

УДК 622.928

В.И. КРИВОЩЕКОВ канд. техн. наук,
И.Н. МАЦЮК

(Украина, Днепропетровск, Национальный горный университет)

БЕЗРЕАГЕНТНАЯ ФЛОТОСЕПАРАЦИЯ: МЕТОД И УСТРОЙСТВО

Флотація угольних шламов протікає тільки при використанні реагентів, хоча уголь і являється гідрофобним. Її застосування не тільки як методу збагачення шламов, але й очищення оборотних вод дозволило перевести ряд фабрик на роботу по раціональним замкнутим водно-шламовим схемам. Однак ефективність роботи операцій водно-шламової схеми низька, а процес флотації проводиться частіше не так як це вимагається по технологічному регламенту.

На углеобогатительних фабриках для переробки шламов найбільше поширення отримали механічні імпульсні флотомашини, в яких повітря засасується імпульсером внаслідок проходження через нього пульпи, а також значущої внутрикамерної циркуляції. Чим більший об'єм пульпи проходить через імпульсер (при інших рівних умовах), тим більший об'єм повітря ним засасується (до визначених меж).

Выброшенная імпульсером пульпо-повітряна суміш переміщується знизу вгору в напрямку його обертання. Повітряні бульбашки за рахунок підйомної сили прагнуть найкоротшим шляхом всплыть на поверхню пульпи в флотокамері, але їх траєкторія ускладнюється з деяким гальмуванням в турбулентних потоках. Якщо вважати, що мінералізація повітряних бульбашок відбувається майже миттєво в зонах виброса пульпо-повітряної суміші з імпульсера, то час перебування комплексу "мінерал-бульбашка" в флотаційній камері повинно бути мінімальним.

Следовательно, необхідність внутрикамерної циркуляції для ежекції атмосферного повітря, а також збільшення частоти обертання імпульсера з метою достаточного перемішування пульпи і диспергування поступаючого в камеру флотомашини повітря знаходяться в протиріччі з потребою створення спокійної зони в об'ємі камери для ефективного виділення мінералізованих повітряних бульбашок.

Для покращення умов вспливання бульбашок і їх концентрації в пінному шарі в камерах флотомашин встановлюють заспокоювальні решітки, перегородки і пр. Однак це не дає бажаного результату і

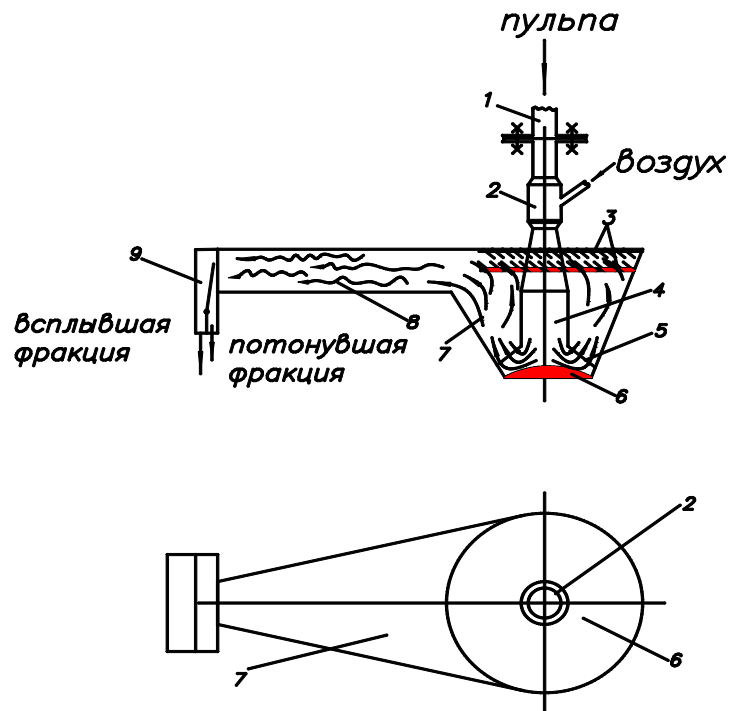
всплывание происходит в неблагоприятных условиях. Поэтому можно считать, что не весь объем флотационной камеры является эффективным, т. е. таким, в котором условия движения пульпы способствуют всплыванию воздушных пузырьков или же не тормозят их.

Анализ движения и распределения пульпо-воздушных потоков в камере машин показывает, что протеканию более эффективной флотации препятствуют неупорядоченные турбулентные потоки пульпы и внутрикамерная циркуляция, ограничивающих скорость всплывания минерализованных воздушных пузырьков в пенный продукт, а также загрузка исходной пульпы и, особенно, разгрузка продуктов обогащения флотационной камеры.

Из показателей работы и теоретического анализа аэрационных параметров следует, что для усовершенствования флотационной машины необходимо рациональное сочетание аэратора и камеры, интенсифицирующих выделение минерализованных воздушных пузырьков.

Опыт эксплуатации эжекторной флотационной машины показывает, что она по сравнению с машинами других типов обладает рядом преимуществ: из-за простоты конструкции ее можно изготавливать в механических мастерских фабрик; небольшая металлоемкость позволяет устанавливать ее на любых перекрытиях здания; компоновка флотационных камер, аэраторов-эжекторов и насосов может быть самой разнообразной, а ремонт машины заключается только в замене турбинки насоса и насадки аэратора-эжектора.

Особенность нового безреагентного флотосепаратора для переработки угольного шлама (рис. 1) состоит в том, что к суживающемуся желобу примыкает флотационная камера с аэратором-эжектором. Шламная вода, поступающая во флотосепаратор, подвергается разделению на две фракции: потонувшую и всплывшую.



1. Трубопровод
2. Аэратор-эжектор
3. Успокоительная решетка
4. Трубопровод пульповоздушной смеси
5. Успокоительная решетка
6. Отбойная плита – распределитель пульповоздушной смеси
7. Флотокамера
8. Суживающийся желоб
9. Приемник продуктов разделения

Рис. 1. Принципиальная схема безреагентного флотосепаратора:

- 1 – трубопровод; 2 – аэратор-эжектор; 3 – успокоительная решетка;
 4 – трубопровод пульпо-воздушной смеси; 5 – успокоительная решетка;
 6 – отбойная плита – распределитель пульпо-воздушной смеси; 7 – флотокамера;
 8 – суживающийся желоб; 9 – приемник продуктов сепарации с шибером

В основу конструкции флотосепаратора положены следующие принципы:

1. Процессы аэрации пульпы, минерализации воздушных пузырьков и выделения последних из пульпы должны протекать при различных гидродинамических режимах, а именно: аэрация пульпы осуществляется перемешиванием пульпо-воздушной смеси при регулируемом количестве засасываемого воздуха; выделение минерализованных воздушных пузырьков протекает в условиях

восходящих потоков пульпы;

2.Аэратор-эжектор должен обеспечивать высокую регулируемую степень аэрации пульпы по количеству засасываемого воздуха, тонкую дисперсность воздушных пузырьков и резкий перепад давления в пульпе для интенсификации процесса минерализации воздушных пузырьков;

3.Во флотационной камере должна отсутствовать внутрикамерная циркуляция потоков пульпы, а пульпо-воздушная смесь перемещаться снизу вверх в направлении всплывания воздушных пузырьков; разгрузка продуктов сепарации – прямоточная.

Принципиальная схема аэратора-эжектора изображена на рис. 2. Аэратор состоит из переходного патрубка 1, насадки 2 (типы насадок аэратора-эжектора представлены на рис. 3.) с внутренним вставным конусом 3, диффузора 4 и воздухозаборных патрубков 5, которые снабжены задвижками для регулирования количества засасываемого аэратором воздуха.

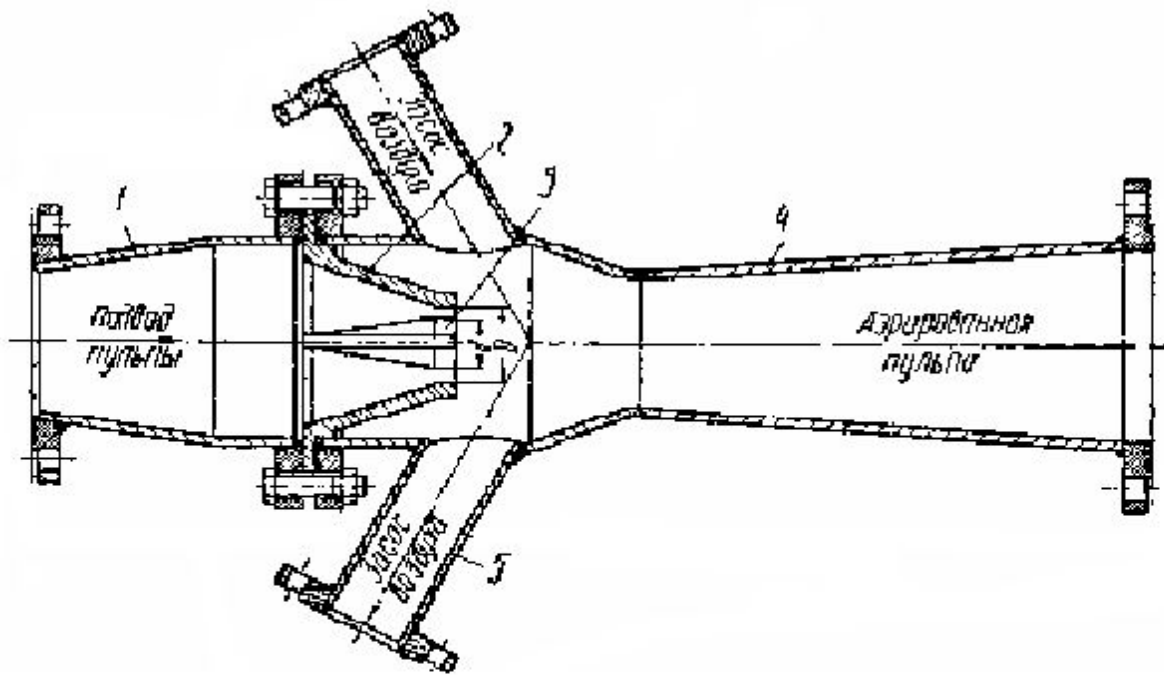


Рис. 2. Принципиальная схема аэратора-эжектора

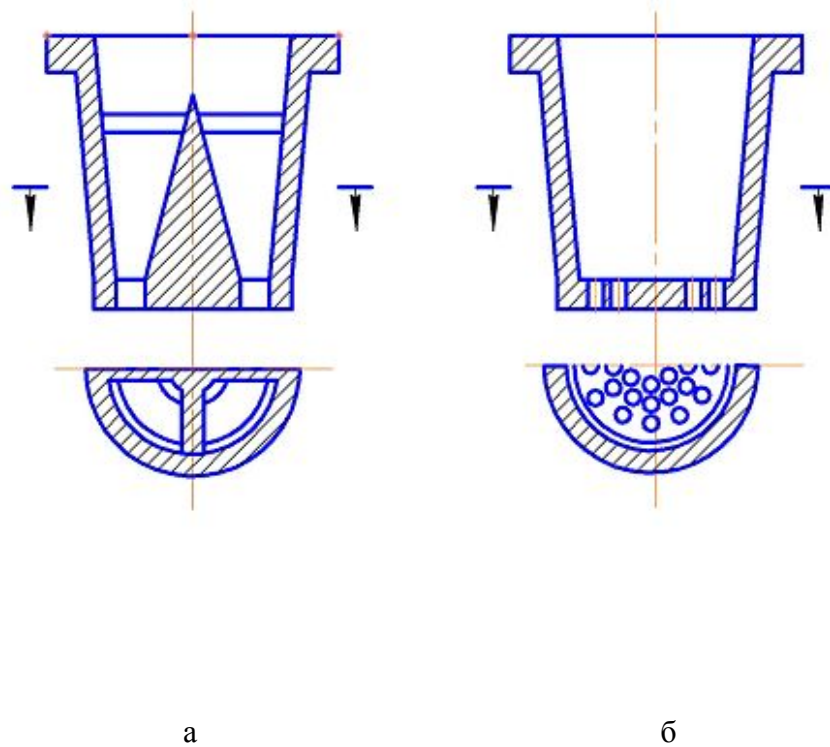


Рис. 3. Типы насадок аэратора-эжектора:
а – коническая; б – пластинчатая

При разработке конструкции безреагентного флотосепаратора учитывались как специфические особенности флотации, так и те принципы, которым должны удовлетворять флотационные машины [1–3]. Его испытания и технологические исследования безреагентной флотосепарации бурогоугольного шлама позволили сделать следующие выводы:

1. Высокая степень аэрации пульпы в аэраторе-эжекторе и применение флотационной камеры специальной конструкции способствовало увеличению скорости протекания флотации по сравнению с машинами других типов. Время флотосепарации бурогоугольного шлама сокращено, качественно-количественные показатели и эффективность разделения выше по сравнению с флотацией в машине механического типа;

2. Степень аэрации пульпы характеризуется коэффициентом подмешивания (отношение количества засасываемого аэратором воздуха к количеству проходящей через него пульпы), величина которого прямо пропорциональна давлению в камере смешения аэратора и обратно пропорциональна диаметру струи жидкости и давлению пульпо-воздушной смеси на выходе из диффузора аэратора;

3. Значительная скорость (17–20 м/с), с которой пульпа проходит через аэратор-эжектор, обуславливает тонкое диспергирование засасываемого

воздуха и его равномерное распределение в объеме движущейся пульпы;

4. Резкий перепад давления в насадке аэратора-эжектора и в камере смешивания интенсифицирует выделение из жидкости газов, способствующих минерализации воздушных пузырьков;

5. Конструкция флотационной камеры сепаратора позволила устранить внутрикамерные циркуляционные потоки; при этом камера загружается по всему нижнему поперечному сечению, а разгружается – по ее верхнему периметру;

6. При переработке буроугольного шлама в безреагентном флотосепараторе удельная производительность достигает 2,5 т/(ч·м³) при удельном расходе электроэнергии 3 кВт·ч/т, в то время как при флотации угольных шламов во флотационных машинах механического типа – 1,15–1,20 т/(ч·м³) и 4 кВт·ч/т соответственно.

Фракционный анализ всплывшей фракции (табл. 1) буроугольного шлама проводили по следующей методике. Пробу фракции помещали в воду при t=100 °С, перемешивали, охлаждали, декантировали воду, с которой удалялись и битумные компоненты. Затем пробу высушивали при комнатной температуре и фракционировали в растворе хлористого натрия с содержанием соли 1,5; 2,8; 5,0; 9,0 и 15%. Фракционный анализ потонувшей фракции (табл. 2) проводили в растворе хлористого цинка по стандартной методике.

Таблица 1

Плотность фракций, кг/м ³	Выход γ, %	Зольность A ^d , %	γ _i A _i ^d	Суммарные показатели, %			
				легкая фракция		тяжелая фракция	
				γ	A ^d	γ	A ^d
<1009	5,18	11,94	61,85	5,18	11,94	100,0	12,67
1009–1017	17,61	12,56	221,18	22,79	12,42	94,82	12,71
1017–1035	72,75	12,68	922,47	95,54	12,62	77,21	12,75
1035–1070	2,42	12,73	30,81	97,96	12,62	4,46	13,85
1070–1109	1,17	14,85	17,37	99,13	12,65	2,04	15,17
>1109	0,87	15,61	13,58	100,0	12,67	0,87	15,61
Итого	100,0	12,67	1267,26	–	–	–	–

Таблица 2

Плотность фракций, кг/м ³	Выход γ, %	Зольность A ^d , %	γ _i A _i ^d	Суммарные показатели, %			
				легкая фракция		тяжелая фракция	
				γ	A ^d	γ	A ^d
<1100	0,27	12,61	3,40	0,27	12,61	100,0	22,18
1100–1200	1,03	14,35	14,78	1,30	13,98	99,73	22,21
1200–1300	15,05	16,52	248,63	16,35	16,32	98,70	22,29
1300–1400	72,53	23,07	1673,27	88,88	21,83	83,65	23,33
1400–1500	9,58	24,45	234,23	98,46	22,08	11,12	25,03
1500–1600	1,04	24,83	25,82	99,50	22,11	1,54	28,62

>1600	0,50	36,52	18,26	100,0	22,18	0,50	36,52
Итого	100,0	22,18	2218,39	–	–	–	–

Суммарные характеристики крупности всплывшей и потонувшей фракций буроугольного шлама приведены на рис. 4.

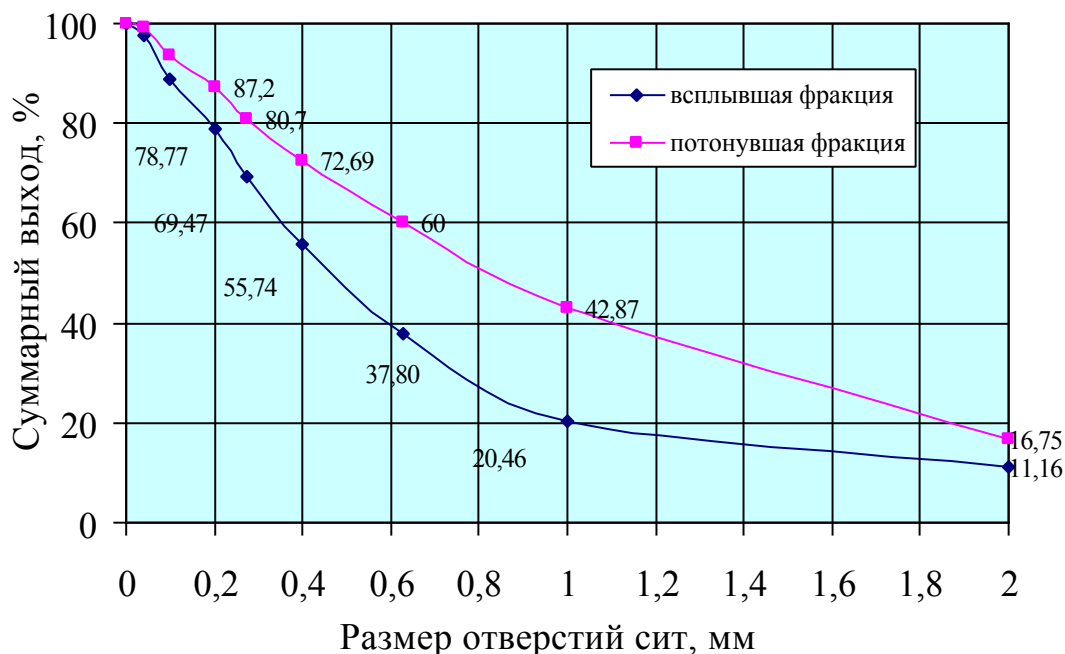


Рис. 4. Суммарная характеристика крупности буроугольного шлама

В настоящее время общепринятых обобщенных критериев оценки разделительной способности зернистых сред, по мнению авторов [4], не существует. Однако существуют понятия, характеризующие ту или иную разделительную способность этих сред применительно к конкретной технологической операции.

Для оценки разделительной способности зернистых сред различных минералов используют их физические, химические и другие свойства. Так на флотируемость угольных шламов оказывают наибольшее влияние их природные свойства: стадии метаморфизма углей, их петрографический и гранулометрический составы, характер вкраплений, состав минеральных примесей и включений, а также окисленность поверхности углей и ее гидрофобность [5].

В качестве критерия оценки разделительной способности безреагентной флотосепарации буроугольного шлама может быть принят комплексный показатель (K), учитывающий влияние на процесс: гидрофобности поверхности зерен (K_1), фракционного состава всплывшей и потонувшей фракции (K_2) и

гранулометрического состава всплывшей и потонувшей фракций (K_3)

$$K \geq K_1 K_2 K_3 \geq 1,25,$$

где

$$K_1 = \Theta_g / \Theta = 122 / 90 = 1,35;$$

$$K_2 = (\rho_{cв} / \rho_c) (\rho_{сн} / \rho_c) = (1024,94 / 1025) (1345,12 / 1025) = 1,31;$$

$$K_3 = d_{св} / d_{сн} = 0,743 / 1,049 = 0,71;$$

Θ_g – краевой угол смачивания всплывшей фракции град. [6]; Θ – краевой угол смачивания, соответствующий точке инверсии ($\cos \Theta = 0$, $\Theta = 90^\circ$) град; $\rho_{св} =$

$\sum_{i=1}^n \rho_{i(1)} \gamma_{i(1)}$, $\rho_{сн} = \sum_{i=1}^n \rho_{i(2)} \gamma_{i(2)}$ – среднелинейная (средневзвешенная) плотность всплывшей и потонувшей фракций; $\rho_c = 1025$ кг/м³ – плотность суспензии (шламовой воды) при плотности шлама 1350 кг/м³ и концентрации твердого 100 кг/м³ [7]; $\rho_{i(1)}$, $\rho_{i(2)}$ – среднее значение узкой плотности всплывшей и потонувшей фракций, кг/м³; $\gamma_{i(1)}$, $\gamma_{i(2)}$ – содержание (выход) всплывшей и потонувшей фракций узких плотностей, доли ед.; $d_{св}$, $d_{сн}$ – среднелинейная (средневзвешенная) крупность зерен всплывшей и потонувшей фракций, мм;

$d_{св} = \sum_{i=1}^n d_i \gamma_{i(1)} = 0,743$ мм; $d_{сн} = \sum_{i=1}^n d_i \gamma_{i(2)} = 1,049$ мм (по данным гранулометрического состава); d_i – средняя крупность классов крупности всплывшей и потонувшей фракций, мм; $\gamma_{i(1)}$, $\gamma_{i(2)}$ – содержание классов крупности во всплывшей и потонувшей фракциях.

При $K \geq 1,25$ – безреагентная флотосепарация эффективна; при $K < 1,25$ – не эффективна.

Качественно-количественные показатели флотосепарации с точки зрения кинетических закономерностей практически определяются коэффициентом скорости флотосепарации (K_i) минерала, коэффициентом селективности разделения (c), продолжительностью флотосепарации (t). Коэффициент K_i в общем случае зависит от гидроаэрационных параметров флотосепаратора, свойств бурогоугольного шлама.

Если рассматривать закономерность изменения процесса в определенном диапазоне времени (от t_1 до t_2), то для данного диапазона условия флотосепарации с достаточной точностью можно принять постоянными (рис. 5), хотя общая кинетическая характеристика процесса от $t=0$ до $t \rightarrow \infty$ может изменяться со временем.

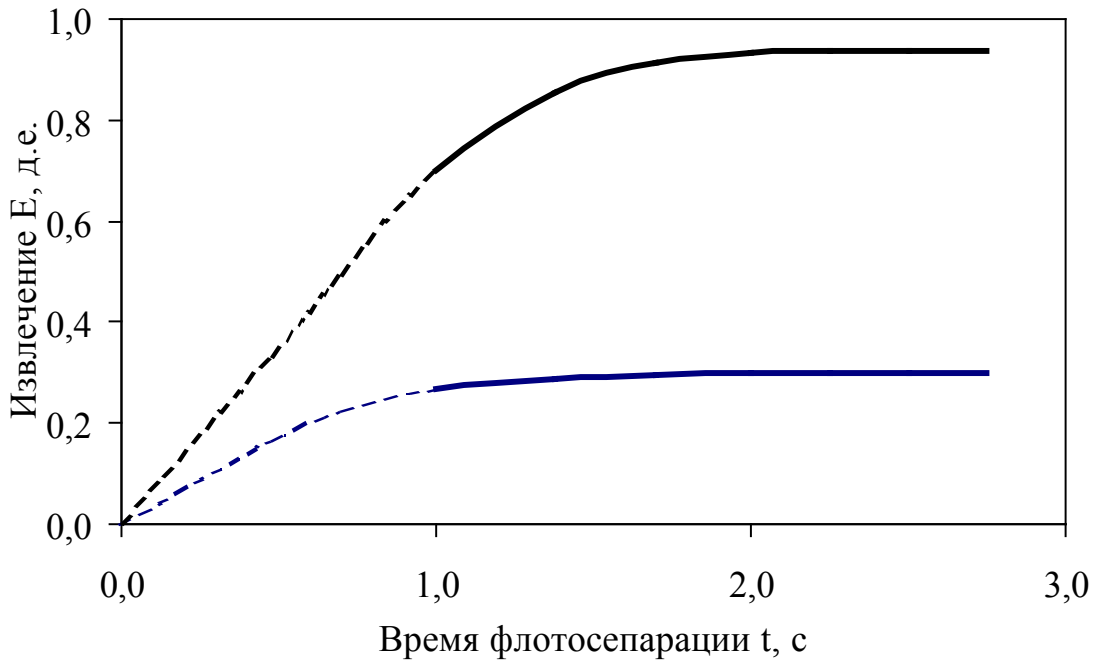


Рис. 5. Кинетика безреагентной флотосепарации

Изменение E_i в диапазоне времени от t_1 до t_2 можно с достаточной точностью аппроксимировать участком экспоненциальной кривой с $K_i = \text{const}$ и определить значение $K_i = \ln(1 - E_i)/t$. Тогда изменение E_i в указанном диапазоне времени можно прогнозировать с достаточной точностью по выражению

$$E_e = 1 - e^{-k_e t}; \quad E_n = 1 - e^{-k_n t},$$

где E_e , E_n – частное извлечение всплывшей и потонувшей фракций во всплывший продукт, доли ед.; k_e , k_n – коэффициент скорости флотосепарации всплывшей и потонувшей фракций; t – время флотосепарации, с.

Состав и качество всплывшего продукта к данному моменту времени определяется извлечением в него как всплывшей так и части потонувшей фракций бурогоугольного шлама.

$$E_e = 1 - e^{-k_e t} = 1 - e^{-1,329 \cdot 2} = 1 - 0,07 = 0,93,$$

$$E_n = 1 - e^{-k_n t} = 1 - e^{-0,164 \cdot 2} = 1 - 0,72 = 0,28.$$

$\eta = E_e - E_n = 0,93 - 0,28 = 0,65$ доли ед.

Коэффициент селективности (c) флотосепарации буроугольного шлама (отношение показателей скорости флотосепарации во всплывший продукт всплывшей и потонувшей фракции) составляет

$$c = \ln[1/(1 - E_e)] / \ln[1/(1 - E_n)] = k_e t / (k_n t) = k_e / k_n = 8,1$$

Раздельное кондиционирование исходной пульпы путем гидроциклонирования и обработки реагентами песков гидроциклона с последующим их смешиванием с его сливом [8, 9] позволяет значительно сократить расход реагентов. Поэтому техническая возможность компоновки раздельного кондиционирования и флотосепарации – это перспективное направление развития технологии переработки угольных шламов и других зернистых материалов.

Таким образом, простота изготовления и надежность в эксплуатации, высокие технико-экономические показатели работы будут способствовать применению флотосепаратора не только для переработки буроугольного шлама.

Список литературы

1. **Бедрань Н.Г., Жендринский А.П.** Эжекторная флотационная машина. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 76 с.
2. **Бедрань Н.Г.** Обогащение углей: Учебник для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 206 с.
3. **Бедрань Н.Г.** Флотационные машины для обогащения углей – М.: Недра, 1968. – 210 с.
4. Энергетическая интерпретация гравитационных разделительных процессов зернистых сред при обогащении полезных ископаемых / **А.Д. Полулях, В.И. Чмилев, О.В. Ищенко, Д.А. Полулях.** – Луганск: Изд-во СНУ им. Даля, 2006. – 144с.
5. Справочник по обогащению углей / Под ред. **И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина** – М.: Недра, 1984. – 614 с.
6. **Кривошеков В.И., Мацюк И.Н.** Определение разделительного признака буроугольного шлама брикетной фабрики // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 1999. – Вип. 3 (44). – С. 61–66.
7. Наладка и эксплуатация технологических комплексов углеобогажительных фабрик / **В.И. Хайдакин, В.С. Бутовецкий, М.Н. Ковшарь и др.** – М.: Недра, 1986. – 223с.
8. А.с. 935133 СССР, МКИ ВОЗД 1/14. Устройство для подготовки пульпы к процессу флотации / **Я.С. Гольдберг, В.И. Кривошеков, Л.М. Зинич.** – Опубл. 15.06.82 // Бюл. Открытия. Изобр. № 2, 1982.
9. **Кривошеков В.И., Мацюк И.Н.** Комбинированный способ кондиционирования пульпы // Теория и практика процессов измельчения, смешивания и уплотнения: Материалы IX Междунар. конф. – Одесса: ОГМА, 2002. – С.62–66.

© Кривошеков В.И., Мацюк И.Н., 2006

УДК 622.765

В.И. САРАНЧУК, д-р техн. наук
(Украина, Донецк, Институт физико-органической и углехимии АН Украины),
И.А. АРОВИН
(Украина, Донецк, МП ООО "Опытное производство")

ПЕРЕРАБОТКА ШЛАМОВ ИЗ НАКОПИТЕЛЕЙ И ОТСТОЙНИКОВ

Как известно [1,2] в шламонакопителях и отстойниках углеобогадательных фабрик и коксохимических заводов Украины накоплено более 150 млн.т шламов (илов), которые содержат в своем составе от 65 до 35% угля. Шламы представляют собой смесь воды с мелкоизмельченными частицами угля и породы, размеры которых не превышают 1 мм. Порядка 80 млн.т шламов обогадательных фабрик, которые перерабатывали и перерабатывают угли для коксования, должны использоваться как сырье в коксохимии, т.е. иметь зольность не более 8–10%. Такого уровня обогащения углей для коксования можно добиться только методом флотации.

Высокие результаты, полученные при флотации шихты Авдеевского коксохимического завода, позволили предположить, что при использовании в качестве флотореагентов УР-410 и его смесей с ПОД может быть получен флотоконцентрат, удовлетворяющий требованиям коксовиков. Для проведения исследований по флотуемости шламов в накопителе АКХЗ были отобраны три пробы в разных концах накопителя. Зольность отобранных проб на сухое состояние была равна 34,2 , 37,9 и 43,5%, размер частичек угля и породы менее 1,0 мм. После поступления пробы в лабораторию ее сушили до воздушно–сухого состояния и подвергали флотации, используя различные концентрации и сочетания флотореагентов УР-410 и ПОД (таб. 1).

Каждая проба была обогащена в четырех режимах – два только с УР-410 и два со смесью УР-410 и ПОД. Во всех опытах был получен флотоконцентрат

зольністю 10–15%, причем, при використанні тільки УР-410 зольність концентрата нижче (10,0–11,2%), чем при примененні смесей. Добавки ПОД приводять к підвищенню вихода концентрата, супроводжуємомуся некоторым підвищенням его зольности. Виход отходов при використанні смеси реагентів значительно знижується при одночасному підвищенні их зольности. Виход концентрата знижується с увеличением зольности исходной пробы и растет с увеличением удельного расхода реагентів. Зольность отходов растет с ростом удельного расхода реагентів и всегда выше при використанні смеси флотореагентів.

Таблиця 1

Зольность шламов, %	Расход реагентів, кг/т		Концентрат		Отходы		Степень извлечения угля, %
	УР-410	ПОД	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	
34,2	1,0	0,08	61,3	13,3	38,4	68,0	80,7
34,2	1,25	0,00	37,8	10,5	61,9	43,8	51,4
34,2	1,5	0,00	59,1	11,2	40,6	68,1	80,3
34,2	1,5	0,15	69,5	15,3	30,2	78,1	89,5
37,9	1,0	0,08	55,8	10,6	43,9	70,8	80,2
37,9	1,25	0,00	40,8	10,0	58,9	55,9	59,1
37,9	1,5	0,00	44,8	10,7	54,6	60,3	64,4
37,9	1,5	0,15	60,2	11,4	39,5	78,7	86,0
43,4	1,0	0,08	50,6	10,4	49,1	77,9	80,2
43,4	1,25	0,00	46,4	10,7	53,3	72,2	73,2
43,4	1,5	0,00	51,2	11,4	48,5	77,7	80,3
43,4	1,5	0,15	46,4	12,1	53,3	70,9	72,1

Степень извлечения угля изменяется от 51,4 до 80,3% при використанні УР-410 и от 72,1 до 89,5% при використанні смеси. Добавка ПОД ведет к увеличению вихода концентрата и степени извлечения угля, снижению вихода и увеличению зольности отходов. Кроме того, несколько повышается зольность концентрата.

Исследования показали, что флотация хвостов из накопителя АКХЗ позволяет обогатить их, используя в качестве флотореагентів УР-410 как самостоятельно, так и в сочетании с добавками ПОД. Предварительно установлено, что на количество и качество полученного концентрата влияют зольность исходного материала, количество комплексного флотореагента и

добавок неионогенного поверхностно активного вещества, каковым является ПОД и их соотношение.

Из приведенных в табл. 1 данных видно, что флотация угольных шламов флотореагентом УР-410 возможна, однако с довольно высокой зольностью и низкими выходами концентрата и малой степенью извлечения угля.

Для более детального исследования процесса флотации хвостов флотации в том же накопителе АКХЗ были отобраны еще 6 проб, технический анализ которых приведен в табл. 2.

Таблица 2

Определяемый параметр	Номер пробы					
	1	2	3	4	5	6
Исходная влажность, %	37,6	6,2	23,5	10,2	12,3	17,4
Зольность, %	35,83	42,67	41,31	34,47	50,52	37,35
Содержание частиц более 1 мм, %	1,3	1,8	2,1	0,7	2,2	1,7
Содержание серы, %	1,06	0,89	0,89	1,13	1,25	0,97

Из табл. 2 следует, что шламы состоят преимущественно из частиц с размерами менее 1 мм. Более крупные частицы являются посторонними включениями. Зольность находится в пределах 34,5–50,5%, что свидетельствует о довольно высоком содержании в них угля. Количество серы примерно соответствует аналогичному показателю шихты для коксования.

В связи с высоким содержанием угля в шламе (50–65%) были проведены лабораторные исследования по прямой флотации шламов с использованием флотореагента УР-410 1,5 кг/т и его модификаций (табл. 3).

В качестве модификаторов были избраны флотореагенты Т-66 и ПОД в количестве 10% от количества УР-410. В данной серии опытов были подтверждены полученные ранее закономерности при взаимодействии флотореагента и модификаторов на характер процесса обогащения.

Таблица 3

Зольность шлама, %	Концентрат		Отходы		Степень извлечения угля, %
	Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	
Флотореагент УР-410					
34,5	48,63	12,1	51,37	60,5	67,62
35,8	48,87	12,3	51,13	58,3	66,76
37,4	39,75	13,7	60,25	62,6	54,80
42,2	36,63	15,1	63,37	59,6	54,27
43,3	33,00	19,5	67,00	55,0	45,85
50,5	31,63	20,4	68,37	64,4	50,86
УР-410 с модификатором 1 (ПОД)					
34,5	68,8	12,5	31,2	84,0	92,16

35,8	67,3	12,2	32,7	84,4	92,04
37,4	61,0	12,4	39,0	76,5	85,36
42,7	57,0	12,7	43,0	82,5	86,84
43,3	48,2	12,8	51,8	71,7	74,13
50,4	45,2	12,5	54,8	76,8	73,37
УР-410 с модификатором 2 (Т-66)					
34,5	58,25	9,9	41,75	87,4	78,88
35,8	55,37	10,5	44,63	67,2	77,19
37,4	52,00	11,9	48,00	65,0	73,18
42,7	51,00	12,4	49,00	70,2	77,56
43,3	50,00	12,4	50,00	74,2	77,24
50,4	42,87	17,8	57,13	74,7	71,05

Из приведенных в табл. 3 данных следует, что прямая флотация угольных шламов флотореагентом УР-410 возможна, однако с довольно высокой зольностью получаемых концентратов. Зольность отходов при этом увеличивается по сравнению с зольностью флотируемых шламов, однако, не превышает значения 64%. Степень извлечения угля в концентрат для различных образцов изменяется от 45,8 до 67,6%.

Применение в качестве модифицирующих добавок ПАВ 1 и 2 в количестве 10% от расхода УР-410 (табл. 3) значительно улучшает показатели флотации. Выход концентрата в ряду исследуемых проб составляет 42,9–68,8% при изменении зольности концентрата от 9,9 до 17,8%. Зольность отходов превышает 70% при значительной до 92% степени извлечения угля в концентрат. Лучшие результаты получены при применении ПОД.

Полученные данные позволяют сделать вывод о недостаточной степени обогащения хвостов флотации из накопителя АКХЗ при использовании в качестве флотореагента УР-410. Добавка пенообразователей позволяет повысить степень обогащения шламов, и такой способ флотации со сложным флотореагентом может быть предложен для промышленного использования, однако, он не обеспечивает необходимой зольности концентрата и его внедрение требует строительства отдельного флотационного комплекса.

Для проверки влияния состава шламов на степень обогащения были выполнены исследования на шламах из трех накопителей Макеевского коксохимического завода (табл. 4 и 5) и из накопителя ГП "Антрацит" (табл. 6).

В результате флотации пяти проб шламов Макеевского КХЗ зольностью от 29,9 до 56,4% флотореагентом УР-410 при расходе флотореагента 1,25 кг/т (табл. 4) получен концентрат с зольностью от 13,0 до 37,2%, выход которого изменяется от 17,0 до 36,8% при степени извлечения угля от 23,52 до 51,23%. Зольность отходов была значительно ниже рекомендуемой (70%) и изменялась от 39,7 до 60,4%.

Таблица 4

Зольность шлама $A_{ш}^d, \%$	Концентрат		Отходы		Степень извлечения угля, %
	Выход, %	Зольность, $A_{к}^d, \%$	Выход, %	Зольность, $A_{о}^d, \%$	
29,9	36,75	13,0	63,25	39,7	45,68
45,6	36,62	23,1	63,38	58,7	51,23
49,4	21,62	25,7	78,38	55,9	31,75
54,3	21,25	32,8	78,75	60,1	31,25
56,4	17,00	37,2	83,00	60,4	23,52

Таблица 5

Зольность шлама $A_{ш}^d, \%$	Концентрат		Отходы		Степень извлечения угля, %
	Выход, %	Зольность, $A_{к}^d, \%$	Выход, %	Зольность, $A_{о}^d, \%$	
29,9	50,00	12,6	50,00	47,2	62,34
45,6	42,50	17,5	57,50	66,4	64,45
49,4	40,75	25,5	59,25	66,5	60,00
54,3	36,25	25,9	63,75	70,4	58,78
56,4	27,85	36,2	72,15	64,2	40,75

При флотации тех же проб реагентом УР-410 (1,25 кг/т) в присутствии ПОД (0,1 кг/т) эффективность обогащения возросла, однако удовлетворительные результаты не были получены (табл. 5). Выход концентрата вырос на 6–18%, при немного снизившейся зольности, что привело к увеличению степени извлечения угля на 13–28%.

Для изучения влияния степени метаморфизма на эффективность флотации шламов из накопителей были проведены исследования пробы из накопителя ГП "Антрацит", перерабатывающего антрациты (табл. 6). Характер влияния различных факторов на эффективность обогащения аналогичен тому, который получен при флотации шламов из накопителей коксохимических заводов. При увеличении концентрации УР-410 возрастает выход и снижается зольность концентрата при увеличении степени извлечения угля. Добавки 10–15% ПОД при расходе УР-410 1,5–2, 0 кг/т повышают степень извлечения угля до 83,4–86,0%, зольность отходов до 71,8–75,0%. Выход концентрата растет до 62,5–64,6% при зольности 13,1–13,3%. Состав концентрата и достигнутая эффективность обогащения вполне удовлетворяет требованиям к энергетическим углям, что позволяет рекомендовать такие режимы флотации для обогащения шламов из накопителей предприятий, перерабатывавших и перерабатывающих антрациты.

Таблица 6

Флотореагент	Расход флотореагента, кг/т	Концентрат		Отходы		Степень извлечения, угля, %
		Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	

УР-410	1,25	36,9	20,6	63,1	43,5	45,0
УР-410	1,50	48,1	13,8	51,9	54,8	63,7
15% р-р ПОД в УР-410	1,50	62,5	13,1	37,5	71,8	83,4
15% р-р ПОД в УР-410	1,25	44,3	17,0	55,7	49,4	56,5
10% р-р ПОД в УР-410	1,50	43,3	20,6	56,7	46,0	52,8
10% р-р ПОД в УР-410	2,0	64,6	13,3	35,4	75,0	86,0

Проведенные исследования показали, что применение способа прямой флотации шламов из накопителей обогатительных фабрик с использованием в качестве флотореагентов УР-410 с добавками ПОД и Т-66 не позволяет получать концентрат с зольностью 8–10%, допустимый как сырье для коксования, но вполне отвечает требованиям к концентратам антрацита, как энергетического топлива. Аналогичные результаты получены при обогащении шламов из накопителя ЦОФ "Дзержинская" (табл. 7), обогащающей угли марки Ж.

Как видно из полученных результатов, эффективность флотации шламов повышается при снижении зольности исходного продукта, что можно достигнуть, смешивая шламы из отстойников с поступающим на обогащение питанием флотации. Для проверки этого предположения и определения оптимальных соотношений исходных материалов была проведена серия испытаний на смесях питания флотации со шламами из отстойников различных предприятий (табл. 7–11).

Таблица 7

Зольность шлама А ^с , %	Флотореагент	Расход флото-реагента, кг/т	Концентрат		Расходы		Степень извлечения угля, %
			Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	
25,45	УР-410	1,5	80,0	14,3	19,7	71,1	91,9
25,45	УР-410	1,0	42,9	13,5	56,8	34,6	49,8
25,45	УР-410	0,5	32,4	20,1	67,3	28,1	34,7
25,45	5% раствор масла ПОД в УР-410	0,5	33,8	18,5	65,9	29,1	37,0
54,1	УР-410	1,5	35,0	25,8	64,7	69,5	58,1

54,1	УР-410	2,0	35,7	31,1	64,0	67,2	53,6
54,1	20% раствор масла ПОД в УР-410	1,5	46,1	21,1	53,6	82,8	79,3
54,1	20% раствор масла ПОД в УР-410	1,25	45,6	21,9	54,1	81,7	77,6
54,1	20% раствор масла ПОД в У410	1,0	32,5	48,5	67,2	57,0	36,5

Результаты флотации отходов из накопителей обогатительных фабрик Авдеевского КХЗ (табл. 8), Ясиновского КХЗ (табл. 9, 10) и Горловского КХЗ (табл. 11) с питанием флотации Авдеевского КХЗ подтвердили это предположение. Предварительные опыты показали, что целесообразна добавка до 10% шлама из накопителя без значительного изменения состава концентрата и показателей эффективности флотации.

При флотации угольно – шламовых смесей Авдеевского КХЗ (табл. 8) добавка шлама не оказывает существенного влияния на результаты обогащения. Практически не изменяется выход концентрата и незначительно на 1,2–1,7% возрастает его зольность. Степень извлечения угля не зависит от величины добавки, а определяется расходом флотореагента, составляя 86,6–89,6% при расходе флотореагента УР-410 1 кг/т и 92,5–93,5% при расходе флотореагента 2 кг/т. При флотации шлама из накопителя степень извлечения угля в концентрат составила 67,6 и 79,2% при зольности концентрата 17,2 и 18,5%.

Таблица 8

Состав шихты	Исходные данные	Расход флотореагента УР-410, кг/т	Концентрат		Отходы		Степень извлечения угля в конц., %
			Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	
Шихта 100%	28,7	1	66,5	7,2	33,5	71,3	86,6
Шихта 98%	29,1	1	68,6	7,4	31,4	76,4	89,6

Флотація

Шлам 2%								
Шихта 95%								
Шлам 5%	29,7	1	64,8	8,1	35,2	69,6	84,7	
Шихта 90%								
Шлам 10%	30,6	1	67,2	8,9	32,8	75,0	88,2	
Шлам 100%	47,7	1	42,7	17,2	57,3	70,5	67,6	
Шихта 100%	28,7	2	73,1	8,8	26,9	83,8	93,5	
Шихта 98%								
Шлам 2%	29,1	2	72,3	8,8	27,7	82,4	93,0	
Шихта 95%								
Шлам 5%	29,7	2	72,5	9,8	27,5	83,0	93,0	
Шихта 90%								
Шлам 10%	30,6	2	71,3	10,0	28,7	82,6	92,5	
Шлам 100%	47,7	2	50,8	18,5	49,2	77,8	79,2	

Таблиця 9

Состав шихты	Исходная зольность А ^с %	Расход флотореагента УР-410, кг/т	Концентрат		Отходы		Степень извлечения угля, %
			Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	
Уголь 100%	24,4	1,25	79,4	6,2	20,6	95,6	94,6
Уголь 98%							
Шлам 2%	24,6	1,25	78,1	7,0	21,9	88,7	97,4
Уголь 95%							
Шлам 5%	25,1	1,25	70,2	6,6	29,8	69,6	87,6
Уголь 90%							
Шлам 10%	25,9	1,25	70,6	7,1	29,4	70,5	88,5
Шлам 100%	39,4	1,25	25,8	30,2	74,2	42,6	29,6
Уголь 100%	24,4	2,0	76,9	7,2	23,1	82,5	94,3
Уголь 98%							
Шлам 2%	24,6	2,0	78,1	7,0	21,9	88,6	96,3
Уголь 95%							
Шлам 5%	25,1	2,0	77,5	7,1	22,5	88,6	96,2
Уголь 90%							
Шлам 10%	25,9	2,0	76,4	7,3	23,6	87,3	95,6
Шлам 100%	39,4	2,0	24,1	23,3	75,9	44,7	30,7

Таблиця 10

Состав шихты	Исходная	Расход флотореагента	Концентрат		Отходы		Степень
			Выход,	Зольность, %	Выход,	Зольность	
	я						п

	зольность А ^с , %	та УР-410, кг/т	%		%	, %	извлечения угля, %
Уголь 100%	24,4	1,25	77,4	6,6	22,6	85,4	95,6
Уголь 98%	24,6	1,25	76,5	6,7	23,5	83,9	94,7
Шлам 2%							
Уголь 95%	25,0	1,25	75,0	6,4	25,0	82,0	93,7
Шлам 5%							
Уголь 90%	26,6	1,25	72,0	6,5	28,0	75,8	90,6
Шлам 10%							
Шлам 100%	37,1	1,25	41,0	19,3	59,0	49,5	52,6
Уголь 100%	24,4	2,0	76,9	7,2	23,1	82,5	94,3
Уголь 98%	24,6	2,0	75,9	7,1	24,1	80,8	93,5
Шлам 2%							
Уголь 95%	25,0	2,0	77,3	7,0	22,7	87,2	95,9
Шлам 5%							
Уголь 90%	26,6	2,0	75,0	7,0	25,0	82,7	93,9
Шлам 10%							
Шлам 100%	37,1	2,0	41,6	16,6	58,4	51,7	55,2

Таблица 11

Флотируе-м ый материал	Исход-н ая золь-но сть, %	Расход флотореаген- та УР-410, кг/т	Концентрат		Отходы		Степень извлечения угля, %
			Выход, %	Зольность ь, %	Выход, %	Зольность, %	
Уголь 100%	25,4	1	67,4	6,6	32,3	64,8	88,4
Уголь 98%	25,7	1	69,7	6,9	30,0	69,7	87,4
Шлам 2%							
Уголь 95%	26,2	1	72,2	7,7	27,5	75,2	90,3
Шлам 5%							
Уголь 90%	27,0	1	71,2	8,1	28,5	74,5	89,6
Шлам 10%							
Шлам 100%	42,8	1	43,9	23,4	55,8	57,1	75,7
Уголь 100%	25,4	1,5	74,5	6,9	25,2	79,6	92,7
Уголь 98%	25,7	1,5	74,3	7,1	25,4	80,0	92,8
Шлам 2%							
Уголь 95%	26,2	1,5	72,5	7,2	27,2	76,9	91,06
Шлам 5%							
Уголь 90%	27,0	1,5	73,6	7,7	26,1	81,6	93,0
Шлам 10%							
Шлам 100%	42,8	1,5	50,0	22,6	49,7	63,5	77,4

Аналогичные опыты были проведены с шламами из накопителей ОФ Ясиновского КХЗ (табл. 9, 10). На заводе имеется два накопителя (верхний (табл. 9) и нижний (табл. 10), состав шламов из которых (табл. 12) отличается только по фракционному составу. Результаты данных исследований аналогичны

полученным ранее на шламе АКХЗ, но в данной серии опытов расход реагента оказывает меньшее влияние на степень извлечения угля. Получаемый концентрат имеет зольность 6,2–7,3%, причем с ростом расхода флотореагента имеются тенденции к росту выхода и зольности концентрата.

Таблица 12

Определяемый параметр	Верхний	Нижний
Исходная влажность, %	19,9	18,4
Влажность в воздушно-сухом состоянии, %	1,0	1,3
Содержание серы, %	1,05	1,05
Зольность, %	39,4	37,1
Содержание частиц < 0,5 мм, %	71,6	52,0
Содержание частиц 0,5–1 мм, %	19,8	22,3
Содержание частиц 1–2 мм, %	4,0	23,3
Содержание частиц > 2 мм, %	4,3	2,4

Результаты совместной флотации питания Авдеевской ОФ со шламами из накопителя Горловского КХЗ (табл. 11) не имеют существенного отличия от полученных ранее.

При совместной флотации шихты АКХЗ со шламом из отстойника ЦОФ "Дзержинская" (табл. 13), в котором находятся отходы обогащения угля марки Ж, получены результаты, свидетельствующие о возможности применения шламов углей одной марки для использования в процессе флотации с шихтой для коксования. В этой же серии опытов было проверено влияние добавки ПОД на процесс совместной флотации шихты и материала из накопителя.

Добавка 0,1 кг/т пенообразователя ПОД ведет к повышению на 3–5% выхода концентрата при одновременном повышении его зольности на 3%. Выход отходов снижается на 3–5%, а их зольность возрастает на 3–5%. На 2–3% возрастает степень извлечения угля в концентрат.

Таблица 13

Состав шихты, %	Зольность шихты, А ^с , %	Реагентный режим, кг/т	Концентрат		Отходы		Степень извлечения угля в концентрат, %
			Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %	
1	2	3	4	5	6	7	8
Уголь 100%	24,4	УР-410 – 1	72,0	5,6	27,7	73,6	88,4
Уголь 98% Шлам 2%	24,9	УР-410 – 1	70,9	5,8	28,8	72,2	88,9
Уголь 95% Шлам 5%	25,7	УР-410 – 1	71,9	6,1	27,8	76,7	90,8
Уголь 90% Шлам 10%	27,0	УР-410 – 1	66,9	6,0	32,8	70,1	86,1

Флотація

Шлам 100%	51,0	УР-410 – 1	35,6	15,8	64,1	70,8	61,2
Уголь 100%	24,4	УР-410 – 2	79,4	7,4	20,4	91,0	97,2
Уголь 98%	24,9	УР-410 – 2	78,8	7,0	21,0	92,5	97,5
Шлам 2%							
Уголь 95%	25,7	УР-410 – 2	76,3	6,9	23,5	87,3	95,6
Шлам 5%							
Уголь 90%	27,0	УР-410 – 2	73,9	7,0	25,8	84,6	94,1
Шлам 10%							

Продолжение табл. 13

1	2	3	4	5	6	7	8
Шлам 100%	51,0	УР-410 – 2	36,6	14,9	68,1	68,0	54,9
Уголь 100%	25,6	УР-410 – 1 ПОД – 0,1	73,6	9,2	23,5	79,1	92,6
Уголь 98%	25,8	УР-410 – 1 ПОД – 0,1	75,3	9,1	24,5	77,2	92,0
Шлам 2%							
Уголь 95%	26,8	УР-410 – 1 ПОД – 0,1	75,5	8,8	24,2	82,2	93,7
Шлам 5%							
Шлам 100%	51,0	УР-410 – 1 ПОД – 0,1	54,5	22,3	45,2	86,0	86,0

На основании проведенных исследований был разработан и запатентован способ обогащения таких смесей [3], который используется на ОФ Авдеевского КХЗ. За период с 2002 по 2006 годы переработано более 200 тыс.т. отходов.

Список литературы

1. Курченко И.П., Золотко А.А. Состояние проблемы и перспективы развития обогащения углей в Украине – Збагачення корисних копалин, - 2004, №20 (61), - с.3-11.
2. Курченко И.П., Золотко А.А. Резервы увеличения ресурсов и улучшения качества угля средствами обогащения. Уголь Украины, 2003, № 8, с. 45-49.
3. Пат. 52413 А Україна МПК⁷ ВОЗД 1/02. Спосіб флотації важкозбагачуванного вугілля. / І.О. Аровін, В.Е. Гавриленко, Л.Я. Галушко та ін. (Україна МП "Дослідне виробництво"), № 2002053862. Заявлено 11.05.2002. Опубл. 16.12.2002, бюл. № 12.-2с.

© Саранчук В.И., Аровин И.А., 2006

*Надійшла до редколегії 01.03.2006 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н В.С. Білецьким*

УДК 622.765

О.А. МОРОЗОВ, канд. техн. наук,
С.О. ФЕДОСЕЕВА
(Украина, Луганск, "Укрниуглеобогащение"),
К.Ф. КИТАМ

69

Збагачення корисних копалин, 2006. – Вип. 25(66)–26(67)

(Украина, Доброполье, ЦОФ "Добропольская")

РЕГУЛИРОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ И ФЛОТАЦИОН-НОЙ АКТИВНОСТИ АПОЛЯРНЫХ РЕАГЕНТОВ

При флотационном обогащении углей одной из важных задач является повышение эффективности применяемых флотореагентов. Высокие показатели флотации (выход концентрата и зольность отходов) в ряду применяемых в качестве собирателей технических продуктов (табл. 1) характерны, как для реагентов ААР-1 и ААР-2, так и для газойлей коксования различных НПЗ. Увеличение флотационной активности аполярных реагентов, в частности газойлей коксования, возможно путем добавления к ним нефтепродуктов, содержащих поверхностно-активные вещества. Поскольку прочность закрепления аполярного реагента на поверхности угольных частиц зависит от смачиваемости последней, то присутствие в капельках аполярной жидкости других поверхностно-активных веществ содействует ее растеканию по линии трехфазного контакта.

В качестве нефтяных добавок к легкому газойлю коксования ННПЗ были выбраны тяжелые нефтяные остатки – крекинг-остаток и гудрон, в смолах и асфальтенах которых сконцентрировано основное количество кислородных, сернистых и азотистых соединений нефти. Однако, природа нефтяных остатков существенно влияет на показатели флотации углей. Применение в качестве добавки крекинг-остатка (опыт 12) позволяет повысить зольность отходов флотации на 3,0% при снижении зольности флотоконцентрата на 0,5%, что свидетельствует о повышении селективности процесса.

Резкое ухудшение показателей флотации при добавлении к легкому газойлю коксования ННПЗ гудрона (опыт 11) объясняется различной химической природой асфальтенов, содержащихся в гудроне и крекинг-остатке.

Таблица 1

№ опыта	Реагент (собиратель)	Зольность, %			Выход концентрата, %	Извлечение горючей массы, %
		Исходног о	Флотоконцентрата	Отходов		
1	Осветительный керосин	38,8	15,0	62,2	49,6	69,0
2	Печное топливо бытовое	38,6	15,3	66,9	54,8	75,6
3	ААР-1	39,3	15,6	72,2	58,1	80,7
4	ААР-2	39,5	15,8	74,5	59,6	83,0
5	Дизельное топливо	38,7	15,2	58,4	45,6	63,1
6	Северин-2	39,1	15,0	66,8	53,5	74,7
7	Термогазойль	38,0	14,8	63,1	52,0	71,5
8	Экстракт тяжелого газойля каткрекинга Ново-Ярославского НПЗ	38,6	17,0	49,3	33,1	44,8

9	Легкий газойль коксования Херсонского НПЗ	39,0	15,5	72,0	58,4	80,8
10	Легкий газойль коксования Надворнянского НПЗ	39,4	15,8	71,7	57,8	80,4
11	Легкий газойль коксования Надворнянского НПЗ с добавлением 5% гудрона	39,4	15,5	56,0	41,0	57,2
12	Легкий газойль коксования Надворнянского НПЗ с добавлением 5% крекинг-остатка	38,9	15,3	74,7	60,3	83,6

Асфальтены крекинг-остатков богаче углеродом и беднее водородом, степень конденсации колец у них выше. Кроме того, асфальтены прямогонного и вторичного происхождения различаются пространственной структурой.

Таким образом, проведенные исследования показали, что наиболее перспективной для применения в качестве собирателя является композиция нефтепродуктов на основе легкого газойля коксования ННПЗ с добавлением крекинг-остатка.

Максимальная поверхностная активность нефтяных крекинг-остатков по отношению к дистиллятным фракциям проявляется в интервале 0,1–0,6% (рис. 1), что обуславливает их высокую эффективность во флотационном процессе обогащения углей.

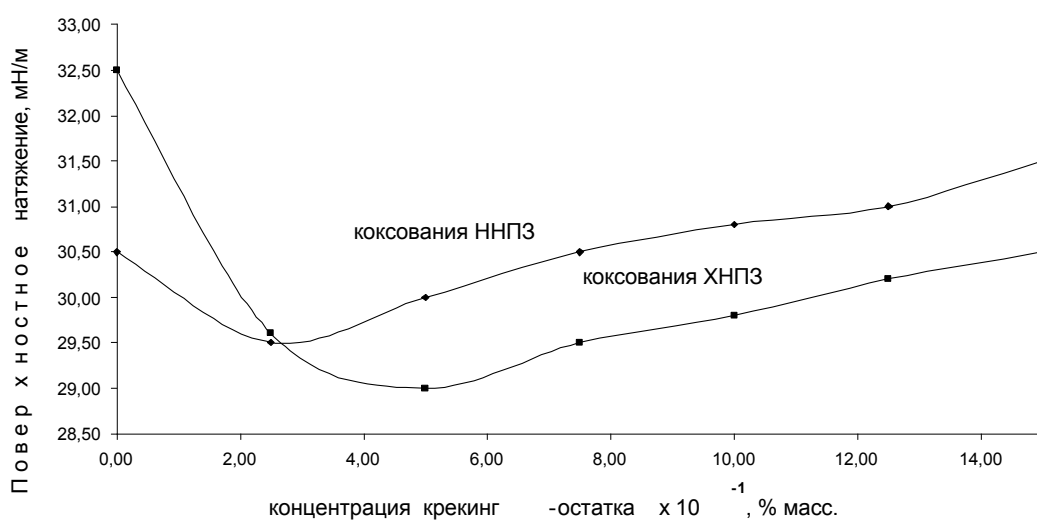


Рис. 1. Зависимость поверхностного натяжения газойлей от концентрации крекинг-остатка

Однако, по данным лабораторных флотоопытов наибольший эффект влияния крекинг-остатка достигается при добавлении его к легкому газойлю коксования в количестве 2–5% , что, по-видимому, связано с частичной адсорбцией компонентов нефтяного остатка на поверхности угольных частиц и снижением их содержания в нефтяной композиции (табл. 2). В этом случае повышение зольности отходов составляет от 1,8–3,0% (при расходе собирателя 2000 г/т) до 4,2–5,5% (при расходе собирателя 1000 г/т) без ухудшения качества флотоконцентрата.

Как видно из данных таблицы 2, увеличение содержания в смеси крекинг-остатка более 5% нецелесообразно, поскольку технологические показатели флотации не улучшаются. Это объясняется ограниченной растворимостью крекинг-остатка в легком газойле коксования. Установлено, что при концентрациях крекинг-остатка выше 5% образуется неустойчивая система, расслаивающаяся в процессе хранения.

Таблица 2

Содержание крекинг-остатка, а, %	Зольность, %			Выход концентрата, %	Извлечение горючей массы, %
	Исходного	Флотокон-це нтрата	отходов		
Расход нефтяной композиции, 1000 г/т					
0	39,0	15,4	63,8	51,2	71,0
1	38,6	14,1	66,7	53,4	74,7
2	38,9	14,6	68,0	54,9	76,7
5	38,4	14,9	69,3	56,8	78,5
10	38,0	14,6	65,6	54,0	74,4
Расход нефтяной композиции, 1500 г/т					
0	39,0	15,6	67,5	54,9	76,0
1	38,5	15,6	69,7	57,7	79,2
2	38,9	15,4	70,5	57,4	79,5
5	38,7	15,1	72,4	58,8	81,4
10	39,3	15,1	73,8	58,8	82,2
Расход нефтяной композиции, 2000 г/т					
0	39,4	15,8	71,7	57,8	80,3
1	38,9	16,0	72,2	59,3	81,5
2	38,3	16,0	73,5	61,2	83,3
5	38,9	15,3	74,7	60,3	83,6
10	39,3	15,1	73,8	58,8	82,2
Расход нефтяной композиции, 2500 г/т					
0	39,2	16,5	73,2	60,0	82,4
1	38,8	16,8	74,7	62,0	84,3
2	38,6	16,6	76,1	63,0	85,6
5	38,2	15,8	77,2	63,5	86,5
10	39,0	16,0	77,0	62,3	85,8

Исследование флотационных свойств узких фракций легкого газойля коксования ННПЗ подтвердили установленные ранее выводы о том, что максимальной флотоактивностью обладают фракции, выкипающие в интервале температур 190...270 °С.

На основании результатов исследований физико-химических и флотационных свойств различных образцов реагентов установлено, что наиболее эффективной является композиция легкого газойля коксования с добавлением к нему крекинг-остатка в количестве 2–5%. Опытнo-промышленная партия указанного реагента была испытана на углях марки Г в условиях ЦОФ "Добропольская".

Результаты промышленных испытаний показали, что разработанный реагент по флотационным свойствам не уступает флотореагенту ААР-2. Соблюдение оптимальных параметров процесса флотации позволило получить флотоконцентрат с зольностью не выше 10,5% при зольности отходов флотации не ниже 71,0%.

Выводы

1. Исследованы физико-химические и флотационные свойства нефтепродуктов различных НПЗ.
2. Установлена возможность регулирования физико-химических и флотационных свойств газойлей коксования путем введения в их состав оптимального количества нефтяных остатков.
3. Проведенные промышленные испытания опытной партии композиционного реагента при флотации углей марки Г показали его высокую флотационную активность.

© Морозов О.А., Федосеева С.О., Китаи К.Ф., 2006

*Надійшла до редколегії 25.04.2006 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н О.Д. Полуляхом*

УДК 622.7

Е.Ю. СВЕТКИНА, канд. хим. наук,
В.П. ФРАНЧУК, д-р техн. наук
(Украина, Днепропетровск, Национальный горный университет)

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ВИБРОУДАРНОЙ МЕХАНОАКТИВАЦИИ ПРИ РЕГЕНЕРАЦИИ ОБОРОТНЫХ ВОД ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ РУД

Использование замкнутой системы водооборота в мокрых способах обогащения руд – одна из основных проблем обеспечения экологической чистоты процесса.

Сложным вопросом в области обогащения руд на современном этапе является создание системы замкнутого водооборота на обогатительных фабриках. При предварительном обогащении руд "всухую" задача водооборота не вызывает сомнений, а вот охрана окружающей среды связана с пылеулавливанием. Однако в отделениях тяжелых суспензий и магнитного обогащения, где вода применяется в огромных количествах ее загрязнение связано с присутствием ионов в результате растворения минералов.

При селективном разделении минералов путем флотации химический и дисперсный состав жидкой фазы играет решающую роль. На обогатительных фабриках в условиях прямоточного водоснабжения флотацией возможно, например, получение высококачественных датолитовых концентратов, содержащих не выше 5...6% кальцита и не выше 1,5...2,2% Fe₂O₃. Основные условия флотации: среда – щелочная, собирательная смесь – на основе

нафтенів в присутстві полімерного фосфоросодержащого модифікатора, а известь і поліакриламід подаються в цикл сгущення концентрата і освітлення хвостів [1].

Цель этой работы – оптимизация режима флотации датолита в замкнутом водообороте. При стандартном режиме процесса флотации датолитовых руд (сода 2 кг/т, собирательная смесь 0,5 кг/т, полимерный модификатор 0,1 кг/т) в условиях оборотного водоснабжения можно получить концентрат из 13,65% B_2O_3 при извлечении 76,3%, а флотация этого же минерала на свежей воде позволит извлечь 87,5% B_2O_3 в концентрате с содержанием 17,85% этого компонента.

Изучение процесса выщелачивания, после предварительной виброударной обработки в различных режимах [2], позволяет регулировать селективное растворение составных компонентов минералов. Особенность виброударной активации в том, что при измельчении происходит избирательное раскалывание минералов по определенным граням [3], поэтому одним из основных этапов работы явилось изучение кинетики и селективности растворения слагающих минералов в зависимости от их кристаллохимических и структурных особенностей, получающихся в результате виброударного нагружения.

Экспериментальные значения величин валентных связей, а также плотность ионов на плоскости раскола датолита, кальцита и граната получены нами из данных структурного анализа. Датолит и гранат принадлежат к силикатным минералам, которые состоят из кремнекислородных тетраэдров. Связь между отдельными тетраэдрами или их группами осуществляется посредством катиона кальция. У датолита и граната весьма компактная кристаллическая структура, в связи с чем они обладают значительной энергией кристаллической решетки, повышенным удельным весом минералов.

Для структуры датолита характерно то, что тетраэдры Si-O и B-O(OH) при чередовании образуют сетку из четверных и восьмерных колец. Боркремнекислородные слои связаны между собой атомами кальция, окруженными шестью кислородными и двумя гидроксильными группами.

Расстояния между отдельными элементами составляют: для Si-O – 1,57; 1,58; 1,63 Å; B-O – 1,48 Å; B-OH – 1,54 Å; Ca-O – 2,35 – 2,66 Å; O-OH – 2,46 Å. Энергия связи для Ca-O равна 115 ккал/моль, Si-O – 192 ккал/моль, B-OH – 154 ккал/моль.

Полученные значения энергий связи между отдельными элементами элементарной ячейки датолита дают возможность предположить, что минералы довольно реакционноспособны. Поэтому при виброударной активации в условиях механического разрушения кристаллической решетки в первую очередь произойдет разрыв слабой связи с выщелачиванием в жидкую фазу соответствующих ионов (для датолита это ионы Ca^{2+} и B^{3+}). Однако

проведенные исследования по выщелачиванию силикатных минералов в различных режимах виброударной обработки не исключают разрыва и более сильной связи, какой является для датолита и граната связь Si-O с выщелачиванием ионов кремния.

Большое значение при выщелачивании из кристаллической решетки различных ионов имеет их месторасположение и удаленность от поверхности слоя. Кремний и бор в кристаллической решетке датолита экранируются ионами кислорода. В табл. 1 представлены характеристики поверхности датолита со значениями относительных зарядов, образуемых при разрушении датолита и определяемых степень некомпенсированности связей, полученные нами путем рентгеноструктурного анализа и квантово-механического расчета.

Таблица 1

Кристаллохимические результаты виброударного разрушения

Номер уровня	1	2	3	4	5	6	7	8
Ионы	Ca	Si	B	OH	O II	O III	O IV	OH
Расстояние от поверхности, Å	0	2,5	1,9	3,6	1,5	1,4	3,3	0,97
Некомпенсированные заряды	+1/4	+1	+3/4	-1	-1	-1	-1	-1

Экспериментальные данные хорошо согласуются с [4] и указывают на то, что в дистиллированной воде, растворение датолита должно сопровождаться переходом в жидкую фазу вначале ионов кальция и бора, а затем – кремния. Поскольку предварительными методами обогащения значительная часть минералов пустой породы выделена, то на ионный состав оборотной воды при флотации прежде всего будет влиять растворимость датолита и в меньшей степени – кальцита и железосодержащих минералов.

Для установления экспериментальной связи между кристаллохимическими и структурными особенностями, а также растворимостью и виброударной обработкой минералов был проделан следующие опыты: минералы измельчались в вертикальной вибрационной мельнице в периодическом и непрерывном режимах; выделялись чистые минеральные разности (средний размер частиц 28,3 мкм), которые перемешивались с дистиллированной водой в течение 3, 5, 10, 15, 20 и 25 мин при 20 °С. Жидкая фаза декантировалась и подвергалась химическому анализу, результаты которого в табл. 2.

Таблица 2

Кинетика выщелачивания в дистиллированной воде ионов с поверхности минералов

Время выщелачивания	Режим измельчения	Ионный состав жидкой фазы						
		Ca ²⁺	CO ₃ ²⁻	HCO ₃ ¹⁻	OH ⁻	SiO ₃ ⁴⁻	BO ₃ ³⁻	Fe ³⁺

т, мин								
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Жидкая фаза датолитовой суспензии								
3	Период ический	35,0	58,9	Не обнаруже но	13,6	50,8	35,8	–
5		39,1	55,3		14,8	63,3	38,6	–
10		45,5	57,5		26,5	83,5	41,3	–
15		50,4	57,7		31,8	107,85	45,9	–
20		53,3	58,3		34,5	120,3	51,4	–
25		53,4	58,4		34,1	120,1	51,9	–
Жидкая фаза кальцитовой суспензии								
3	Период ический	8,7	3,2	36,7	–	–	–	–
10		15,2	4,6	52,0	–	–	–	–
25		17,1	4,8	54,1	–	–	–	–
Жидкая фаза гранатовой суспензии								
3	Период ический	10,1	3,3	24,2	–	–	–	0,2
10		21,1	4,5	38,6	–	–	–	0,5
25		21,3	6,1	42,7	–	–	–	0,5

Продолжение табл. 2

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Жидкая фаза датолитовой суспензии								
3	Непрер ывный	7,0	6	Не обнаруже но	1,6	0,5	3,8	–
5		11,1	5,5		1,8	0,6	3,6	–
10		17,5	5,7		2,5	0,8	4,7	–
15		23,5	5,7		3,8	1,1	4,9	–
20		35,1	5,9		3,4	1,2	5,2	–
25		35,0	5,9		3,5	1,2	5,1	–
Жидкая фаза кальцитовой суспензии								
3	Непрер ывный	6,75	0,3	3,6	–	–	–	–
10		9,5	0,51	5,2	–	–	–	–
25		11,3	0,52	5,4	–	–	–	–
Жидкая фаза гранатовой суспензии								
3	Непрер ывный	10	3	2,4	–	–	–	0,24
10		20	4,5	3,6	–	–	–	0,55
25		21	6	4,7	–	–	–	0,55

Данные таблицы показывают, что наблюдается четкая зависимость между взаиморасположением ионов в кристаллической решетке, ее энергией, энергией связи между отдельными компонентами, характером связей ионов на плоскости раскола, растворимостью минералов от режима виброударной активации и как следствие – ионным составом оборотной воды. Кинетические зависимости селективного растворения минералов показывают, что наиболее интенсивно процесс протекает впервые 10...15 мин. Через 17...20 мин. наступает гетерогенное равновесие между твердой и жидкой фазами и ионный состав после истечения этого времени существенно не изменяется. Необходимо отметить, что скорость растворения минералов отличается в различных

режимах активации, причем в непрерывном количество растворенных ионов SiO_3^{4-} намного меньше, чем в периодическом.

Использование в процессе флотации оборотной воды хвостохранилища приводит к увеличению в ней количества взвешенных частиц до 23,72 г/л за счет стабилизации тонких частиц, а также к накоплению в жидкой фазе растворенных катионов и анионов минералов. В результате этого избирательность процесса флотации резко снижается. Описанные выше экспериментальные работы по применению предварительной виброударной активации показали, что происходит изменение химического состава оборотных вод при неизменной избирательности процесса. Химический состав оборотных вод после 10-кратного применения в процессе флотации датолитовой руды подан в табл. 3.

С целью разработки требований к качеству оборотной воды исследовалась флотация минералов в зависимости от режимов виброударного нагружения. Флотационные исследования проводились на минералах, активированных виброударной обработкой. Жидкая фаза суспензий после выщелачивания минералов (при различной продолжительности) подвергалась декантации. Декантаты являлись средой для флотации датолита, кальцита и граната. Результаты флотации минералов мылонафтом (150 мг/л) в водных вытяжках минеральных суспензий различного ионного состава приведены на рис. 1.

Таблица 3

Химический состав оборотных вод после 10-кратного использования

Характеристика оборотной воды (10-кратное использование)	Промысленный образец	Периодический режим виброударной обработки	Непрерывный режим виброударной обработки
рН среды	11,40	9,90	8,01
Общая жесткость, мг·эquiv/л	4,38	2,68	1,85
Общая щелочность, мг·эquiv/л	5,18	3,15	2,70
Содержание Ca^{2+} , мг/л	78,00	30,06	16,10
Содержание Mg^{2+} , мг/л	12,53	5,65	3,65
Содержание Fe^{3+} , мг/л	1,58	0,90	0,15
Содержание К и Na, мг/л	108,13	51,45	35,55
Содержание CO_3^{2-} , мг/л	275,00	150,53	110,85
Содержание HCO_3^{1-} , мг/л	75,16	46,75	35,32
Содержание OH^- , мг/л	164,73	114,75	98,55
Содержание SO_4^{2-} , мг/л	68,35	51,55	38,95
Содержание Cl, мг/л	37,5	21,56	15,54
Содержание PO_4^{3-} , мг/л	3,91	1,15	0,51
Содержание SiO_3^{4-} , мг/л	98,36	43,80	21,95
Содержание BO_3^{3-} , мг/л	76,83	35,95	18,75
Содержание взвешенных веществ, мг/л	23720,00	15340,00	10650,00

Содержание сухого остатка, мг/л | 1485,70 | 957,78 | 852,97

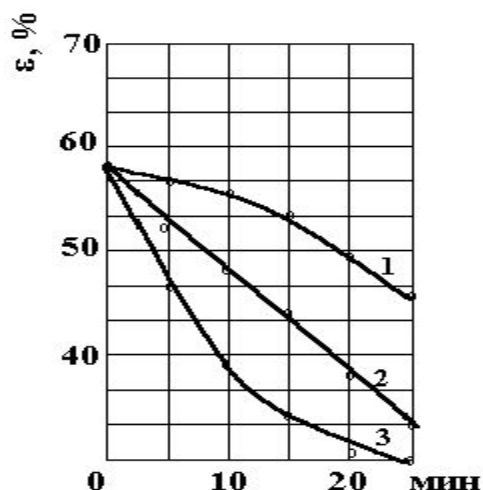
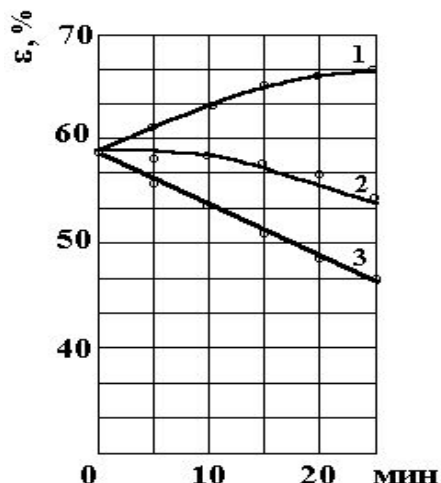
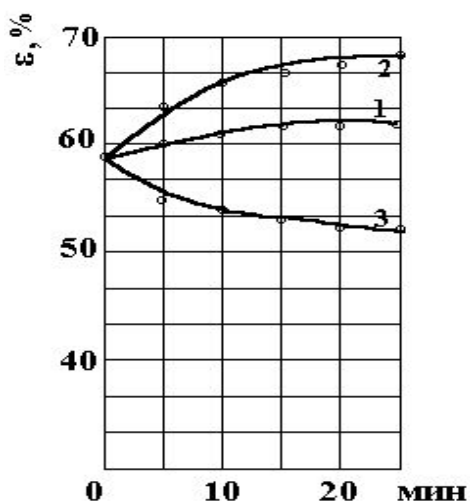


Рис.1. Флотируемость минералов в стандартной жидкой фазе:
1 – диатолит, 2 – гранат, 3 – кальцит

Из представленных данных следует, что в растворе вод, образующихся без виброударной обработки, флотация всех исследуемых минералов депрессируется, причем диатолита – в наименьшей степени (рис. 1). Ионный состав жидкой фазы, после виброударной обработки в непрерывном режиме, способствует активации флотации диатолита, граната и слабому депрессированию кальцита (рис. 2). В жидкой фазе после виброударной активации в периодическом режиме слабо активируется флотация диатолита и подавляется – кальцита и граната (рис. 3).



Выявленная зависимость ионного состава оборотной воды от кристаллохимических свойств и растворимости минералов позволила разработать метод его регулирования. Применение этого метода даст возможность получать показатели флотации руды, аналогичные показателям для условий прямого водоснабжения.

Список литературы

1. Разработка технологии обогащения бедных боросиликатных руд с применением нейтроннорадиометрической сепарации / В.А.Мокроусов, Б.С. Лагов, В.А.Лиосев и др. – В кн. Обогащение бедных руд. – М.: Наука, 1973. – С. 97–100.
2. **Светкина Е.Ю.** Интенсификация процесса выщелачивания путем виброударной активации минералов // С.. науч. Тр. Национального горного университета. – Д.: Навчальна книга. – 2005. – №21. – Т.5. – С. 277–285.
3. **Франчук В.П., Светкина Е.Ю., Якубович Л.А.** Влияние виброударной активации на адсорбционные свойства минералов // Вісник Національного технічного університету "ХПІ": Зб. Наук. пр.. Темат. Вип.: Хімія, хімічна технологія і екологія. – 2005. – №40. – С.126–132
4. **Павлов П.В., Белов Н.В.** Кристаллическая структура гердерита, дато лита и гадолинита // Докл. АН ССР. – 1957. – Т.114, №4. – С. 884–887.

© Светкина Е.Ю., Франчук В.П., 2006

*Надійшла до редколегії 27.04.2006 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н. І.К. Младецьким*

УДК 622.794

Е.И. НАЗИМКО, д-р техн. наук, **И.Н. ДРУЦ**, **Л.И. СЕРАФИМОВА**,
Н.А. ЗВЯГИНЦЕВА, **Ю.В. ШЕВЧЕНКО**
(Украина, Донецк, Донецкий национальный технический университет)

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИИ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ

В энергетическом балансе Украины уголь еще длительное время будет оставаться одной из основных составляющих, определяя стратегическую политику государства по развитию горнодобывающей и перерабатывающей

промышленности. Первой стадией процессов переработки ископаемых углей с целью дальнейшего использования является обогащение, которое имеет ряд технологических особенностей на современном этапе развития. К таким основным особенностям относится поступление на обогатительные предприятия рядового угля, в котором повышено количество шламов по отношению к другим классам крупности. Одной из причин этого является переработка крупных машинных классов на обогатительных установках при шахтах [1].

За последние годы вследствие ряда процессов, происходящих в угольной промышленности, качество углей, поступающих на коксование, заметно ухудшилось. Кроме того, ощущается нехватка углей коксующихся марок [2].

Для обогащения шламов одним из широко применяющихся процессов на современном этапе развития техники и технологии является процесс флотации. Применение флотации в технологических схемах фабрик позволяет не только регенерировать оборотную воду, освобождая ее от твердой фазы с целью повторного многократного использования, но и получать дополнительное количество шламового концентрата. Последнее особенно важно именно для углей, используемых в шихте для коксования.

Следует подчеркнуть, что флотационный метод является наиболее производительным для обогащения угольной мелочи. В настоящее время несколько расширилась номенклатура применяемых для флотации углей реагентов, и проводятся определенные исследования в этом направлении [3–5]. Однако только единичные работы посвящены нахождению оптимальных сочетаний реагентов, обеспечивающих высокую скорость флотации различных классов крупности, находящихся в составе питания операции.

Целью данной работы является исследование реагентного режима флотации углей коксующихся марок.

Исследования, проведенные ранее с применением компьютерного моделирования взаимодействия частицы и воздушного пузырька на микроуровне, позволили установить, что при столкновении тангенциальная компонента скорости частицы возрастает с увеличением эксцентриситета между центром пузырька и точкой встречи с частицей [6]. Именно эта компонента скорости при увеличении до критического значения вызывает проскальзывание частицы относительно поверхности пузырька и в итоге ее отрыв [7].

Кроме того, при взаимодействии воздушного пузырька и частицы возникает вращение их друг относительно друга с чередованием ускорения и торможения. Суммарное ускорение вращения и пузырька и частицы имеет положительное значение во всем исследованном диапазоне изменения величины эксцентриситета, при чем ускорение для частицы больше, чем для пузырька. Это свидетельствует о том, что ускоренное вращение преобладает над

торможением и в итоге с течением времени частица соскальзывает с поверхности пузырька [8, 9]. Отсюда следует, что необходимо уделять внимание поиску таких реагентов или их сочетаний (собиратель плюс вспениватель) и режимов ведения процесса, которые регулировали бы тангенциальную скорость частицы при скольжении по поверхности пузырька.

Для экспериментов был принят шлам углей марки К крупностью 0–0,5 мм. Исследования выполнялись на лабораторной флотационной установке по общепринятым методикам с ведением дробной флотации. Опыты дублировались и определились средние показатели из нескольких опытов. Для исследования были приняты наиболее широко применяемые в последнее время в промышленных условиях реагенты. В качестве собирателей использовались ААР-2 и керосин, в качестве вспенивателей – Т-66 и масло ПОД. Расход собирателя принят равным 1600 г/т, вспенивателя – 60 г/т.

По результатам дробной флотации вычислялись скорость флотации и селективность процесса для различных классов крупности. Эти два показателя можно рассматривать как взаимно противоположные, поэтому их использование даст наиболее объективную оценку процесса. Коэффициент скорости флотации по Белоглазову определялся из соотношения:

$$K_B = [\lg (1 / (1 - \varepsilon_{gm}^k))] * 1 / t , \quad (1)$$

где ε_{gm}^k – извлечение горючей массы в концентрат, доли ед., t – время флотации, мин.

Для оценки результатов экспериментов использовался также показатель селективности процесса по Митрофанову, который вычислялся по формуле:

$$S_M = [\lg (1 / (1 - \varepsilon_{gm}^k))] / [\lg (1 / (1 - \varepsilon_A^k))] , \quad (2)$$

где ε_A^k – извлечение в пенный продукт золы, доли ед.

На базе экспериментов и вычислений получены зависимости скорости и селективности процесса флотации для разных классов крупности, представленные на рис. 1 и 2.

Данные, показанные на рис. 1, свидетельствуют о том, что к концу эксперимента скорость флотации практически для всех классов крупности снижается, т.к. кривые имеют выпуклую форму.

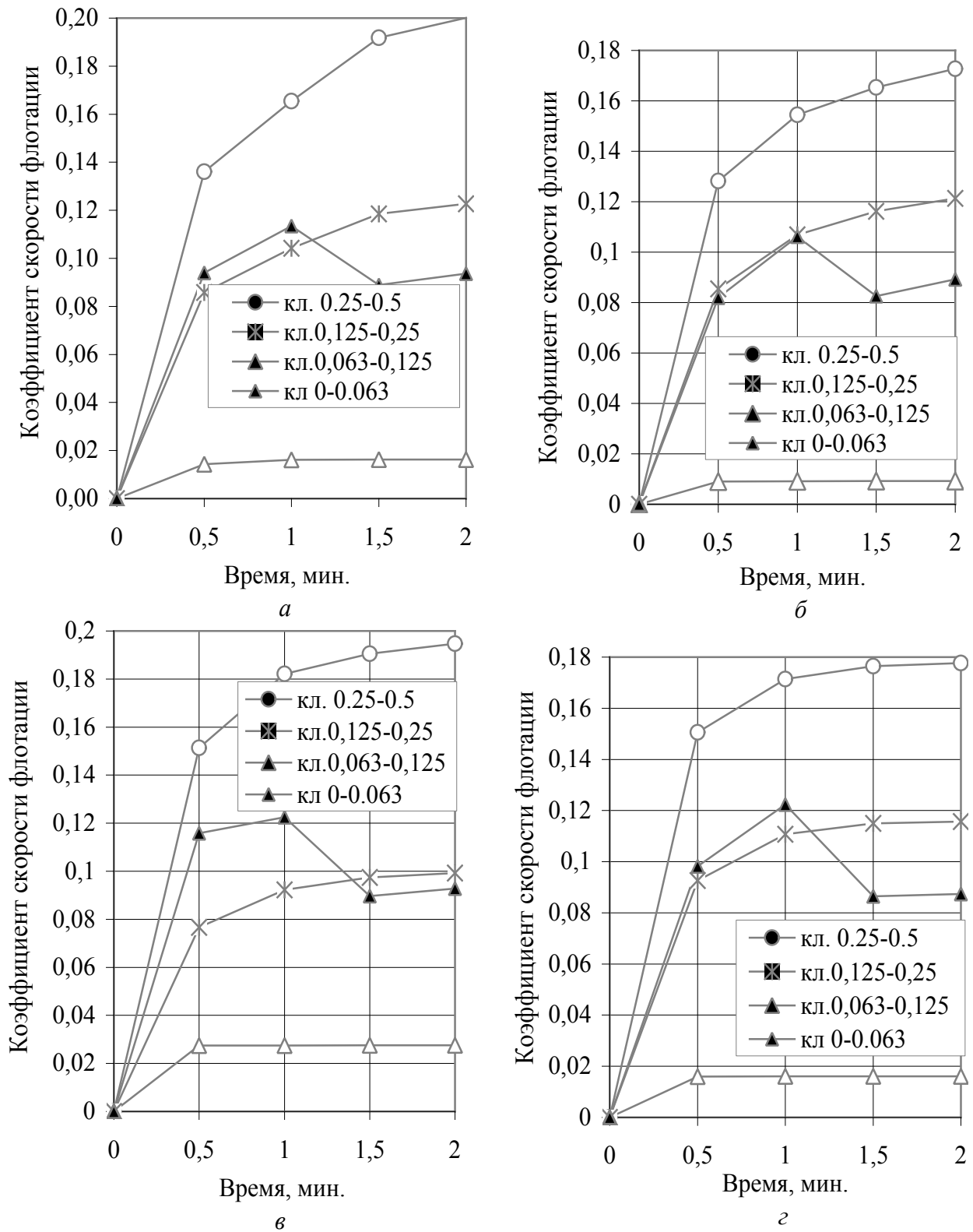


Рис.1. Скорость флотации для разных классов крупности при сочетаниях реагентов:

a – ААР-2 + Т-66; b – ААР-2 + ПОД;
 v – керосин + Т-66; z – керосин + ПОД

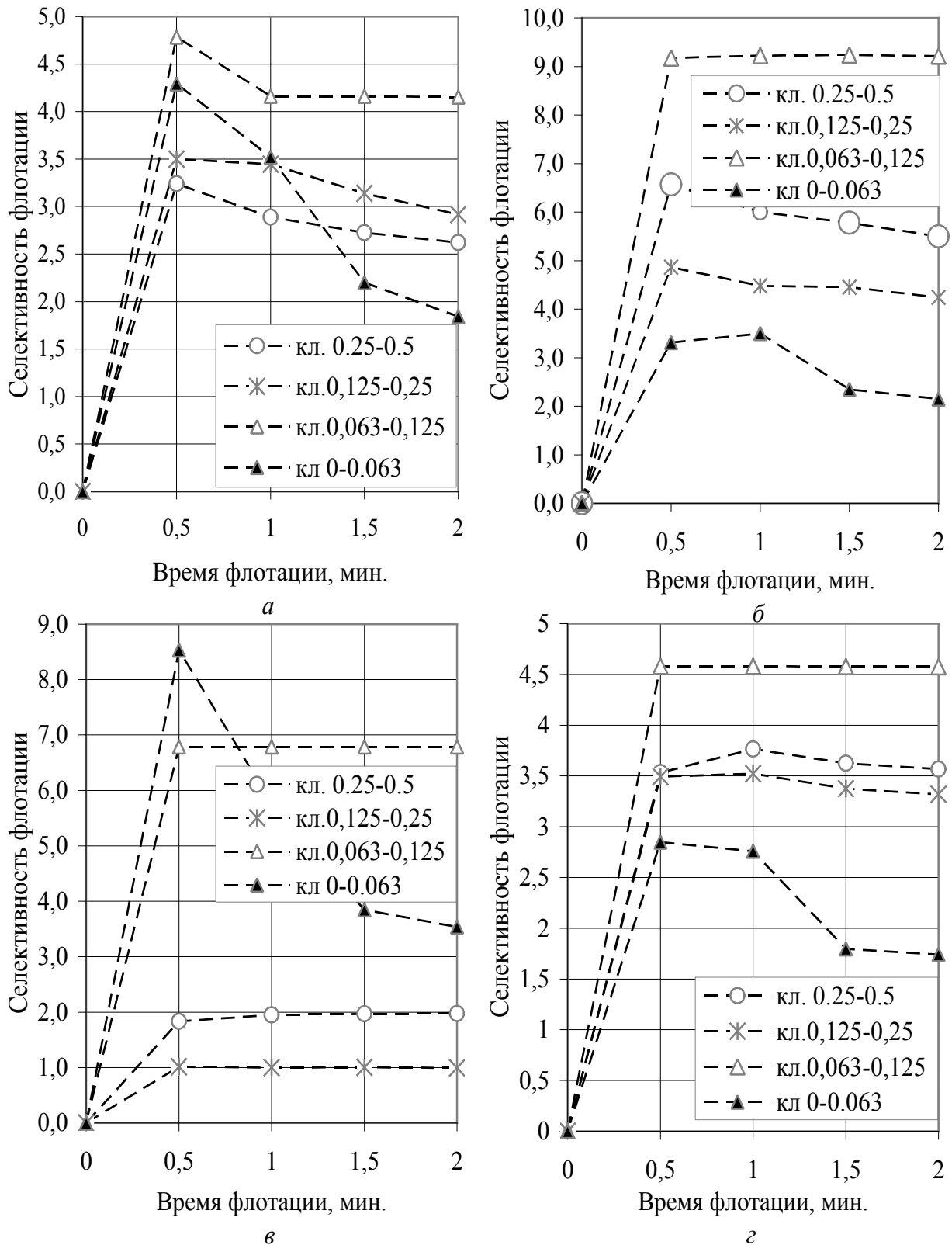


Рис. 2. Селективность процесса для разных классов крупности

при сочетаниях реагентов:
a – ААР-2 + Т-66; *б* – ААР-2 + ПОД;
в – керосин + Т-66; *г* – керосин + ПОД

При исследованных расходах реагентов максимальная скорость выхода в пенный продукт отмечена для класса 0,25–0,5 мм, минимальная – для класса 0,063–0,125 мм для всех сочетаний реагентов. Последнее вызвано большим количеством породных частиц в этом классе крупности, которые повышают его зольность и затрудняют флотацию.

Все классы имеют наибольший прирост скорости за первые 30 с опыта. Затем для частиц крупностью 0,25–0,5 мм скорость увеличивается примерно в 1,47 раза при использовании сочетания собирателя ААР-2 и вспенивателя Т-66. При сочетании ААР-2 и ПОД увеличение скорости ниже и составляет 1,35 раза. При применении в качестве собирателя керосина в сочетании с Т-66 и ПОД увеличение скорости для этого класса крупности также снижается и составляет 1,29 и 1,18 раз, соответственно. Таким образом, вспениватель ПОД обеспечивает условия для более низкой скорости флотации.

Для всех других классов крупности прирост скорости флотации гораздо ниже, а для класса 0,063–0,125 мм практически не наблюдается. Это связано с высокой зольностью данного материала в питании флотации. Гранулометрический состав питания показан в таблице.

Таблица

Классы крупности, мм	Выход, %	Зольность, %
0,25–0,5	37,9	21,5
0,125–0,25	24,26	24,5
0,063–0,125	4,93	53,3
0–0,063	32,91	36,8
Всего	100,0	28,5

Для класса 0–0,063 мм, имеющего выход в питании около 33%, по истечении 60с флотации скорость выхода в пенный продукт уменьшается. При этом скорость флотации мало изменяется при изменении сочетания реагентов "собиратель+вспениватель". Следовательно, для данной пробы шлама углей марки К скорость флотации при разных режимах реагентов в основном определяют классы крупности 0,125–0,25 и 0,25–0,5 мм. Из анализа полученных значений скорости флотации вытекает, что оптимальным для данных условий является использование сочетания собирателя ААР-2 и вспенивателя Т-66.

Анализ данных, представленных на рис. 2, позволяет отметить, что наибольшая селективность флотации достигается в первые 30 с эксперимента. Затем этот показатель снижается или остается постоянным для всех классов крупности.

Максимальные значения селективности процесса отмечены для класса

0,063–0,125 мм, что связано с его высокой зольностью в питании операции. При чем наибольшая селективность для этого высокозольного материала получена при использовании сочетания собирателя ААР-2 и вспенивателя ПОД. Однако, количество частиц этой крупности в питании флотации незначительно, т.е. они не являются определяющими ход процесса в целом.

Для класса 0–0,063 мм наибольшую селективность обеспечивает сочетание собирателя керосина и вспенивателя Т-66. Но такое сочетание реагентов для суммарного класса крупностью более 0,125 мм, которого в питании операции содержится около 62%, не дает высоких значений селективности флотационного разделения. По этому параметру показатели наиболее низкие в данном случае и составляют всего 1–2 единицы. Для частиц этой крупности предпочтительно сочетание собирателя ААР и вспенивателя ПОД.

Проведенные экспериментальные исследования позволяют заключить, что из необходимости обеспечения высокой скорости процесса следует принять для данного шлама углей марки К сочетание собирателя ААР-2 и вспенивателя ПОД. Этот режим обеспечивает максимальные значения селективности для большинства классов и близкие значения скорости флотации к режиму собиратель ААР-2 и вспениватель Т-66.

Дальнейшие исследования могут быть направлены на изучение влияния различных расходов реагентов и других параметров с целью оптимизации процесса флотации.

Список литературы

1. **А.Д. Полулях.** Особенности современных технологий углеобогащения // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2003. – Вип. 17(58). – С. 3–6.
2. **И.Д. Дроздник.** К вопросу обеспечения металлургического комплекса коксующимися углями необходимого качества // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 23(64). – С. 8–12.
3. **А.И. Аровин, В.И. Саранчук.** Исследование влияния пенообразователя ПОД на качественные характеристики процесса флотации // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 23(64). – С. 73–83.
4. **В.В. Жура, С.В. Майкова.** Поверхнево-активні властивості спінювачів "Оксаль" і масло "ПОД" // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 23(64). – С. 83–88.
5. **А.А. Золотко, Л.А. Морозова, О.А. Морозов, Г.А. Мавренко, В.А. Спинеєв.** Опыт и перспективы развития техники и технологи разделения угольных шламов методом флотации // Збагачення корисних копалин. Дніпропетровськ. – 2005. – Вип. 23(64). – С. 94–103.
6. **Е.И. Назимко, И.Н. Друц.** Исследование кинетики взаимодействия мелких частиц с пузырьками воздуха в процессе флотации // Обогащение полезных ископаемых. Днепропетровск. – 2003. – № 18(59). – С. 95–102.
7. **Е.И. Назимко, И.Н. Друц.** Исследование кинетики взаимодействия фаз в динамической среде при обогащении минералов // Горный информационно-аналитический

бюллетень МГГУ. – 2004. – №1. – С. 336–339.

8. **И.Н. Друц.** Кинетика взаимодействия фаз при флотации // Разработка рудных месторождений. Кривой Рог. – 2005. – №89. – С. 191–195.

9. **И.Н. Друц.** Кинетика взаимодействия частиц и воздушных пузырьков при флотации // Матеріали міжнар. конф. "Форум гірників-2005". Дніпропетровськ. – 2005. – Т.2. – С. 117–124.

© Назимко Е.И., Друц И.Н., Серафимова Л.И.,
Звягинцева Н.А., Шевченко Ю.В., 2006

Надійшла до редколегії 20.03.2006 р.

Рекомендовано до публікації д.т.н. П.І. Піловим

УДК. 622.74

Б.Ф. БЕВЗЕНКО

(Украина, Донецк, ОАО "Великоанадольский огнеупорный комбинат"),

Б.А. КОЧЕШКОВ

(Украина, Луганск, Укрнииуглеобогащение)

ЦИКЛОННО-СИТОВЫЙ КЛАССИФИКАТОР ЦСК-630

Из анализа технологических показателей работы флотации на углеобогатительных фабриках следует, что основные потери горючей массы с флотоотходами представляют собой зернистую часть крупностью +0,2 мм [1, 2]. Следовательно, контроль крупности питания флотационных машин является необходимой технологической подготовительной операцией. Применяемые для этой операции гидроциклоны имеют большую производительность, однако при низкой плотности твердого материала не обеспечивают кондиционность по крупности сливного продукта [3]. Известно, что наибольшая точность разделения по одному продукту зернистых материалов по крупности имеет место при ситовой классификации, подситный продукт которой не содержит частицы крупнее отверстий применяемых сит. Однако грохоты с ситовой поверхностью при разбавленных пульпах (± 100 г/л) имеют низкую удельную производительность.

Из вышеизложенного следует целесообразность попытки сочетания в одном аппарате достоинств гидроциклона и грохота с ситовой поверхностью [2, 4].

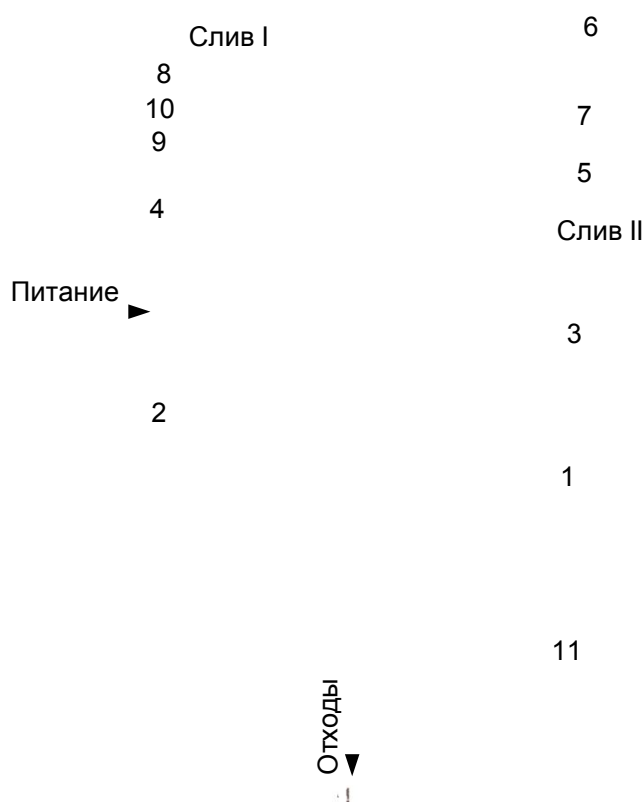
С этой целью институт "Укрнииуглеобогащение" разработал трехпродуктовый циклонно-ситовый классификатор ЦСК-630, общий вид которого приведен на рис. 1.

Циклонно-ситовый классификатор состоит из цилиндро-конического корпуса 1 с тангенциальным питающим патрубком 2, сливного стакана 3, сливной камеры 4 со сливным патрубком 5, промпродуктового патрубка 6 с

цилиндрическим ситом 7. С внешней стороны сита 7 и соосно с ним установлен регулировочный стакан 8. Стакан 8 может перемещаться вдоль сита 7 по направляющим шпилькам 9, изменяя, таким образом, активную площадь просеивающей поверхности сита и, тем самым объемную производительность классификатора по разгружаемому подситному продукту. Величина активной площади просеивающей поверхности сита может изменяться в пределах от 0 до max.

В заданном положении стакан 8 фиксируется на направляющих шпильках 9 гайками 10.

Отходы удаляются из классификатора через песковую насадку 11.



Циклонно-ситовый классификатор ЦСК-630

Техническая характеристика

Диаметр корпуса внутренний, мм (без футеровки)	690
Диаметр сливного стакана, мм (МПК)	200
Высота сливного стакана, мм	340
Внутренний диаметр сита, мм	222
Высота сита (полностью открытого), мм	220

Ширина щели сита, мм (сменные сита)	0,5; 1,0; 2,0; 4,0
Размер питающего патрубка, мм	236x236
Размер питающего патрубка на входе в корпус, мм	140x236
Диаметр сливного патрубка, мм	200
Диаметр промпродуктового патрубка, мм	200
Диаметр песковых насадок, мм (в комплектации классификатора)	120; 160
Угол конусности конической части, град.	20
Ход стакана, регулирующего активную площадь сита, мм	0–220
Высота, мм, max	5050
Ширина (по кромкам опорных лап), мм	950
Ширина (полная), мм	955
Ширина по питающему и разгрузочному патрубкам, мм	915
Масса (без учета сменных сит), кг	580

Циклонно-ситовый классификатор работает следующим образом. Исходная суспензия под давлением через тангенциальный питающий патрубок подается в цилиндрическую часть корпуса. Под действием центробежных сил более крупные и более тяжелые частицы отбрасываются к стенкам корпуса и перемещаются вдоль винтовой линии по конической его части до песковой насадки, через которую они выводятся из классификатора.

Мелкие и легкие частицы перемещаются к оси цилиндрической части корпуса классификатора и восходящим вихревым потоком через сливной стакан поднимаются вверх, где они попадают на сито, которое установлено в камере слива. Основная масса частиц, которые меньше отверстий сита, попадает вместе с суспензией в камеру слива и через патрубок слива подситного продукта выводятся из классификатора и направляются на флотацию.

Частицы, размеры которых больше отверстий сита и остатки мелких частиц по внутренней поверхности сита вращающимся потоком суспензии выводятся в промпродуктовую камеру и направляются с помощью сливного патрубка надситного продукта в емкость исходного питания классификатора.

Экспериментальный образец классификатора ЦСК-630 изготовлен экспериментальной базой института "Укрнииуглеобогащение", а его промышленные испытания будут проведены на ЦОФ "Пролетарская".

Выводы. Институтом "Укрнииуглеобогащение" разработан циклонно-ситовый классификатор ЦСК-630 для контроля питания флотации по крупности.

Список литературы

1. **Васько И.П.** Флотация павлоградских углей // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2000. – Вип. 7(48). – С. 111–115.

2. **Бевзенко Б.Ф.** О необходимости ситовой классификации питания флотации на углеобогащительных фабриках // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2005. – Вип. 23(64). – С. 69–73.

3. **Курченко И.П., Бевзенко Б.Ф., Нищеряков А.Д., Полулях А.Д.** Исследование классификации угольных шламов в гидроциклонах: Учебное пособие. – Луганск: Из-во СЛУ им. В.Даля. – 2006. – 216 с.

4. **Полулях А.Д., Сансиев В.Г., Резниченко Г.Л.** Гидроциклон с внутренним ситом // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2002. – Вип. 14(55). – С. 3–12.

© Бевзенко Б.Ф., Кочешков Б.А., 2006

*Надійшла до редакції 04.05.2006 р.
Рекомендовано до публікації к.т.н. В.В. Гаєвим*