 |
| Ширина режущей кромки ковша, мм | 2500 | 2500 | 2550 | 2550 | 3090 | 3250 | 3150 | 4170 | 3300 | 3750 | 3900 |
| Наибольшая высота разгрузки ковша, мм | 2650 | 2800 | 3070 | 3050 | 3200 | 3200 | 3900 | 4200 | 3200 | 3260 | 4050 |
| Вынос ковша по лезвию режущей кромки при полном подъеме и разгрузке под углом 45°, мм | 935 | 900 | 1030 | 1100 | 1350 | 1350 | 1200 | 1850 | | | |
| Мощность двигателя, кВт: | 73,5 | 95 | 109 | 132 | 176 | 191 | 246 | 588,3 | 1630 | 1240 | 2220 |
| Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие), кН | | 105 | 120 | 149 | 170 | 172 | 240 | 402,5 | 220 | 220 | 312 |
| Наибольшая скорость соответственно на I, II, III и IV передачах, км/ч: | 6,1; 11,6; 19,4;34 | 6; 10,9; 20,2; 35,0 | 6,7; 12,2; 22,6; 36,0 | 8,1; 12,4; 25,5; 39,0 | 5,2; 10,4; 20,2; 31,0 | 5,6; 11,1; 21,0; 31,0 | 5,8— 34,8 | 5,3; 11; 21,2 | максимальная 40 | 0...45 | 32 |
| Габариты: | | | | | | | | | | | |
| длина | | 7100 | 7240 | 7900 | 8170 | 8400 | | 12380 | 9780 | 9520 | 11640 |
| высота (по кабине) | | 3400 | 3450 | 3450 | 3815 | 3870 | — | 5010 | 3750 | 3330 | 4150 |
| ширина | 2440 | 2500 | 2650 | 2650 | 3090 | 2690 | — | 4170 | 3300 | 2500 | 3900 |
| Наименьший радиус поворота, м | 5,6 | 5,6 | 5,95 | 6,3 | 7,05 | 7,13 | 7,5 | 9,8 | 7,2 | 8 | 9,5 |
| Объем топливного бака, л | 170 | 215 | 215 | 215 | 380 | 380 | — | 875 | | | |
| Масса погрузчика, т | 8,6 | 10,8 | 11,7 | 13,5 | 20,5 | 20,9 | 27 | 74 | | | 53,00 |
| Производитель | ОАО «АМК АДОР» | ОАО «АМК АДОР» | ОАО «АМК АДОР» | ОАО «АМК АДОР» | ОАО «АМКА ДОР» | ОАО «АМК АДОР» | ОАО «АМК АДОР» | ОАО «АМК АДОР» | Могилевский автомобильный завод | Могилевский автомобильный завод | Белорусский автомобильный завод |

Таблица 38

Технические характеристики фронтальных погрузчиков, Россия

| Параметры/ модель | ПФ-1 К-701 | К-702М-ПК-6Т | ПК-33-02-00, ПК-33-02-01 | ПК-40-02-00, ПК-40-02-1 | ПК-60-01-00 | Четра ПК60 | Четра ПК120 | В-160 | Т-40 | В-190 |
|---|-------------------------|-------------------------|--------------------------|-------------------------|----------------------|--------------------------------|----------------------|--|--|--|
| Номинальная грузоподъемность, т | 5 | 6 | 3,3 | 4 | 6 | | | 6,2 | 7,2 | 9 |
| Вместимость ковша геометрической, м ³ | 2,5 | 3 | 1,6-1,8 | 1,95-2,2 | 3 | 3,7 | 5,5 | 3,4 | 4,15 | 5 |
| Ширина режущей кромки ковша, мм | 2800 | 3100 | 2700 | 2700 | 3200 | 3400 | 4150 | 2900 | 3230 | 3230 |
| Наибольшая высота разгрузки ковша, мм | 3050 | 3260 | 2868 | 2885 | 2940 | 3072 | 4332 | 3200 | 3250 | |
| Мощность двигателя, кВт: | 173 | 173 | 86,2 | 97,5 | 143 | 175/238 | 382/520 | 176 | 242,5 | 243 |
| Наибольшее усилие черпания, кН | | 226 | 95,5 | 113 | | | | | | |
| Наибольшая скорость соответственно на I, II, III и IV передачах, км/ч | | 3-12(39) | 32 | 39 | | 6,4; 12,0; 23,0; 37,0 | 7,6; 14,4; ; 25,8 | 0...35 | 0...28 | 6,7 / 6,7; 11,4 / 11,4; 24,0 / 24,0; 34 / 0 |
| Габариты: | | | | | | | | | | |
| длина | 10500 | 8900 | 6650 | 7100 | 7910 | 8745 | 10760 | 8560 | 9200 | 10200 |
| высота (по кабине) | 3750 | 3800 | 3395 | 3410 | 3330 | 3600 | 4461 | 5700 | 4150 | 4030 |
| ширина | 2900 | 3100 | 2480 | 2480 | 2900 | 3180 | 4060 | 2900 | 3380 | 3230 |
| Наименьший радиус поворота, м | | | 5,9 | 5,9 | 6,5 | | 9,5 | 6 | 7,9 | 7,9 |
| Масса погрузчика, т | 17,6 | 21 | 9,25 | 9,93 | 16,2 | 22 | 52,9 | 20,10 | 27,00 | 27 |
| Производитель | ООО «Завод Спецтехники» | ООО «Завод Спецтехники» | ЗАО «Орел-Погрузчик» | ЗАО «Орел-Погрузчик» | ЗАО «Орел-Погрузчик» | ВАТ "Промтрактор" | ВАТ "Промтрактор", | ЗАО «Челябинские строительные-дорожные машины» | ЗАО «Челябинские строительные-дорожные машины» | ЗАО «Челябинские строительные-дорожные машины» |

Технические характеристики фронтальных погрузчиков **DRESSTA**, Польская народная республика

| Параметры/ модель | DRESSTA 534C | DRESSTA 555C | DRESSTA 560E |
|--|-----------------------|-------------------------|------------------------|
| Вместимость ковша геометрическая, м ³ | 3,02 | 3,4 | 4,7 |
| Ширина режущей кромки ковша, мм | 2800 | 3490 | 3650 |
| Наибольшая высота разгрузки ковша, мм | 3100 | 3300 | 3480 |
| Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие), кН | 140 | 267 | 317,7 |
| Наибольшая скорость соответственно на I, II, III и IV передачах при движении вперед, км/ч: | 0-8,0;0-16; 0-27;0-39 | 0-6,8;0-12; 0-20,8;0-35 | 0-7,1;0-12,2; 0-32,5;0 |
| Габариты: | | | |
| длина | 7930 | 9280 | 9830 |
| высота (по кабине) | 3650 | 3650 | 4110 |
| ширина | 2690 | 3270 | 3380 |
| Наименьший радиус поворота, м | 6,22 | 7,26 | 8,64 |
| Объем топливного бака, л | 300 | 511 | 700 |
| Масса погрузчика, т | 20,38 | 28,918 | 41,82 |

Технические характеристики фронтальных погрузчиков KOMATSU, Япония

| Параметры/ модель | WA-500-1 | WA-600-1 | WA-700-1* | WA-800-2* |
|--|----------|----------|-----------|-----------------|
| Номинальная грузоподъемность, т | — | — | — | 17,1 |
| Вместимость основного ковша с "шпаклей", м ³ | 4 | 5,4 | 8,5 | 10,5 |
| Наибольшая высота разгрузки ковша, мм | 3275 | 3775 | 4380 | 5715 |
| Вынос ковша по лезвию режущей кромки при полном подъеме и разгрузке под углом 45°, мм | 1320 | 1640 | 1910 | 2110 |
| Мощность двигателя, кВт: | 217 | 309 | 478 | 594,3 |
| Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие), кН | 264,8 | 445,8 | 516,9 | 676,8 |
| Наибольшая скорость соответственно на I, II, III и IV передачах при движении вперед, км/ч: | 34,2 | 32,9 | 30 | 7,0; 12,3; 27,8 |
| Габариты: длина | — | — | — | 13885 |
| высота (по кабине) | 3895 | 4255 | 4790 | 5005 |
| ширина | — | — | — | 5040 |
| Наименьший радиус поворота, м | 7,18 | 8,21 | 9,59 | 10,99 |
| Объем топливного бака, л | — | — | — | 1440 |
| Масса погрузчика, т | 27,54 | 40,77 | 65,93 | 89,6 |

Технические характеристики фронтальных погрузчиков с большим объемом ковша
CATERPILLAR, США

| Параметры/ модель | 988* | 988В | 992С |
|---|-----------------|---------------------------|------------------|
| Номинальная грузоподъемность, т | 8,2 | 9,6 | <u>13,6**</u> |
| Вместимость ковша геометрическая, м ³ | 4,6 | 5,0–6,3 | 9,2—10,4 |
| Ширина режущей кромки ковша, мм | 3270 | 3645 | <u>4750–4786</u> |
| Наибольшая высота разгрузки ковша, мм | 3250 | 4180 | <u>4170–4484</u> |
| Мощность двигателя, кВт: | 239 | 306 | 548 |
| Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие), кН | 175,4 | <u>333–462</u> | 645,3 |
| Наибольшая скорость соответственно на I, II, III и IV передачах, км/ч | 6,4; 14,5; 35,6 | 6,4; 11, 5; 20,4; 36,2 | 6,9; 12,1; 20,9 |
| Габариты: длина | 8534 | <u>10021–10729</u> | 13570 |
| высота (по кабине) | 3700 | 7323–7391 | 5483 |
| ширина | 3213 | 3553 | 4495 |
| Наименьший радиус поворота, м | 7,85 | 7,87 | <u>9,74</u> |
| Объем топливного бака, л | — | 620 | 1136 |
| Масса погрузчика, т | 30,8 | <u>42,4–43,4</u> | <u>88,4</u> |

Технические характеристики фронтальных погрузчиков **НІТАСНІ**, Япония

| Параметры/ модель | LX 130-7 (старые версии) | LX 300-7 (старые версии) | LX 450-7 (старые версии) | ZW-150 | ZW-180 | ZW-220 | ZW-250 | ZW-310 | 70ZIV-2 |
|---|-----------------------------|-----------------------------|-----------------------------|--------------------|--------------------|----------------------|----------------------|----------------------|-----------------------------|
| Вместимость ковша геометрическая, м ³ | 2,4 – 3,5 | 4,2 – 5,0 | 4,8 – 6,0 | 1,9 – 2,7 | 2,2 – 3,3 | 2,7 – 3,4 | 2,9 – 3,7 | 3,4 – 4,2 | 2,0; 2,5; 2,7 |
| Ширина режущей кромки ковша, мм | 3050 | 3700 | 4100 | 2690 | 2690 | 2910 | 3050 | 3150 | 2670 |
| Наибольшая высота разгрузки ковша, мм | 2770 | 3130 | 3330 | 2860 | 2770 | 2770 | 2910 | 3040 | 2705 |
| Мощность двигателя, кВт: | 143 | 243 | 331 | 107 | 128 | 164 | 179 | 220 | 118 |
| Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие), кН | | | | 108 | 119 | 119 | 195 | 225 | 122,6 |
| Наибольшая скорость соответственно на I, II, III и IV передачах, км/ч | 34,5 | 35 | 33 | 0-7;0-15;0-20;0-39 | 0-7;0-15;0-20;0-38 | 0-7;0-12;0-23;0-36,6 | 0-7;0-12;0-23;0-36,7 | 0-7;0-12;0-23;0-36,8 | 0-7,5; 0-12,5; 0-20,5; 0-37 |
| Габариты: длина | 7520 | 9430 | 11250 | 7075 | 7640 | 7640 | 8440 | 8880 | 7515 |
| высота (по кабине) | 3240 | 3750 | 4230 | 3260 | 3280 | 3375 | 3405 | 8465 | 3335 |
| ширина | 2690 | 3480 | 3700 - 4050 | | | | | | 2670 |
| Наименьший радиус поворота, м | | 7,91 | 8,93 | 5,05 | 6,1 | 6,1 | 6,79 | 7,01 | 6,04 |
| Объем топливного бака, л | | 450 | 680 | 250 | 230 | 270 | 325 | 382 | 220 |
| Масса погрузчика, т | 17,07 | 29,7 | 46,6 | 11,82 | 14,71 | 17,8 | 20,13 | 22,74 | 12,92 |

Технические характеристики фронтальных погрузчиков, США

| Параметры/ модель | D600B* | DE620 | H-560 | H-400C | H-580 | L-600 | L-800 | L-1200 | 275B | $\frac{475B^*}{475C}$ | 675B |
|--|--------------------------------|--------------|--------------------------------|--------------------------------|--------------------------------|-------------------|-------------------|-------------------|-----------------|---|----------------------|
| Номинальная грузоподъемность, т | 20,4 | 20,4 | 9,25 | 15 | 24,9 | 13,6 | 20,4 | 24,9 | 9,25 | 16,3** | 32,7 |
| Вместимость основного ковша с "шапкой", м3 | 11,5 | 11,5 | 8,4 | 8,4 | 16,8 | 7,65 | 11,47 | — | 5,35 | 9,18 | 18,35 |
| Ширина режущей кромки ковша, мм | 4724 | 4724 | 3556 | 4267 | 5486 | 4013 | 4877 | — | 3518 | 4121 | 5664 |
| Наибольшая высота разгрузки ковша, мм | 4520 | 4520 | 3700 | 4200 | 5359 | 4100 | 5100 | 5700–5900 | 3900 | 4200 | 5400 |
| Мощность двигателя, кВт: | 588,3 | 522 641 | 309 | 467 | 882,5 | 441 | 648 | 895 | 268 | 516,3 | 1030 |
| Наибольшее усилие черпания (отрывное усилие), кН | 529,2 | 529,3 | 253,7 | 365,3 | 856,2 | 429,9 | 479,5–531,9 | 729,4 | 214,5 | 439,9 | 674,5 |
| Наибольшая скорость на I, II, III и IV передачах, км/ч | 5,8; 11,3; 19,3; 35,4 | 24,1 | 35,7 | 34,4 | 28,6 | 24,1 | 24,1 | 19,35 | 34,8 | 3,7; 6,5; 11; 29,5 | 5,9; 10; 16,4; 29 |
| Габариты: длина | 12850 | 13560 | 8941 | 10998 | 14580 | 11989 | 13614 | — | 8865 | 11938 | 15418 |
| высота (по кабине) | 5590 | 5590 | 4030 | 4572 | 5359 | 4470 | 4877 | — | 4013 | 4902 | 6502 |
| ширина | 4470 | 4470 | 3378 | 4064 | 5486 | 3607 | 4521 | — | 3429 | 4140 | 5461 |
| Наименьший радиус поворота, м | 9,45 | 10,1 | 8,65 | 9,1 | 12,4 | 8,64 | 9,91 | 12,1 | 8,3 | 10,3 | 13,2 |
| Масса погрузчика, т | 81,8 | 89,4 | 36 | 56,7 | 131,1 | 59,1 | 91,2 | 148,3 | 36 | 70,2 | — |
| Производитель | DART | DART | International Harvester | International Harvester | International Harvester | Le Torneau | Le Torneau | Le Torneau | Michigan | Michigan | Michigan |

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Шешко, Е.Ф. Основы проектирования карьеров./ Е.Ф. Шешко, А.В. Ржевский. –М.: Углетехиздат, 1958. – 335 с.
2. NigriAnalysis [Электронный ресурс]. – Режим доступа: www.nigri.dp.ua, Кривой Рог: НИГРИ, 2011.
3. Дриженко, А.Ю. Відкрита розробка залізних руд України: стан і шляхи удосконалення: Монографія / А.Ю. Дриженко, Г.В. Козенко, А.О. Рикус за ред. А.Ю. Дриженка. – Д.: Національний гірничий університет, 2008. – 452 с.
4. Ржевский, В.В. Технология и комплексная механизация открытой добычи угля, руд и нерудных ископаемых / В.В. Ржевский, Н.Д. Золотарев. Часть 1, Москва, 1964. – 112 с.
5. Васильев, М.В. Транспорт глубоких карьеров / М.В. Васильев. – М.:Недра, 1983. – 295 с.
6. Беляков, Ю.И. Проектирование экскаваторных работ / Ю.И. Беляков. – М.:Недра, 1983. – 349 с.
7. Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов. [Не действующий]– Л.: Строиздат, 1968, – 368 с. – (Нормативный документ СССР).
8. Потапов, М.Г. Карьерный транспорт: Уч. для техникумов / М.Г. Потапов, – 5-е изд., перераб. и доп.– М., Недра, 1985. – 239 с.
9. Томаков, П.И. Технология, механизация и организация открытых горных работ: Уч. для вузов./ П.И. Томаков, И.К. Наумов. – 2-е изд., доп. – М.: Недра, 1986. – 312 с.
10. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. [Не действующий] – Л.: Минчермет СССР, 1986. – 264 с. – (Нормативный документ СССР)
11. СНИП 2.05.07-91 «Промышленный транспорт»
12. Бизов, В.Ф. Відкриті гірничі роботи / В.Ф. Бизов, А.Ю. Дриженко. – Кр. Ріг: Мінерал, 2004. – 341 с.
13. Браташ, В.А. Тяговые агрегаты на железнодорожном транспорте глубоких карьеров / Браташ В.А., Дриженко А.Ю. – М.: Недра, 1989. – 160 с.
14. Проектирование карьеров: Учебник / К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин [и др.]. – 3-е изд., перераб. – М.: Высш.шк., 2009. – 694 с.
15. Вайсберг, Л.А. Состояние и перспективы циклично-поточной технологии/ Л.А. Вайсберг, В.Ф. Баранов // Горный журнал, –2002. – №4. – С. 35-40.
16. Заровняев, Б.Н. Новые способы и методы ведения горных работ на глубоких алмазодобывающих карьерах / Б.Н. Заровняев, Г.В. Шубин, И.Н. Гоголев, А.Д. Андросов, А.Н. Акишев, А.Г. Журавлев // Горный информационно-аналитический бюллетень, – 2011. – №12. – С. 80-84.
17. Юдин, А.В. Перспективность применения типовых решений переносных перегрузочных пунктов в глубоких карьерах / А.В. Юдин, В.П. Линева // Горный журнал, – 1982. – №5. – С. 21-25.

18. Шилин, А.Н. Пути интенсификации вскрышных работ на карьере / А.Н. Шилин // Горный журнал, – 1981. – №5. – С. 15-19.
19. Дриженко, А.Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы: моногр. / А.Ю. Дриженко. – Д.: ГВУЗ “НГУ”, 2011. – 542 с.
20. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Часть 2 / М.Г. Новожилов, В.С. Хохряков, Г.Д. Пчелкин [и др.]. – М.: Недра, 1971. – 552 с.
21. Интенсификация горных работ в карьере / А.И. Арсентьев, А.А. Ещенко, Б.К. Оводенко [и др.]. – М.: Недра, 1965. – 275 с.
22. Ржевский, В.В. Открытые горные работы. Учебник для вузов. В 2-х частях. Часть 2. Технология и комплексная механизация / Ржевский В.В. –4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1985. – 549 с.
23. Фелоненко, М.А. Отработка панелей диагональными заходками на карьерах ЦГОКа / М.А. Фелоненко // Горный журнал. – 1978. – №11. – С.30-32.
24. Томаков, П.И. Открытая разработка угольных и рудных месторождений / П.И. Томаков, В.В. Манкевич. – М.: Изд-во МГГУ, 1995. – 612 с.
25. Кумченко, Н.Н. Направления совершенствования технологии разработки вытянутых крутопадающих месторождений / Н.Н. Кумченко // Горный журнал, – 1991. – №9. – С. 34-36.
26. Вскрытие глубоких горизонтов карьеров / А.Ю. Дриженко, В.П. Мартыненко, В.И. Симоненко [и др.]. Под ред. А.Ю. Дриженко. – М.: Недра, 1994. – 288 с.
27. Итаров, Ю.К. Взрывная технология разработки нагорных месторождений крутыми слоями / Ю. К. Итаров, Б. Н. Кутузов // Горный журнал, – 1991. – №2. – С14-16.
28. Андросов, А.Д. Развитие технологии реконструкции глубоких карьеров Якутии / А.Д. Андросов. – Новосибирск: Наука. Сиб. Отделение, 1991. – 103с.
29. Косопапов, А.И. Технология разработки крутопадающих месторождений при интенсификации производственной мощности карьера / А.И. Косопапов, А.И. Пташник // Горный информационно-аналитический бюллетень / МГГУ, 2011. – №9. – С.45-49.
30. Трубецкой, К.Н. Проектирование карьеров: Учеб. для вузов: В 2 т./ К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хроник – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Издательство Академии горных наук, 2001. – Т. II. – 535 с.
31. Фелоненко, М.А. Схема разноса постоянных бортов глубоких карьеров Кривбасса /М.А. Фелоненко, В.М. Ратушный // Горный журнал, 1980. – №10. – С. 19-21.
32. Черных, А.Н. Реконструкция Сибайского меднорудного карьера / А.Н. Черных, В.Д. Брылин // Горный журнал, 1980. – №10. – С.21-22.
33. Антоненко, Л.К. Развитие горных работ в глубоких карьерах / Л.К. Антоненко, В.Г. Зотеев, А.И. Коваленко // Горный журнал, 1989. – №1. – С. 23-27.

34. Ильин, С.А. О расконсервации и разносе борта Златоуст-Беловского карьера при переходе на повторную открытую разработку месторождения / С.А. Ильин, В.А. Опарин, Е.А. Сапаков // Горный журнал, 1992. – №4. – С. 44-46.
35. Трубецкой, К.Н. Технология отработки вскрыши высокими уступами с применением экскаваторов-кранлайнов / К.Н. Трубецкой, И.А. Сидоренко, И.П. Сеймов, Ю.П. Самородов // Горный журнал, 2000. – №3. – С. 31-34.
36. Мельников, Н.В. Итоги и задачи горной науки и техники / Н.В. Мельников, Д.М. Бронников, Б.А. Симкин, К.Н. Трубецкой // Горный журнал, 1971. – №3. – С.15
37. Новожилов М.Г. Оптимизация параметров высоких уступов при разработке глубоких горизонтов карьеров (в порядке обсуждения) / М.Г. Новожилов, В.И. Куценко, А.Ю. Дриженко // Горный журнал, 1983. – №3. – С. 14-19.
38. Винницкий, К.Е. Оптимизация технологических процессов на открытых разработках / К.Е. Винницкий. М.: «Недра», 1971. – 280 с.
39. Дриженко, А.Ю. Восстановление земель при горных разработках / А.Ю. Дриженко. М.: Недр, 1985. – 240 с.
40. Технологические параметры глубоких карьеров / М.Г. Новожилов, А.М. Маевский, С.А. Бондарь [и др.]. – М.: Недр, 1982. – 175 с.
41. Берсенев, В.А. Влияние транспортной системы на формирование карьерного пространства / В.А. Берсенев // Горный информационно-аналитический бюллетень / МГГУ, 2009. – №1. – С. 180–187.
42. Нормы технологического проектирования предприятий с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых: СОУ-Н МПП 73.020-078-1:2007. – [Действующий от 2007] / А. Андриющенко; С. Бальчев; А. Воробьев [и др.]. Оф. изд-во. – К.: Минпромполитики Украины, 2007. – 236с.
43. Русский, И.И. Технология отвальных работ и рекультивация на карьерах / И.И. Русский. – М.: Недр, 1979. – 221 с.
44. Молотилов, С.Г. Совершенствование технологических потоков при автомобильном, железнодорожном и комбинированном транспорте / С.Г. Молотилов, О.Б. Кортелев, В.К. Норри // Горный информационно-аналитический бюллетень / МГГУ, 2009. – №8. – С. 406-412.
45. Открытая разработка крутопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием / А.Г. Шапарь, В.Т. Лашко, А.В. Романенко [и др.], Отв.ред. Э.И. Ефремов АН Украины. Ин-т проблем природопользования и экологии. – Киев: Наук. думка, 1992. – 115 с.
46. Шапарь, А.Г. Новые технологии отвалообразования на основе управления состоянием природных и техногенных массивов / А.Г. Шапарь // Горный журнал, 1988. – №1. – С.24-26.
47. Методические рекомендации по целенаправленному формированию внутренних отвалов в действующих железорудных и флюсовых карьерах / А.Ю. Дриженко, С.А. Сторчак, В.А. Щелканов – Дн-ск.: НГА Украины, КТУ, 2001. – 58 с.

48. Методические указания по расчету устойчивости и несущей способности отвалов. – Л.: ВНИМИ, 1987. – 126 с. (Минуглепром РФ)
49. Гальперин, А.М. Геомеханика открытых горных работ: Учебник для вузов / Гальперин А.М. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 473с.
50. Малюшицкий, Ю.Н. Условия устойчивости бортов карьеров / Ю.Н. Малюшицкий. Киев: Изд-во ИГД им. М.М.Федорова АН УССР, 1957. – 269 с.
51. СНиП 2.01.15-90 «Инженерная защита территорий, зданий и сооружений от опасных геологических процессов. Основные положения проектирования»
52. Ильин, А.И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах / А.И. Ильин, А.М. Гальперин, В.И. Стрельцов. – М.: Недра, 1985. – 248 с.
53. Заоткоска уступов карьеров / В.Д. Сидоренко, П.И. Федоренко, Н.Д. Колесник [и др.]. – Кривой Рог: Минерал, 2005. – 192 с.
54. Антоненко, Л.К. Специальная технология погашения скальных откосов глубоких карьеров / Л.К. Антоненко, В.Г. Зотеев // Горный журнал. – 1983. –№5. – С.18-20.
55. Анисимов, О.А. Систематизация глубоких карьеров по длине экскаваторных блоков при извлечении вскрыши / О.А. Анисимов // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. / Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. – 2014.– Вип.117. – С. 28-32.
56. Молдабаев, С.К. Анализ использования перегрузочных пунктов глубоких карьеров при эксплуатации автосамосвалов в комбинации с магистральными видами транспорта / С.К. Молдабаев, О.О. Анисимов, А.А. Шустов, Ж.Ж. Султанбекова // Горный журнал Казахстана. – Алматы. – 2015. – №2. – С. 34-38.
57. Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом: НПАОП 0.00-1.33-94. – [Действующий от 31.05.2008] / Государственный комитет Украины по надзору за охраной труда. – Х.: Изд-во «Индустрия», 2008. – 100 с.
58. Дриженко, А.Ю. Методика расчета параметров поэтапной разработки пород вскрыши на железорудных карьерах / А.Ю. Дриженко, О.А. Анисимов // Разработка рудных месторождений. – Кр. Рог. – 2004. №85.
59. Дриженко, А.Ю. Технологии внутреннего отвалообразования на отработанных глубоких железорудных карьерах или их участках / А.Ю. Дриженко, О.А. Анисимов // Сб.трудов Науч.-практ. конф. «Инновационные технологии и проекты в горно-металлургическом комплексе, их научное и кадровое сопровождение» 18-19 марта 2014, КазНТУ, – Алматы. – 2014. – С.176-181.
60. Дриженко, А.Ю. Организация засыпки отработанных глубоких карьеров/ А.Ю. Дриженко, О.А. Анисимов, Г.В. Козенко // Проблемы карьерного транспорта. Материалы IX международной научно-практической конференции, 9-12 октября 2007г. – Екатеринбург: УрО РАН. – 2008. – С. 72-75.

СОДЕРЖАНИЕ

| | |
|--|-----|
| ПРЕДИСЛОВИЕ..... | 3 |
| Раздел 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ УКРАИНЫ И ИХ РАЗРАБОТКЕ..... | 5 |
| 1.1. Оценка минеральной базы железорудного сырья | 5 |
| 1.2. Основные показатели добычи железной руды в мире..... | 9 |
| 1.3. Основные показатели добычи флюсовых известняков и доломитов в Украине | 12 |
| 1.4. Горно-геологические характеристики и перспективы разработки железорудных месторождений Украины | 14 |
| Раздел 2. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ И ЭЛЕМЕНТЫ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ..... | 29 |
| 2.1. Определение основных параметров глубоких карьеров..... | 29 |
| 2.2. Систематизация глубоких карьеров | 38 |
| 2.3. Определение основных элементов карьера | 45 |
| 2.3.1. Основные параметры рабочей площадки при отработке мягких и скальных пород..... | 55 |
| 2.3.1.1. Бестранспортная технология отработки верхних горизонтов глубоких карьеров..... | 55 |
| 2.3.1.2. Транспортная технология отработки рабочих горизонтов... .. | 56 |
| 2.4. Определение основных параметров транспортных коммуникаций... .. | 63 |
| 2.4.1. Автомобильный транспорт | 63 |
| 2.4.2. Железнодорожный транспорт..... | 67 |
| 2.4.3. Конвейерный транспорт..... | 73 |
| 2.5. Предохранительные бермы..... | 82 |
| 2.6. Площадки перегрузочных пунктов при комбинированных видах транспорта | 84 |
| Раздел 3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ РАЗВИТИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ | 100 |
| 3.1. Ориентировка выемочных заходок в рабочей зоне..... | 100 |
| 3.1.1. Поперечные заходки без разрезных траншей..... | 100 |
| 3.1.2. Широкие заходки при автомобильном и конвейерном транспорте | 102 |
| 3.1.3. Послойная отработка горной массы..... | 104 |
| 3.1.4. Однобортовая отработка с внутренним отвалом..... | 106 |
| 3.1.5. Диагональные заходки..... | 107 |
| 3.1.6. Широкие панели..... | 109 |
| 3.2. Разработка пород вскрыши крутонаклонными слоями..... | 110 |
| 3.2.1. Этапно-слоевая отработка..... | 110 |
| 3.2.2. Разработка пород вскрыши крутонаклонными слоями с диагональными и продольными блоками..... | 113 |
| 3.2.3. Разработки нагорных месторождений крутыми слоями..... | 118 |
| 3.2.4. Технология отработки крутого слоя при использовании автомобильного и железнодорожного транспорта..... | 121 |

| | |
|--|------------|
| 3.2.5. Формирование рабочей зоны карьера крутонаклонными слоями с отработкой уступов в пределах этапа..... | 123 |
| 3.3. Формирования рабочей зоны карьеров округлой формы | 124 |
| 3.3.1. Технология реконструкции карьера | 124 |
| 3.3.2. Формирование рабочей зоны при этапной разработке округлых месторождений..... | 128 |
| 3.3.3. Отработка рабочих горизонтов разрезными траншеями в виде сектора..... | 131 |
| 3.4. Технология расконсервации временно нерабочих бортов карьера.... | 132 |
| 3.4.1. Технология расконсервации временно нерабочих бортов глубоких карьеров..... | 132 |
| 3.4.2. Расконсервация нерабочего борта Сибайского карьера | 135 |
| 3.4.3. Отработка целиков на временно нерабочем борту..... | 136 |
| 3.4.4. Расконсервация Златоуст-Белановского карьера в Казахстане..... | 138 |
| 3.4.5. Отработка высоких уступов с применением кранлайнов..... | 140 |
| 3.4.6. Разработка маломощных рудных залежей с применением колесных погрузчиков | 142 |
| 3.4.7. Отработка высоких уступов гидравлическими экскаваторами..... | 143 |
| 3.4.8. Отработка высоких уступов выемочными слоями..... | 145 |
| 3.4.9. Отработка вскрышных пород высокими уступами..... | 146 |
| 3.4.10. Разработка развала горной массы, сформированного при взрывании нескольких уступов..... | 149 |
| 3.5. Технологии отработки вскрышных пород с применением конвейерного транспорта..... | 153 |
| 3.5.1. Особенности перемещения скальной горной массы ленточными конвейерами..... | 153 |
| 3.5.2. Перемещение горной массы комбинированным автомобильно-конвейерным транспортом | 156 |
| Раздел 4. СКЛАДИРОВАНИЕ ПОРОД ВСКРЫШИ В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ | 161 |
| 4.1. Общие сведения о формировании отвалов..... | 161 |
| 4.1.1. Бульдозерные отвалы | 164 |
| 4.1.2. Экскаваторные отвалы..... | 166 |
| 4.1.3. Конвейерные отвалы..... | 169 |
| 4.2. Технологические схемы формирования внутренних отвалов..... | 169 |
| 4.2.1. Засыпка выработанного пространства в условиях действующих карьеров..... | 170 |
| 4.2.2. Схема формирования внутреннего отвала экскаваторами с удлиненным рабочим оборудованием..... | 172 |
| 4.2.3. Формирование отвальных участков в пределах нерабочего борта карьера..... | 176 |
| 4.2.4. Применение дробильно-отвальных конвейерных установок для складирования пород вскрыши..... | 178 |

| | |
|---|------------|
| 4.2.5. Бульдозерное отвалообразование при доставке пород вскрыши железнодорожным транспортом..... | 180 |
| 4.2.6. Отвалообразование пород вскрыши с применением колесного погрузчика..... | 181 |
| 4.2.7. Формирование отвала с применением вибрационных перегружателей..... | 183 |
| 4.2.8. Технологические схемы внутреннего отвалообразования при разработке вытянутых месторождений..... | 185 |
| 4.2.9. Формирование внутренних отвалов с применением полустационарных съездов..... | 183 |
| 4.2.10. Складирование вскрышных пород при разработке синклинальных месторождений..... | 191 |
| 4.2.11. Складирование вскрышных пород при разработке крутозалегающих пластовых месторождений..... | 192 |
| 4.3. Параметры сдвижения пород вскрыши на внутренних отвалах..... | 194 |
| 4.3.1. Общие сведения..... | 194 |
| 4.3.2. Определение несущей способности пород на отвале..... | 196 |
| 4.3.3. Процессы сдвижения скальных пород при отсыпке внутренних отвалов..... | 198 |
| Раздел 5. ФОРМИРОВАНИЕ УСТОЙЧИВЫХ ОТКОСОВ БОРТОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ..... | 201 |
| 5.1. Общие сведения об устойчивости откосов..... | 201 |
| 5.2. Деформация и укрепление уступов..... | 203 |
| 5.3. Заоткоска уступов при постановке в проектное положение..... | 217 |
| 5.4. Технические способы поддержания целостности откосов скальных уступов и очистки предохранительных берм..... | 221 |
| 5.5. Мероприятия по формированию нерабочих и временно нерабочих уступов..... | 224 |
| Заключение..... | 226 |
| Приложения..... | 227 |
| СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ..... | 266 |
| СОДЕРЖАНИЕ..... | 270 |

Научное издание

Анисимов Олег Александрович

**ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА И РАЗРАБОТКИ ГЛУБОКИХ
КАРЬЕРОВ**
Монография
(на русском языке)

Под редакцией проф. А.Ю. Дриженко

ISBN 978-966-2267-91-4

Здано на складання 29.10.2015. Підписано до друку 29.10.2015. Формат 210x148. Папір офсетний. Друк ризографічний. Гарнітура Times. Ум. друк. арк. 9,75. Обл.-вид. арк. 8,4. Тираж 100 прим. Зам. № 288

Видавництво «*Літограф*»
Ідентифікатор видавця у системі ISBN: 2267
Адреса видавництва та друкарні:
49000, Дніпропетровськ, вул. Паторжинського, 29/б
тел. : (066) 369-21-55, (056)713-57-25
E-mail: Litograf.dp@gmail.com

