



М. С. Клейн Т. Е. Вахонина

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Учебное пособие

Кемерово 2017

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева»

М. С. Клейн Т. Е. Вахонина

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Учебное пособие

Кемерово 2017

УДК 622.7: 622.3 (075.8)
ББК 33я7

Рецензент(ы) Удовицкий В. И. – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой обогащения полезных ископаемых ФГБОУ ВО «Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева»
Евменова Г. Л. – кандидат технических наук, доцент кафедры обогащения полезных ископаемых ФГБОУ ВО «Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева»

Клейн М. С. **Технология обогащения полезных ископаемых**: учеб. пособие / М. С. Клейн, Т. Е. Вахонина; КузГТУ. – Кемерово, 2017. – 193 с.

ISBN 978-5-906888-51-8

Изложены свойства и классификация ископаемых углей, технологии, методы и оборудование для их обогащения и обезвоживания.

Рекомендовано для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело».

Печатается по решению редакционно-издательского совета КузГТУ.

УДК 622.7: 622.3(075.8)
ББК 33я7

© КузГТУ, 2017

© Клейн М. С.,
Вахонина Т. Е., 2017

ISBN 978-5-906888-51-8

Оглавление

	Введение	5
1.	ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА УГЛЕЙ	7
1.1.	Происхождение каменных углей и антрацитов	7
1.2.	Показатели качества углей и антрацитов	8
1.3.	Классификация каменных углей и антрацитов	14
	Вопросы для самопроверки	24
2.	ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ	25
	Вопросы для самопроверки	30
3.	КЛАССИФИКАЦИЯ МЕТОДОВ И ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ	31
	Вопросы для самопроверки	32
4.	МЕТОДЫ И ПРОЦЕССЫ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ	33
4.1.	Обогащение углей в тяжелых средах	33
4.2.	Обогащение углей отсадкой	66
4.3.	Обогащение углей в винтовых сепараторах	86
4.4.	Обогащение углей противоточной сепараций	90
4.5.	Обогащение углей с применением гидросайзеров	95
	Вопросы для самопроверки	98
5.	ОБОГАЩЕНИЕ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ ПО СМАЧИВАЕМОСТИ	99
5.1.	Обогащение угольных шламов методом флотации	99
5.2.	Обогащение угольных шламов методом селективной масляной агломерации	132
	Вопросы для самопроверки	138
6.	ОБЕЗВОЖИВАНИЕ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ	139
6.1.	Дренирование	142
6.2.	Центрифугирование	145

6.3. Обезвоживание шламов и продуктов флотации фильтрованием	156
6.4. Сушка углей	166
6.5. Сгущение	172
6.6. Интенсификация процессов обезвоживания	178
Вопросы для самопроверки	189
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	191

Введение

Уголь является одним из основных источников тепловой и электрической энергии, технологическим сырьем для получения кокса и разнообразных химических продуктов, а также для специальных целей. Уголь, как в настоящее время, так и в перспективе, будет занимать видное место в экономике Российской Федерации, а угольная промышленность была и остается ведущей отраслью материального производства.

Добываемый уголь на шахтах и разрезах очень редко отвечает потребительским требованиям, поэтому его подвергают обогащению, т. е. обработке, в результате которой качество угля повышается. Особое значение приобретает углеобогащение в связи с развитием рыночных отношений, когда получают непосредственное экономическое выражение не только потребительская ценность угольных концентратов, но и полнота извлечения полезных компонентов в товарные продукты при минимальных материальных издержках на их получение.

Обогащение угля осуществляется на углеобогатительных фабриках, которые являются высокомеханизированными предприятиями. Они оснащены большим числом сложных машин, механизмов и аппаратов, составляющих в совокупности непрерывные технологические линии. Все оборудование этих линий связано между собой определенными технологическими зависимостями и предназначено для переработки и транспортировки угля и продуктов обогащения в едином технологическом процессе.

От уровня техники и технологии первичной переработки полезных ископаемых все в большей степени зависит рациональное использование природных ресурсов и охрана окружающей среды.

В технике и технологии обогащения углей в последние годы достигнут существенный прогресс: повышение мощностей и техническое перевооружение действующих предприятий; внедрение новых, более эффективных методов и аппаратов обогащения, позволяющее сократить потери горючей массы в отходах производства.

Знание технологий первичной переработки и обогащения полезных ископаемых необходимо для всех специалистов горного профиля. В пособии приведены сведения о свойствах и классифика-

циях ископаемых углей. Рассмотрены вопросы техники и технологии обогащения, обезвоживания, осветления шламовых вод, сушки углей.

Данное пособие написано в соответствии с рабочей программой дисциплины «Технология обогащения полезных ископаемых».

1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА УГЛЕЙ

1.1. Происхождение каменных углей и антрацитов

Ископаемые каменные угли и антрациты – твердые горючие вещества органического происхождения, образовавшиеся в древние геологические эпохи из растительных остатков под воздействием высоких температур и давления – *факторов метаморфизма*. В процессе углефикации остатки органических веществ растений и микроорганизмов последовательно превращаются в торф, бурые угли, каменные угли и антрациты. Последовательность преобразований при углефикации называется *стадиями метаморфизма*. Бурые угли относятся к самой низкой, а антрациты – к самой высокой стадии метаморфизма.

Твердые горючие ископаемые подразделяются на: *гумитовые*, которые образовались из наземных высших растений, и *сапропелевые*, происшедшие из водорослей и живых организмов (планктона). Последние встречаются сравнительно редко.

В процессе углефикации изменяются химический состав угля, физические и технологические свойства.

Петрографический состав углей позволяет установить природу исходных органических материалов, их генезис, классификацию и выбор рационального использования твердых горючих ископаемых.

Различают: *мацералы* – микрокомпоненты угля, объединенные в группы гуминита, витринита, инертинита, семивитринита, липтинита; *литотипы* – макрокомпоненты угля, к которым относятся витрен, фюзен, дюрен и кларен.

Одним из основных параметров диагностики микрокомпонентов при проведении петрографического анализа является *показатель отражения мацералов* в иммерсионном масле – R^o и в воздухе – R^a .

Каменные угли и антрациты состоят из *органической массы и минеральных примесей*.

Органическая масса представлена различными органическими соединениями в элементный состав которых входят, в основном, углерод, водород, азот и кислород. С увеличением стадии метаморфизма (степени углефикации) повышается концентрация в органической массе углей углерода и снижается концентрация дру-

гих элементов. Органическая масса антрацитов более, чем на 93-97 % состоит из углерода.

Минеральные примеси углей представлены в основном силикатами, алюмосиликатами, карбонатами, и другими неорганическими соединениями. Минеральные вещества попадают в угли в процессе углефикации, а также при их добыче из почвы и кровли пласта. Основная задача технологии обогащения углей – удаление минеральных примесей. Минералы первой группы распределены в виде вкраплений в органической массе углей и составляют наибольшую трудность при обогащении. Обогащение угля, засоренного попавшими в него при добыче минеральными примесями, осуществляется сравнительно легко.

1.2. Показатели качества углей и антрацитов

Все показатели состава, свойств и качества угля имеют условные обозначения в виде буквенных символов с нижним и верхним индексами.

Нижний индекс дополняет характеристику основного показателя. Например, показатели массовой доли влаги угля: общей – W_t ; внешней – W_{ex} ; воздушно-сухого топлива – W_h .

Верхний индекс указывает на следующие состояния угля: *рабочее* – r , *аналитическое* – a , *сухое* – d , *сухое беззольное* – daf , *влажное беззольное* – af , *органической массы угля* – o .

Для пересчета показателей из одного состояния в другое используются формулы. Например, формулы для пересчета показателей из рабочего состояния:

в аналитическое, a	– $(100 - W_t^a) / (100 - W_t^r)$;
в сухое, d	– $100 / (100 - W_t^r)$;
в сухое беззольное, daf	– $100 / (100 - W_t^a - A^r)$.

При необходимости обратного пересчета формула переворачивается. Например:

$$A^d = A^r \cdot 100 / (100 - W^r); \quad A^r = A^d \cdot (100 - W^r) / 100.$$

Для характеристики твердых горючих ископаемых, используемых в качестве источника энергии или для химической переработки, применяют показатели, каждый из которых количественно

описывает определенный признак, отличающий данное топливо от других.

Потребительская ценность углей и антрацитов определяется показателями их качества: зольностью, влажностью, сернистостью, удельной теплотой сгорания, выходом летучих веществ, пластометрическими показателями, плотностью, механической прочностью.

Зольность угля (A) – связана с наличием в нем минеральных примесей. Определение зольности в лаборатории производят согласно ГОСТ 11022–90. Устанавливается путем медленного или ускоренного озоления аналитической пробы угля крупностью менее 0,2 мм прокаливанием в муфельной печи при 800–830 °С. Зольность выражается как процентное отношение масс зольного остатка и исходной навески и пересчитывается на сухое состояние угля – A^d .

С увеличением зольности потребительская ценность углей снижается.

Массовая доля влаги углей (W) – определяется высушиванием навески в сушильном шкафу при 105–110 °С в течение 60 минут и вычислением потери навески в массе (%). Влага *общая* W_t включает *внешнюю* влагу W_{ex} и влагу *воздушно-сухого* топлива W_h . Содержание влаги в углях определяют согласно ГОСТ 27314–91.

Влажность углей зависит от водоносности добычных участков, условий транспортирования, обогащения и складирования. Влага уменьшает тепловую ценность углей, ухудшает условия и результаты сортировки углей по крупности, делает угли более склонными к самовозгоранию.

Сернистость углей – зависит от наличия серосодержащих соединений четырех модификаций: пиритной, сульфатной, органической и элементной. Сера является исключительно вредной примесью, её присутствие в углях наносит большой вред в технологических процессах с использованием кокса. Одна десятая доля процента серы в коксе увеличивает его расход и расход флюсов при производстве чугуна на 2–2,5 %, а также снижает производительность доменной печи. Попадая из кокса в чугун, а затем в сталь, сера значительно ухудшает их механические свойства. Содержание общей серы – один из основных показателей качества углей – определяется согласно ГОСТ 8606–93.

Теплота сгорания углей. Важнейшей характеристикой теплотехнических свойств углей является *теплота сгорания* Q , кДж/кг. Различают *высшую* Q_s и *низшую* Q_i теплоту сгорания. Q'_i – выражает количество тепла, которое может быть практически реализовано при сжигании. Q'_i определяется экспериментально и рассчитывается по формуле

$$Q'_i = Q'_s - \gamma (W'_t + 8,94 H'), \text{ кДж/кг}$$

где H' – содержание водорода, рассчитанное на сухое состояние угля; γ – коэффициент, учитывающий тепло, выделившееся за счет испарения воды. $\gamma = 24,62$ кДж/кг. Определяется согласно ГОСТ 147–95 (ИСО 1928–76).

Выход летучих веществ V^{daf} влияет на марочную принадлежность углей. С увеличением степени углефикации выход летучих уменьшается. Нагревая навески в закрытом тигле при температуре 850 °С в течение 7 мин, находят выход летучих (%) по разности между общей потерей массы и за счет испарения влаги. Определяется согласно ГОСТ 6382–2001 (ИСО 5071–1–97).

Спекаемость характеризует пригодность угля для коксования. *Спекаемость* – свойство некоторых каменных углей переходить при нагревании без доступа воздуха в интервале температур 350–470 °С в пластическое состояние с образованием связанного нелетучего остатка. Спекаемость углей характеризуется следующими показателями: *толщина пластического слоя* – y , мм, и *пластометрическая усадка* (конечное уменьшение высоты столбика угольной загрузки при её нагревании в определенном режиме, мм) – x , мм, которые определяются по методу Сапожникова (ГОСТ 1186–87); *индекс свободного вспучивания* – SI и *индекс Рога* – RI (ГОСТ 9318–91), характеризующий прочность спекания. Наибольшей спекаемостью обладают угли марок Ж и К, а бурые, длиннопламенные, тощие и антрацит не спекаются.

Коксуемость – свойство измельченного угля спекаться с последующим образованием кокса с установленной крупностью и прочностью кусков. Коксуемость охватывает сумму всех свойств углей, обеспечивающих возможность протекания процесса коксообразования, в котором спекание является только одной из его стадий. Коксуемость хорошо спекающихся углей определяется по *дилатометрическому методу Одибера – Арну* (ГОСТ 13324–94).

Используется также оценка коксующести по *системе Грей – Кинга* (ГОСТ 16126–91).

Плотность угля – это отношение его массы к объему. *Действительная плотность* ρ_d (в дальнейшем именуемая плотность) – количественное выражение отношения массы тела, лишенного воздуха и несвязанной воды, к его объему. Определяют по ГОСТ 2160–82 (СТ СЭВ 2615–80).

Плотность органической массы (сухое беззольное вещество ρ_o^{daf}) угля зависит от его природы, петрографического состава и степени метаморфизма. Так, плотность органической массы каменных углей возрастает от длиннопламенных (1160 кг/м³) к тощим и антрациту (1590 кг/м³).

Кажущаяся плотность (ρ_k) – это масса единицы объема пористого (натурального) тела. Она всегда меньше действительной и для каменных углей находится в пределах 1200–1350 кг/м³.

Плотность насыпной массы угля (насыпная плотность) определяют количественным отношением последней к объему, заполненному свободной или уплотненной насыпкой, т. е. насыпкой в штабеле, вагоне, бункере или других емкостях. Она изменяется в довольно широких пределах и зависит от плотности, размера кусков, ситового состава и влажности углей.

Многочисленными исследованиями установлена тесная корреляционная связь между плотностью углей и их зольностью: с повышением плотности увеличивается зольность. Различия в плотностях составляющих компонентов угольной массы – основное условие для их разделения гравитационными процессами обогащения.

Механическую прочность углей характеризуют дробимость, хрупкость, твердость, временное сопротивление сжатию, а также термическая стойкость (для антрацитов). Общий показатель – индекс механической прочности. Находят его, разрушая пробы угля крупностью от 13 до 100 мм во вращающемся закрытом барабане. По истечении заданного времени измельчения определяют оставшуюся неразрушенной массу кусков (крупность более нижнего предела испытываемого класса). Выход последних для соответствующих классов грохоченного угля, выраженный в процентах от массы загруженного в барабан, это индекс механической прочно-

сти. Определяют по ГОСТ 21206–75.

Наибольшей механической прочностью обладают антрациты, наименьшей – бурые угли и каменные угли средней стадии метаморфизма (Ж, К, ОС). Механическая прочность обуславливает силовой состав добываемых углей, изменение его и шламообразование в процессах транспортирования, складирования и обогащения, влияет на выбор процессов и схем обогащения.

Влагоемкость углей – свойство поглощать влагу – важный показатель, особенно для характеристики размокаемости вмещающих пород. Так как процессы обогащения углей в основном осуществляются в водной среде, их размокаемость обуславливает шламообразование, чистоту (загрязненность) оборотной воды и другие параметры технологического процесса. Максимальную влагоемкость W_{\max} определяют по ГОСТ 8858–76. Проба угля предварительно высушивается до воздушно-сухого состояния. Пробу угля крупностью 13–50 мм выдерживают в воде 2 часа с последующим определением содержания общей влаги в угле после стекания воды в течение 20 мин.

Кроме процессов обогащения влагоемкость углей играет большое значение при определении пределов влажности угля при термической сушке.

Смачиваемость углей определяется краевым углом смачивания (θ), который изменяется от 0 до 180°. Меньшее значение краевых углов имеют хорошо смачиваемые (гидрофильные) поверхности частиц. Поверхности, которые слабо удерживают воду, являются гидрофобными и имеют больший угол смачивания. На свойствах смачиваемости основан флотационный метод обогащения, широко применяемый не только при обогащении углей.

Чистое угольное вещество является гидрофобным, а минеральные примеси – в большинстве случаев гидрофильными.

Однако гидрофобность органического вещества углей зависит от их химического состава и стадии метаморфизма, что в принципе позволяет осуществлять избирательное разделение петрографических компонентов методом флотации.

Коэффициент трения углей – один из важных расчетных показателей при определении угла наклона желобов и других транспортных устройств для рядовых углей и продуктов обогащения.

Коэффициент трения существенно влияет на результаты разделения угля и породы в некоторых процессах (например, при обогащении на концентрационных столах, противоточной сепарацией, по трению, при обезвоживании в центрифугах и др.)

В зависимости от марки угля (крупностью 20–25 мм), чистоты поверхности, наличия водной или воздушной среды коэффициенты трения находятся в пределах 0,210–0,418.

Оптические свойства углей (цвет, блеск, прозрачность, отражательная способность) определяются молекулярной структурой органического вещества и изменяются в зависимости от стадий метаморфизма углей. Отражательная способность используется для диагностики компонентов угля.

Оптические свойства углей могут быть использованы при разработке специальных методов обогащения (например, для выделения групп витринита – блестящих компонентов и инертинита – матовых), а также для выделения крупнокускового блестящего угля из породы.

Электрические свойства углей характеризуются проводимостью электрического тока. Электрическое сопротивление угля зависит от его химического и минерального состава, а также влажности и температуры. В целом угли могут быть отнесены к полупроводникам.

Удельное сопротивление каменных углей и антрацитов определенное в порошке при комнатной температуре и атмосферном давлении составляет: 10^{10} – $2 \cdot 10^{10}$ Ом·см – для углей марок Г и Ж; $5 \cdot 10^5$ – $2 \cdot 10^6$ Ом·см – для антрацитов.

Нагревание каменных углей приводит к снижению электрического сопротивления до минимальных значений, определяемых температурой 1000–1300 °С. Различия в электропроводности кусков угля и породы используется для механизированной выработки породы в электрических породовыборных сепараторах.

Диэлектрические свойства углей определяются диэлектрической проницаемостью, зависящей от природных свойств углей и их влажности. Диэлектрические свойства углей могут быть использованы при разработке новых процессов и аппаратов глубокого сухого обогащения углей (электрическая сепарация, пылеудаление). Эти свойства углей используют для создания приборов-влажномеров.

Радиоактивность углей. Радиоактивность угольного вещества в зависимости от его природных свойств не выше фона земли, а радиоактивность породы (минеральных примесей) примерно в два раза выше. Используя эти свойства угля создаются породовыборные сепараторы для обогащения крупного угля (классов 100–300 мм и 25–50 мм).

Магнитные свойства углей характеризуются магнитной восприимчивостью, которая для чистых углей закономерно возрастает с увеличением стадии метаморфизма.

Угольное вещество является диамагнитным. Удельная магнитная восприимчивость диамагнитных тел отрицательная ($\chi < 0$). Минеральные примеси в углях характеризуются парамагнитными свойствами; их удельная магнитная восприимчивость положительна и находится в пределах 10^{-9} – 10^{-5} м³/кг.

Различия в магнитных свойствах угольного вещества и минеральных примесей позволяют в принципе использовать магнитный метод для обогащения угля. Особенно следует считать перспективным магнитное обессеривание угля удалением пирита, удельная магнитная восприимчивость которого находится в пределах $1,2 \times 10^{-8}$ м³/кг.

Абразивность углей является важным фактором, определяющим долговечность оборудования и правильный выбор материалов для его рабочих поверхностей. Исследования показали, что степень абразивности углей в большей мере зависит от минеральных примесей, чем от самих углей. Метод определения степени абразивности заключается в определении потери массы металлических лопастей после их вращения в испытуемом угле в течение заданного времени.

1.3. Классификации каменных углей и антрацитов

Классификации углей по генетическим и технологическим параметрам

Уголь как природное вещество обладает разнообразием свойств. Кроме того, ископаемые угли широко используют в технике и промышленности. Рациональное использование углей возможно при наличии классификации, учитывающей весь комплекс физико-химических свойств.

Для построения классификации выбирают параметры, которые

позволяли бы комплексно оценивать ископаемые угли для ведущих направлений переработки: энергетического и технологического. В качестве таких параметров в России обычно принимают: удельную теплоту сгорания, выход летучих веществ, спекаемость, влажность и выход смол – для бурых углей.

В 1988 г. была создана и введена с 1 января 1990 г в действие классификация неокисленных ископаемых углей. Она представляет собой единую систему кодирования бурых, каменных углей и антрацитов, дает комплексную оценку их генетических и технологических свойств. Данная классификация осуществляется по ГОСТ 25543–88 и является основой для оценки учета запасов. Определения направлений геологоразведочных работ, добычи и рационального использования углей и антрацитов, обоснование сырьевых баз строящихся обогатительных фабрик, предприятий по технологической переработке горючих ископаемых.

Ископаемые угли в зависимости от значения среднего показателя отражения витринита R_o , удельной теплоты сгорания на влажное беззольное топливо Q_s^{af} и выхода летучих веществ на сухое беззольное состояние V^{daf} , подразделяются на следующие виды: бурые, каменные и антрациты (табл. 1.3.1).

Таблица 1.3.1

Подразделение углей на виды

Вид угля	R_o , %	Q_s^{af} , МДж/кг	V^{daf} , %
Бурый	< 0,60	< 24	–
Каменный	0,40–2,59	≥ 24	≥ 8
Антрацит	$\geq 2,2$	–	< 8

В свою очередь все виды углей подразделяют на классы, типы, подтипы, группы, подгруппы и марки. В качестве технологических параметров классификации в данном случае приняты:

- для бурых углей – максимальная влагоемкость на беззольное состояние W_{\max}^{af} (%) и выход смолы полукоксования на сухое беззольное состояние T_{sk}^{daf} (%);

- для каменных углей – выход летучих веществ на сухое беззольное состояние V^{daf} (%), толщина пластического слоя Y (мм) и показатель Рога RI ;
- для антрацитов – объемный выход летучих веществ на сухое беззольное состояние $V_{об}^{daf}$ (см³/г) и анизотропия отражательной способности витринита A_R (%).

Класс угля. Угли бурые, каменные и антрациты в зависимости от генетических особенностей делятся на классы по среднему показателю отражения витринита R_o (табл. 1.3.2). Номер класса соответствует минимальному значению R_o оцениваемых углей, умноженному на 10. По этому показателю выделено 50 классов углей: пять – бурых углей (классы 02–05), 22 – каменных (классы 04–25), 29 – антрацитов (классы 22–50).

Категория характеризует петрографический состав углей по содержанию фюзенизированных компонентов $\sum OK$ (табл. 1.3.3). Номер категории соответствует минимальному значению $\sum OK$, деленному на 10.

Тип угля определяют по максимальной влагоемкости на беззольное состояние W_{max}^{af} для бурых углей, выходу летучих веществ для каменных углей и объемному выходу летучих веществ на сухое беззольное состояние V_v^{daf} для антрацитов (табл. 1.3.4). Номер типа соответствует минимальным значениям: W_{max}^{af} – для бурого, V^{daf} – для каменного и деленного на 10 значения V_v^{daf} – для антрацитов.

Подтип угля определяют по выходу смолы полукоксования на сухое беззольное состояние T_{sk}^{daf} для бурых углей, толщине пластического слоя y и индексу рога RI для каменных углей, анизотропии отражения витринита A_R для антрацитов (табл. 1.3.5). Номер подтипа соответствует минимальным значениям величины указанных показателей в исследуемом угле.

Промышленная классификация углей по маркам и группам производится в зависимости от их физико-химических свойств и возможностей использования для энергетических и технологических целей. Основные классификационные параметры для углей:

- выход летучих веществ на сухую беззольную массу V^{daf} (%);

- толщина пластического слоя y (мм);
- влага общая W_f^r , (%).

Таблица 1.3.2

Определение класса углей

Класс	Показатель отражения витринита R_o , %	Класс	Показатель отражения витринита R_o , %
02	От 0,20 до 0,29 включ.	26	2,60–2,69
03	0,30– 0,39	27	2,70–2,79
04	0,40–0,49	28	2,80–2,89
05	0,50–0,59	29	2,90–2,89
06	0,60–0,69	30	3,00–3,09
07	0,70–0,79	31	3,10–3,19
08	0,80–0,89	32	3,20–2,29
09	0,90–0,99	33	3,30–3,39
10	1,00–1,09	34	3,40–3,49
11	1,10–1,19	35	3,50–3,59
12	1,20–1,29	36	3,60–3,69
13	1,30–1,39	37	3,70–3,79
14	1,40–1,49	38	3,80–3,89
15	1,50–1,59	39	3,90–3,99
16	1,60–1,69	40	4,00–4,09
17	1,70–1,79	41	4,10–4,19
18	1,80–1,89	42	4,20–4,29
19	1,90–1,99	43	4,30–4,39
20	2,00–2,09	44	4,40–4,49
21	2,10–2,19	45	4,50–4,59
22	2,20–2,29	46	4,60–4,69
23	От 2,30 до 2,39 включ.	47	4,70–4,79
24	2,40–2,49	48	4,80–4,89
25	2,50–2,59	49	4,90–4,99
		50	5,00 и более

Таблица 1.3.3

Определение категории углей

Категория	Сумма фюзенизированных компонентов Σ ОК, %	Категория	Сумма фюзенизированных компонентов Σ ОК, %
0	< 10	4	От 40 до 49 включ.
1	От 10 до 19 включ.	5	50–59
2	20–29	6	60–69
3	30–39	7	Более 69

Таблица 1.3.4

Определение типа углей

Бурые угли		Каменные угли				Антрациты	
Тип	Максимальная влагоемкость W_{\max}^{af} , %	Тип	Выход летучих веществ V^{daf} , %	Тип	Выход летучих веществ V^{daf} , %	Тип	Объемный выход летучих веществ V_v^{daf} , см ³ /г
10	< 20	48	48 и более	26	26–28	20	Более 200
20	От 20 до 30	46	От 46 до 48	24	24–26	15	Св. 150 до 200 включ.
30	30–40	44	44–46	22	22–24	10	От 100 до 150 включ.
40	40–50	42	42–44	20	20–22	05	Менее 100
50	50–60	40	40–42	18	18–20		
60	60–70	38	38–40	16	16–18		
		36	36–38	14	14–16		
		34	34–36	12	12–14		
		32	32–34	10	10–12		
		30	30–32	08	08–10		
		28	28–30				

Таблица 1.3.5

Определение подтипа углей

Бурые угли		Каменные угли						Антрациты	
Подтип	Выход смолы полукоксования T_{sk}^{daf} , %	Подтип	Толщина пла- стического слоя $У$, мм	Индекс Рога RI , усл. ед.	Подтип	Толщина пла- стического слоя $У$, мм	Индекс Рога RI , усл. ед.	Подтип	Анизотропия отражения витринита A_R , %
20	>20	26*	26	-	14	14	-	20	< 30
15	Свыше 25 до 20 включ.	25	25	-	13	13	-	30	От 30 до 40 включ.
10	Свыше 10 до 15 включ.	24	24	-	12	12	-	40	-40-50
05	10 и менее	23	23	-	11	11	-	50	-50-60
		22	22	-	10	10	-	60	-60-70
		21	21	-	09	9	-		> 70
		20	20	-	08	8	-		
		19	19	-	07	7	-		
		18	18	-	06	6	-		
		17	17	-	01	<6	13 и >		
		16	16	-	00	<6	< 13		
		15	15						

Дополнительными параметрами для отнесения некоторых углей к определенной марке являются характеристика тигельного коксового остатка, объемный выход летучих веществ на беззольную массу $V_{об}^r$ (м³/кг), удельная теплота сгорания Q_s^{af} (кДж/кг), показатель Рога RI и выход первичной смолы T_{sk}^{daf} (%).

Угли объединены в технологические марки, группы и подгруппы. Всего выделено 17 марок, при этом для бурых углей и антрацитов – по одной марке (соответственно Б и А), для каменных – 15: длиннопламенные (Д), и длиннопламенные газовые (ДГ), газовые (Г), газовые жирные отощенные (ГЖО), газовые жирные (ГЖ), жирные (Ж), коксовые жирные (КЖ), коксовые (К), коксовые отощенные (КО), коксовые слабоспекающиеся низкометаморфизованные (КСН), коксовые слабоспекающиеся (КС), отощенные спекающиеся (ОС), тощие спекающиеся (ТС), слабо-

спекающиеся (СС) и тощие (Т).

Марки бурых, каменных (исключая Д, ДГ, КЖ, КСН и ТС) углей и антрацитов подразделяются на группы. Основные параметры для такого подразделения:

- марки Б – генетический тип (по максимальной влагоемкости на беззольное топливо и выход смолы полукоксования на сухое беззольное топливо);
- марок Г и Ж – генетический подтип (по различиям в спекаемости изометаморфизованных углей этих марок);
- марок ГЖО, ГЖ, К, КО, КС, ОС, СС, Т и А – генетические классы углей (по величине R_o отражательной способности витринита), в меньшей мере – принадлежность углей одной и той же марки к различным типам (по V^{daf} каменных и V_v^{daf} антрацитов).

Наименование группы предшествует названию марки: первый бурый, второй газовый и т. п.; перед условным обозначением марки ставится номер группы (1Б, 2Г и т. п.).

Объединение углей одних и тех же марок и групп в подгруппы производится по характеристике петрографического состава (категории). Углям с номерами категорий 1-й, 2-й, 3-й ($\sum OK < 40\%$) присваивается наименование витринитовых, категорий 4-й и выше – фюзинитовых, что указывается после названия соответствующей марки (например второй газовый витринитовый или второй газовый фюзинитовый) и отражается в условном обозначении марки и группы угля дополнением ее буквами В или Ф (например 2ГВ или 2ГФ). Для бурых углей 1Б, каменных – 2Г, ГЖ, Ж, КЖ, СС – подгруппы угля не выделяются.

Технологические марки, группа и подгруппа устанавливаются для каждого пласта по совокупности генетических параметров (ГОСТ 25543–88). Например, уголь, характеризующийся показателями: $R_o - 1,48\%$, $\sum OK - 43\%$, $V^{daf} - 18,3\%$, $y - 10$ мм, соответствующий классу 14, категории 4, типу 18, подтипу 10, относится к марке ОС, группе 1ОС, подгруппе 1ОСФ (кодированный номер 1441810).

Смешение углей пластов разных марок не допускается. В отдельных случаях при соответствующем обосновании и с согласия потребителя допускается смешение углей разных марок в виде одной шахтовыдачи, а также смешение углей разных марок при обо-

гащении и рассортировке. При несогласованном смешении углей при добыче и обогащении и отклонении долевого участия марок в смеси выше установленного предела отгружаемая продукция относится к более низкой по технологической ценности марке.

Марку, группу, подгруппу и код смеси устанавливают расчетом средних значений классификационных параметров на основе планового участия шахтопластов. Для установления марочной принадлежности угля шахтовыдачи определяют по каждому пласту, участку, горизонту показатели предусмотренные в табл. 1.3.1–1.3.5. На основании полученных данных с учетом запланированного участия каждого пласта, участка, горизонта в добыче вычисляют средневзвешенные значения показателей по ГОСТ 25543-88 определяют марку, группу и подгруппу шахтовыдачи.

Марку, группу, подгруппу и кодовый номер продуктов обогащения устанавливают по рядовому углю, поступающему на переработку. При совместном обогащении и рассортировке углей различных марок для продуктов переработки указывают доленое участие углей каждой марки в исходной шахте.

Классификация углей по крупности

Классификацию углей по крупности производят в зависимости от размера кусков. Антрацит, каменные и бурые угли разделяют на классы, наименования и обозначения которых приведены в табл. 1.3.6.

Согласно существующему государственному стандарту 19242–73 допускают классы с заменой соответственно верхнего и нижнего пределов крупности 100 на 80, 50 на 40, 25 на 20, 13 на 10 и 6 на 5 (8) мм, а также совмещенные классы ПО, КО, ОМ, МС при условии соотношения между нижним и верхним пределами не более 1:4 в классах ОМСШ, МСШ, СШ. Для наименования классов углей различных марок к условному обозначению класса добавляют наименование марки, например: ГР (0–200) – газовый рядовой класс 0–200 мм; АК (50–100) – антрацит крупный класс 50–100 мм; ГМСШ (0–25) – газовый мелкий с семечком и штыбом класс 0–25 мм.

Классификация энергетических углей по крупности

Наименование класса	Обозначение	Размер кусков, мм
Плитный	П	100–200 (300)
Крупный	К	50–100
Орех	О	25–50
Мелкий	М	13–25
Семечко	С	6–13
Штыб	Ш	0–6
Рядовой	Р	0–200 (300)

Классификация углей по обогатимости

Обогатимость характеризует способность углей к разделению на продукты различного качества. Для оценки обогатимости используют *графические* и *аналитические* методы.

Все *графические методы* оценки обогатимости основаны на использовании кривых обогатимости, которые строят по результатам фракционного анализа угля.

Сущность *фракционного анализа* заключается в последовательном расслоении представительной пробы угля на фракции в жидкостях различной плотности, определении массовых выходов и зольности полученных фракций.

Угли крупнее 1 мм расслаивают в статистических условиях, а крупностью менее 1 мм – в центробежном поле.

В качестве тяжелых жидкостей могут применяться растворы хлористого цинка ($ZnCl_2$) в воде; четыреххлористого углерода (CCl_4) в бензоле (C_6H_6); бромформа ($CHBr_3$) в четырех хлористом углероде (или бензоле, бензине, ацетоне).

Кривые обогатимости позволяют определить теоретически возможные показатели обогащения. По кривым обогатимости определяют теоретические условия отдельного обогащения угля нескольких классов с целью достижения максимального выхода общего концентрата и др.

Категории обогатимости по кривым различные исследователи предлагают оценивать по самым разнообразным показателям. Например, по *коэффициенту обогатимости* K (метод

Т.Г. Фоменко), представляющему собой отношение значения прогиба f кривой элементарных зольностей к максимально возможному значению прогиба F ($k = f/F$). Французские исследователи определяют обогатимость по тангенсу угла α наклона прямой, пересекающей кривую плотностей при соответствующем содержании смежных фракций, плотность которых отклоняется на $\pm 100 \text{ кг/м}^3$ от плотности разделения. Чем больше $\text{tg}\alpha$, тем труднее обогатимость.

Графические методы основаны на использовании данных довольно трудоемкого подробного фракционного анализа, поэтому редко находят применение на практике (особенно отечественной).

Аналитический метод оценки обогатимости регламентирован ГОСТ 10100–84. По этому стандарту показатель обогатимости T представляет собой отношение суммарного выхода промежуточных фракций к выходу беспородной массы. К промежуточным относят фракции плотностью $1500\text{--}1800 \text{ кг/м}^3$ для каменных углей если зольность фракций менее 1500 кг/м^3 не превышает 10 % (в противном случае – фракции $1400\text{--}1800 \text{ кг/м}^3$) и для антрацитов фракции $1800\text{--}2000 \text{ кг/м}^3$.

$$T = \frac{\gamma_{\text{п.п}}}{100 - \gamma_{\text{п}}} \cdot 100, \%$$

где $\gamma_{\text{п.п}}$ – содержание (выход) промежуточной фракции, %; $\gamma_{\text{п}}$ – выход породной фракции (плотностью более 1800 кг/м^3 для каменных углей и более 2000 кг/м^3 для антрацитов). В зависимости от значения T каменные угли и антрациты относят к следующим категориям (табл. 1.3.7).

Таблица 1.3.7

Категории обогатимости углей по ГОСТ 10100–84

Категория обогатимости	Степень обогатимости	Относительный выход промежуточной фракции T , %
I	Легкая	≤ 5
II	Средняя	$> 5 \leq 10$
III	Трудная	$> 10 \leq 15$
IV	Очень трудная	> 15

Литература 3, 4, 5, 21, 24

Вопросы для самопроверки

1. *Происхождение углей.*
2. *Из каких петрографических составляющих слагается каменный уголь?*
3. *Как изменяется содержание углерода в угле в зависимости от степени метаморфизма?*
4. *Какие физические свойства характерны для каменных углей?*
5. *Какие вы знаете показатели коксуетости каменных углей?*
6. *По каким параметрам построена генетическая классификация углей?*
7. *Перечислите марки углей.*
8. *Классификация углей по крупности.*
9. *Что такое обогатимость углей и как она определяется?*

2. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ

Практические показатели работы обогатительных машин всегда ниже теоретически возможных.

Критерии эффективности предназначаются для: оценки и выбора оптимальных процессов, технологических схем и обогатительных машин; технологической оценки работы машин, аппаратов или фабрики в целом; оптимизации систем автоматизации управления процессами обогащения.

Наиболее простой способ оценки гравитационных процессов обогащения – *определение их эффективности по содержанию в продуктах обогащения посторонних фракций*. Так, при разделении исходного угля на три продукта по плотностям ρ'_p и ρ''_p посторонними для концентрата являются фракции плотностью более ρ'_p , для промпродукта – менее ρ'_p и более ρ''_p , для отходов – менее ρ''_p . Выход посторонних фракций рассчитывают в процентах от соответствующего продукта, полученные данные сравнивают с результатами обогащения в контрольном (эталонном) аппарате при оптимальном режиме его работы.

На основании многолетней практики с учетом совершенствования техники и технологии обогащения отработывают нормы содержания посторонних фракций в продуктах обогащения для отдельных углеобогатительных аппаратов в зависимости от крупности и обогатимости угля, возможности неравномерного его качества и конкретной технологии.

Пользуясь данными о содержании посторонних фракций в продуктах обогащения, можно по балансовым уравнениям рассчитывать зольность этих продуктов, их выхода, которые являются конечными показателями.

Основной недостаток этого способа в том, что при расчете зольности продуктов обогащения принимают зольности одноименных фракций в исходном угле и продуктах обогащения равными. Практика показывает, что в действительности зольность легких, промежуточных и тяжелых фракций в концентрате несколько ниже, чем в промпродукте и особенно в отходах (породе).

По этой причине фактическая зольность концентрата будет всегда несколько ниже, а промпродукта и породы – выше расчетной.

Способ определения эффективности по засорению посторонними фракциями применяется для текущего контроля гравитационных процессов обогащения угля.

Эффективность обогащения (%) угля при разделении его на два продукта может быть определена аналитически по формуле 2.1 Ханкока – Луйкена:

$$\eta = \frac{\varepsilon - \gamma_k}{100 - \alpha} 100, \% , \quad (2.1)$$

где α – содержание в исходном угле фракций, плотность которых менее плотности разделения, %; ε – извлечение в концентрат фракций, плотность которых ниже плотности разделения, %; γ_k – выход концентрата, %.

Общая эффективность процесса при разделении угля на три продукта определяется по формуле 2.2.

$$\eta = \sqrt{\eta_1 \eta_2}, \% \quad (2.2)$$

где η_1 – показатель эффективности при разделении угля на концентрат и смесь промежуточных и тяжелых фракций (при первой плотности разделения); η_2 – показатель эффективности при разделении исходного угля на отходы и смесь промежуточных и легких фракций (при второй плотности разделения).

Эффективность по кривым разделения Тромпа. Кривые Тромпа характеризуют извлечение фракций различной плотности в продукты обогащения (рис. 2.1). Кривые строят по данным фракционного анализа исходного угля и продуктов обогащения, откладывая на оси абсцисс средние плотности фракций, а на оси ординат – так называемые разделительные числа.

Разделительное число – это извлечение одноименных по интервалам плотностей фракций в продукты обогащения. Разделительные числа определяют по известной формуле извлечения ε .

Кривые разделения Тромпа для концентрата T_k и отходов T_o симметричны, т. к. всегда $\varepsilon_k + \varepsilon_o = 100$, они пересекаются в точке с ординатой $\varepsilon = 50$ %. Проекция данной точки на ось абсцисс показывает действительную плотность разделения в машине или аппарате. Эта плотность называется *граничной плотностью разделения* ρ_p ,

представляющая собой плотность бесконечно узкой элементарной фракции, вероятность попадания которой в продукты разделения одинакова (равна 50 %). На рис. 2.1 $\rho_p = 1540 \text{ кг/м}^3$.

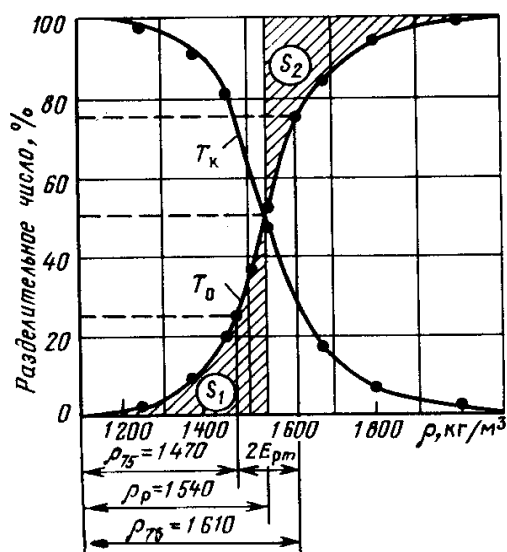


Рис. 2.1. Кривые Тромпа

называют *посторонними*. Чем меньше таких посторонних фракций в продуктах обогащения, тем меньше площади S . В идеальном случае кривая T_0 обращается в прямую, параллельную оси ординат.

По кривым разделения определяют один из критериев эффективности разделения — показатель E_{pm} .

Среднее вероятное отклонение от теоретических условий разделения E_{pm} — полуразность значений плотностей фракций, извлечение которых соответствует 25 и 75 % (формула 2.3).

$$E_{pm} = \frac{\rho_{75} - \rho_{25}}{2}, \quad (2.3)$$

где ρ_{75} и ρ_{25} — плотности фракций, извлекаемых в продукты обогащения в количествах 75 и 25 % от одноименных фракций.

В нашем случае по кривой разделения (см. рис. 2.1) находим $\rho_{75} = 1610 \text{ кг/м}^3$ и $\rho_{25} = 1470 \text{ кг/м}^3$. Тогда

$$E_{pm} = \frac{1610 - 1470}{2} = 70 \text{ кг/м}^3.$$

Показатель E_{pm} применяется для оценки эффективности разделения гравитационных процессов (тяжелые среды, отсадка и др.). При гравитационном обогащении угля в машинах с водной средой

распределение фракций подчиняется логарифмически – нормальному закону. Кривая разделения в данном случае не симметрична: ее правая ветвь выше левой. Для приведения такой кривой к виду нормального распределения необходимо на оси абсцисс отложить не плотность ρ , а $\lg\rho$.

При обогащении в машинах с водяной средой E_{pm} возрастает пропорционально $\rho_p - \rho_v$ (формула 2.4), где ρ_v – плотность воды, т. е.

$$E_{pm} = I (\rho_p - 1000); \quad (2.4)$$

$$I = \frac{E_{pm}}{\rho_p - 1000}, \quad (2.5)$$

где I – коэффициент погрешности разделения.

Погрешность разделения I позволяет сравнивать работу машин при различных значениях плотности разделения ρ_p . Опытные значения E_{pm} и I широко применяют для расчетов ожидаемых показателей обогащения углей при проектировании углеобогачительных фабрик.

Показатели E_{pm} и I рекомендованы Международной организацией по стандартизации ISO в качестве критериев для оценки эффективности обогащения. Например эффективность работы отсадки составляет: $E_{pm} = 30\text{--}130 \text{ кг/м}^3$, $I = 0,14\text{--}0,16$; тяжелых сред: $E_{pm} = 20\text{--}50 \text{ кг/м}^3$.

Энтропийный метод оценки эффективности разделения может применяться для любых обогатительных процессов. *Энтропия системы* – это мера ее неопределенности. С уменьшением энтропии система становится более упорядоченной. Применительно к обогащению полезных ископаемых можно сказать, что продукты обогащения имеют более упорядоченную систему по сравнению с исходным материалом, т. к. в продуктах обогащения преобладает какой-то один компонент, в то время как в исходном материале смесь компонентов.

Количественно мера неопределенности применительно к процессам разделения описывается уравнением 2.6

$$S = - \sum_{i=1}^n P_i \log_2 P_i, \quad (2.6)$$

где S – энтропия системы; n – число компонентов; P_i – содержание (доля) в продукте i -того компонента.

Знак минус вводят для того, чтобы получить положительное значение энтропии S , т. к. всегда $P \leq 1$, и, следовательно, $\log_2 P \leq 0$.

В качестве основания логарифма обычно принимают 2. Единицу энтропии в данном случае называют битом. *Бит* – это энтропия системы, которая может быть в одном из двух равновероятных состояний.

ПРИМЕР: исходный продукт поступающий на обогащение состоит из двух компонентов, содержание каждого из которых составляет соответственно $P_1 = 0,5$ и $P_2 = 0,5$.

Энтропия системы

$$S = -(P_1 \log_2 P_1 + P_2 \log_2 P_2) = -(0,5 \log_2 0,5 + 0,5 \log_2 0,5) = 1 \text{ бит.}$$

Энтропийную эффективность разделительного процесса η , определяют как отношение действительного уменьшения энтропии ΔS к начальной энтропии S_u (формула 2.7).

$$\eta = \frac{\Delta S}{S_u} = \frac{S_u - S_k}{S_u} = 1 - \frac{S_k}{S_u}, \quad (2.7)$$

где S_k – суммарная энтропия конечных продуктов разделения.

Суммарная энтропия конечных продуктов в углеобогащении (флотация, грохочение и т. д.) меньше энтропии исходного продукта.

Если в результате разделения получены два продукта, то необходимо, учитывать выход продуктов разделения (формула 2.8), т. е.

$$\eta = 1 - \frac{\gamma_1 S_1 + \gamma_2 S_2}{S_u}, \quad (2.8)$$

где γ_1 и γ_2 – выход соответствующих продуктов разделения, доли единицы; S_1 и S_2 – энтропия этих продуктов.

Пример: Флотация угля зольностью $A_{\text{и}}^d = 15\%$. Характеризуется следующими показателями: выход концентрата $\gamma_{\text{к}} = 88,4\%$, зольность концентрата $A_{\text{к}}^d = 6,5\%$ и зольность отходов $A_{\text{о}}^d = 80\%$.

Для определения энтропийной эффективности находим энтропию исходного продукта $S_{\text{и}}$, концентрата $S_{\text{к}}$ и отходов $S_{\text{о}}$ (значения показателей принимаем в долях единицы).

$$\begin{aligned} S_{\text{и}} &= -(0,850 \log_2 0,850 + 0,15 \log_2 0,15) = \\ &= -(0,1991 + (-0,4102)) = 0,6098; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} S_{\text{к}} &= -(0,935 \log_2 0,935 + 0,065 \log_2 0,065) = \\ &= -(-0,0906 - 0,2561) = 0,3470; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} S_{\text{о}} &= -(0,200 \log_2 0,200 + 0,800 \log_2 0,800) = \\ &= -(-0,4640 + 0,2573) = 0,7219. \end{aligned}$$

Энтропийная эффективность

$$\eta_{\text{э}} = 1 - \frac{0,884 \cdot 0,3470 + 0,116 \cdot 0,7219}{0,6098} = 1 - \frac{0,3903}{0,6098} \approx 0,46.$$

Литература 5, 21, 24

Вопросы для самопроверки

1. Методы оценки эффективности технологических процессов обогащения углей
2. Построение кривых разделения Тромпа. Определение эффективности процессов разделения.
3. Оценка эффективности разделения гравитационных процессов.
4. В чем заключается энтропийный метод?

3. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕТОДОВ И ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ

При всем разнообразии процессов промышленного обогащения углей, все они основаны на использовании различий физических и физико-химических свойств минералов.

Известны следующие основные методы мокрого и сухого обогащения углей: гравитационный, флотационный, магнитный, электрический и специальные.

Каждый из этих методов включает ряд процессов, основанных на общих физических и физико-химических свойствах, по которым производится разделение материала и отличающихся друг от друга использованием дополнительных разделяющихся сил и соответствующими конструкциями машин и аппаратов.

Гравитационный метод обогащения основан на использовании различий в плотностях минералов. К этому методу относятся следующие процессы: обогащение в тяжелых средах (жидкостях и суспензиях); отсадка; обогащение в струе воды, текущей по наклонной плоскости (концентрационные столы); обогащение в центробежном поле; противоточная сепарация и др.

Флотационный метод обогащения основан на использовании различий в естественной или создаваемой реагентами смачиваемости минералов. Флотация подразделяется на следующие процессы: пенная флотация; пенная сепарация; масляная флотация; каскадно-адгезионное обогащение.

Магнитный метод обогащения основан на использовании различий в магнитной восприимчивости минералов. Он включает процессы магнитной сепарации и магнитной флотации.

Электрический метод обогащения основан на использовании различий электрических свойств минералов. К нему относятся процессы разделения по электропроводимости компонентов и процесс электрической сепарации на основе различий в электризации угольного вещества и минеральных примесей.

Специальные методы обогащения редко применяются для углей. К ним относятся рентгенометрическая сепарация, обогащение по форме и трению, магнитогидродинамическое обогащение, химическое обогащение, селективная коагуляция, обогащение по естественной радиоактивности и др.

Метод масляной агломерации основан на использовании различий в смачиваемости угля и породных минералов маслом в водной среде. Достоинствами этого метода являются простота и высокая селективность разделения тонких угольных шламов, недостатком – большой расход масляного связующего.

Применение тех или иных процессов обогащения угля обуславливается качественной характеристикой исходного сырья, техникой и технологией обогащения, технико-экономическими соображениями.

Совокупность применяемых процессов и операций обработки угля компонуется в схему обогащения. Различают технологические (принципиальные), качественно-количественные, водно-шламовые схемы и схемы цепи аппаратов.

Технологическая (принципиальная) схема обогащения характеризует последовательность технологических процессов и операций, которым подвергается уголь при обогащении.

Качественно-количественная схема обогащения включает данные о количестве и качестве продуктов обогащения. Качественно-количественная схема позволяет определить расход (т/ч) продуктов во всех операциях разделения или смешения, их выход, зольность, влажность и другие показатели.

Водно-шламовая схема показывает расход воды в отдельных операциях и содержание в ней твердой фазы (шламов). Для полноты отображения процесса обогащения обычно совмещают качественно-количественную и водно-шламовую схемы.

Схема цепи аппаратов характеризует последовательность расположение машин и аппаратов. На схемах цепи аппаратов обычно указывают тип и число изображаемых условными знаками машин и аппаратов.

Литература 3, 5 21, 24

Вопросы для самопроверки

1. *Объясните назначение процессов обогащения.*
2. *Назовите виды операций обогащения и их назначение.*
3. *Укажите свойства минералов, на различии в которых основано их разделение.*
4. *Перечислите схемы обогащения.*

4. МЕТОДЫ И ПРОЦЕССЫ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ

Наиболее широкое распространение для обогащения углей получили гравитационные методы. Гравитационными процессами обогащения называются процессы, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся плотностью, размером или формой, обусловлено различием в характере и скорости их движения в среде под действием силы тяжести и сил сопротивления среды.

К гравитационным процессам относятся отсадка, обогащение в тяжелых средах (главным образом в минеральных суспензиях), концентрация на столах, обогащение в шлюзах, желобах, струйных концентраторах, конусных, винтовых и противоточных сепараторах, пневматическое обогащение.

В угольной промышленности применяются в основном обогащение в тяжелосредней суспензии, отсадкой, иногда – в винтовых, конусных и противоточных сепараторах, гидросайзерах.

Гравитационные процессы обогащения отличаются высокой производительностью обогатительных аппаратов, простотой производственного комплекса, относительной дешевизной и высокой эффективностью разделения минеральных смесей.

В качестве среды, в которой осуществляется гравитационное обогащение, используются при мокром обогащении вода и тяжелая суспензия, при пневматическом – воздух.

Выбор конкретного гравитационного метода в практике обогащения углей определяется: фракционным и ситовым составом исходного материала угля, характеристикой его обогатимости, климатическими условиями региона и необходимыми технико-экономическими показателями.

4.1. Обогащение углей в тяжелых средах

Тяжелосреднее обогащение занимает одно из ведущих мест в углеобогатительной отрасли, что обусловлено ухудшающимся качеством добываемых углей и высокими технико-экономическими показателями этого процесса. До недавнего времени тяжелосреднее обогащение применялось в основном для углей крупных классов.

Однако в настоящее время этот процесс находит все более широкое распространение для обогащения труднообогатимых углей мелких классов и дробленого промпродукта отсадки в тяжелосредних гидроциклонах.

Основным преимуществом тяжелосредней сепарации является высокая технологическая эффективность, особенно при обогащении крупных классов углей: показатели обогащения в этом случае близки к теоретическим.

Обогащение в тяжелых средах может осуществляться в жидкой (водно-утяжеленной) среде или в воздушных взвешах (аэросуспензиях).

В качестве тяжелых сред применяют однородные органические жидкости и их растворы, водные растворы солей и суспензии. К органическим тяжелым жидкостям относятся: трихлорэтан C_2HCl_3 ($\delta = 1460 \text{ кг/м}^3$), четыреххлористый углерод CCl_4 ($\delta = 1600 \text{ кг/м}^3$); пятихлорэтан C_2HCl_5 ($\delta = 1680 \text{ кг/м}^3$); дибромэтан $C_2H_4Br_2$ ($\delta = 2170 \text{ кг/м}^3$); бромформ $CHBr_3$ ($\delta = 2810 \text{ кг/м}^3$) и др.

Органические тяжелые жидкости в производственных условиях имеют ограниченное применение. Их используют в основном для разделения углей по плотности при выполнении фракционных анализов и оперативном контроле качества продуктов обогащения. Известно об опытно-промышленном обогащении углей в органических жидкостях для получения особо чистых концентратов. Однако применение этих жидкостей сдерживается их высокой стоимостью, токсичностью, сложностью регенерации. Потери органических жидкостей при этих испытаниях составили 300 г/т обогащаемого угля.

Водные растворы неорганических солей (хлористого кальция $CaCl_2$, $\delta = 1654 \text{ кг/м}^3$; хлористого цинка $ZnCl_2$, $\delta = 2070 \text{ кг/м}^3$; йодистой ртути и йодистого калия HgI_2 , KI_2 , $\delta = 3196 \text{ кг/м}^3$ и др.) применяются (в основном первые два раствора) для исследования углей на обогатимость и экспресс-контроля работы обогатительных машин. Известны промышленные опыты использования растворов хлористого кальция для обогащения в центрифугах в СССР и в США (хлоридные мойки).

Наиболее широкое применение в качестве тяжелой среды для разделения углей получили суспензии минеральных порошков высокой плотности. В качестве утяжелителя используют из-

мельченые до крупности менее 0,1 мм различные минералы (иногда смесь минералов): магнетит, пирит, барит, кварцевый песок, глину и др. (табл. 4.1.1).

К утяжелителям, используемым для приготовления минеральных суспензий, предъявляются определенные требования как с точки зрения их физико-механических свойств, так и технико-экономических параметров.

Утяжелитель должен обеспечивать приготовление суспензии заданной плотности при объемной концентрации, не превышающей определенного предела.

Механическая прочность утяжелителя должна быть достаточно высокой, чтобы при длительной циркуляции, не происходило его существенное измельчение. В то же время утяжелитель не должен быть абразивным.

Таблица 4.1.1

Характеристики утяжелителей и суспензий

Минерал, продукт	Максимальная плотность, кг/м ³	
	твердой фазы	суспензии
Глина	2500	1490
Сланцевые породы	2500	1490
Кварцевый песок	2650	1540
Лесс	2700	1550
Барит	4700	2200
Магнетит	5200	2350
Пирит	5200	2350

Утяжелитель должен легко отмываться от продуктов обогащения, отделяться от тонкого угольного шлама и извлекаться из промывных вод.

Важным требованием к утяжелителю являются его дешевизна, недефицитность, нерастворимость в воде, химическая инертность к компонентам обогащаемого угля и к материалу, из которого изготовлено оборудование.

Гранулометрический состав утяжелителя выбирается таким образом, чтобы он обеспечивал образование относительно устойчивой к расслоению в поле силы тяжести суспензии. Маг-

нитные и другие физические свойства утяжелителя определяют выбор способа его регенерации.

В отечественной и зарубежной практике применяют преимущественно минеральные суспензии, в которых в качестве утяжелителя используют магнетитовый концентрат. Эти суспензии позволяют получать плотность разделяющей среды, достаточную для обогащения углей.

Магнетитовый концентрат обладает необходимыми для утяжелителя физико-механическими параметрами: высокой плотностью – от 4300–4600 до 5000 кг/м³, твердостью по шкале Мооса 5,5–6,5 единиц, стабильными магнитными свойствами, соответствующим гранулометрическим составом.

При более или менее постоянной плотности и твердости магнетитовые концентраты, используемые в качестве утяжелителей, различаются по крупности и магнитной проницаемости. Предусматривается распределение магнетита (%) по крупности на три сорта.

Класс, мкм	К (крупный)	М (мелкий)	Т (тонкий)
> 150	2–10	2–10	0–5
< 40	40–50	50–60	60–75
< 20	3–10	10–25	25–35

Магнетитовые концентраты сортов М и Т рекомендуются для двухпродуктовых гидроциклонов и трехпродуктовых сепараторов. Концентраты сортов М и К имеют преимущество при их использовании в двухпродуктовых колесных сепараторах. Для трехпродуктовых гидроциклонов предпочтителен сорт К.

Свойства минеральных суспензий – *плотность, вязкость и устойчивость* – важнейшие параметры, определяющие возможность и эффективность разделения угля.

Плотность суспензии должна соответствовать граничной плотности разделения ρ_p . С увеличением плотности утяжелителя и его объемного содержания плотность суспензии увеличивается. Так как с увеличением содержания утяжелителя увеличивается вязкость суспензии, применяют утяжелитель с более высокой плотностью.

При обогащении в тяжелых суспензиях весь исходный продукт разделяется на всплывшую и потонувшую фракции. Трудные фракции отличаются от плотности разделения не более чем на

$\pm 100 \text{ кг/м}^3$ и задерживаются в потоках суспензии силами динамического сопротивления и вязкости среды. Наличие трудных фракций – одна из причин взаимного засорения продуктов разделения.

Наиболее широкое промышленное применение для обогащения углей нашли магнетитовые суспензии плотностью от 1300 до 2100 кг/м^3 . Расчет плотности суспензии и других ее параметров производится по формулам, основанным на балансе твердой и жидкой фаз в данном объеме. Например, плотность суспензии ρ_c (кг/м^3) при известных ее объеме, массе и плотности магнетита может определена из выражения 4.1:

$$\rho_c = 1000 + \frac{P_M}{V \cdot \rho_M} (\rho_M - 1000), \quad (4.1)$$

где ρ_M – плотность магнетита, кг/м^3 ; P_M – масса магнетита (кг), необходимого для приготовления суспензии заданной плотности; V – объем суспензии, м^3 .

Вязкость суспензии и предельное напряжение сдвига характеризуют реологические свойства суспензии.

Магнетитовые суспензии при высокой концентрации утяжелителя и наличии шлама и глины становятся структурно-вязкими. В таких суспензиях ухудшается разделение угля, особенно мелких зерен, которые не всплывают и не тонут, т. к. не могут преодолеть сопротивление среды. Предельно допустимая вязкость суспензии составляет $(10-15) \cdot 10^{-3}$ Па·с.

Реологический закон, описывающий течение обычной вязкой жидкости, известен как закон Ньютона (формула (4.2):

$$\tau = \mu \cdot dv/dy. \quad (4.2)$$

Он показывает существование пропорциональной зависимости между касательным напряжением сдвига τ в плоскостях соприкосновения смежных слоев жидкости и производной от скорости течения (скорости сдвига) по направлениям, нормальным к этой плоскости dv/dy . Коэффициент пропорциональности (Па·с) представляет собой коэффициент динамической вязкости.

Графически уравнение (4.2) выражается прямой, проходящей через начало координат (зависимость $\tau-dv/dy$). Вязкость определяется как тангенс угла наклона прямой к оси абсцисс.

Аналитически вязкость суспензии μ в зависимости от объемной концентрации c твердой фазы с учетом взаимодействия частиц утяжелителя может быть рассчитана по формуле Ванда 4.3:

$$\mu = \mu_B (1 + 2,5 \cdot c + 7,349 \cdot c^{-2} + 16,2 \cdot c^3), \quad (4.3)$$

где μ_B – вязкость воды.

Поведение вязко-пластичных сред описывается уравнением Шведова–Бингама 4.4:

$$\tau = \tau_0 + \mu' \cdot dv/dy, \quad (4.4)$$

где τ_0 – предельное напряжение сдвига; μ' – коэффициент пластической вязкости.

Для таких сред зависимость $\tau = f(dv/dy)$, т. е. реологическая кривая, не проходит через начало координат, а отстоит от него по оси τ на величину τ_0 . Предельное напряжение сдвига τ_0 – сила, которую необходимо приложить к системе, чтобы началось ее течение. При $\tau_0 = 0$ уравнение Шведова–Бингама переходит в уравнение Ньютона.

Для чистых магнетитовых суспензий при малых плотностях (примерно до 1500 кг/м^3) течение подчиняется закону Ньютона, при более высоких плотностях (1600 кг/м^3 и выше) суспензия ведет себя как вязко-пластичная жидкость, течение которой описывается законом Шведова–Бингама.

При наличии предельного напряжения сдвига коэффициент вязкости является мерой подвижности вязко-пластичной среды, он зависит от градиента скорости.

Поскольку суспензии, применяемые в промышленной практике, всегда содержат какое-то количество шлама, повышающего их вязкость, можно считать, что рабочие суспензии любой плотности являются вязко-пластичными системами.

Суждение о реологическом состоянии суспензий основывается на экспериментальном измерении вязкости и предельного напряжения сдвига при разных значениях градиента скорости с помощью вискозиметров различных систем. В лабораторных условиях наиболее часто применяются капиллярные вискозиметры, работающие под давлением.

В производственных условиях для характеристики вязкости суспензии пользуются косвенным показателем – содержанием угольного шлама (класс 0–0,5 или 0–1 мм).

Предельное содержание в суспензии твердой фазы (магнетита и шлама) составляет 32,5 %. Оно гарантирует поддержание вязкости на должном уровне, не превышающем $7 \cdot 10^{-3}$ Па·с. Чем выше плотность магнетитовой суспензии, тем ниже допустимые нормы содержания в ней шлама. Загрязненную суспензию необходимо направлять на регенерацию, поскольку показатели разделения в вязкой суспензии резко ухудшаются.

В суспензиях сравнительно малой плотности допустимое содержание шлама может достигать 330 кг/м^3 , тогда как в плотных суспензиях оно не должно превышать 150 кг/м^3 .

Особенно существенно на вязкость и предельное напряжение сдвига суспензий высокой плотности влияют тонкие глинистые шламы, в то же время добавление глинистых шламов в суспензии низкой плотности (концентрация твердого до 24 %) практически не сказывается на их реологических параметрах. Следовательно, можно рекомендовать добавление небольшой массы шлама (глины или бентонита) для стабилизации суспензий низкой плотности.

Устойчивость суспензии характеризует ее способность сохранить одинаковую плотность в различных слоях по высоте разделительного аппарата. Устойчивость суспензии зависит от гранулометрического состава утяжелителя, его объемной концентрации и степени засорения суспензии шламами и глиной. С уменьшением крупности утяжелителя, увеличением содержания шлама и глины устойчивость суспензии возрастает, однако при этом увеличивается вязкость суспензии, что может ухудшить результаты разделения.

Поэтому объемный выход (содержание) твердого в суспензии не должно составлять более 30–35 %.

Улучшение реологических свойств суспензии осуществляется подбором утяжелителя, отличающегося высокой степенью агрегативной устойчивости, не повышающего вязкость суспензии, гидродинамическим воздействием в рабочем пространстве тяжелосредного аппарата, а также физико-химическим воздействием реагентов-пептизаторов.

Применение реагентов-пептизаторов снижает вязкость суспензии на 15–30 % и улучшает не только процесс обогащения, но и отмывку магнетита от продуктов обогащения, а также эффективность регенерации суспензии.

Наиболее эффективны реагенты-пептизаторы – гексаметафосфат и триполифосфат натрия, их применяют при сильно зашламленных суспензиях.

Колебания суспензии с частотой 5–8 Гц и амплитудой 6–10 мм приводит к заметному снижению вязкости и повышению устойчивости. Может применяться при сильно зашламленных суспензиях.

Сепараторы для обогащения в тяжелых средах

Из многочисленных типов тяжелосредных аппаратов в углеобогащении нашли применение колесные, барабанные сепараторы и тяжелосредные гидроциклоны.

Колесные сепараторы типа СКВ с элеваторной выгрузкой осевшей фракции получили наибольшее распространение. Область их применения – разделение крупных машинных классов углей (13(6)–300) мм на два продукта.

Принцип работы колесных сепараторов простой – в ванне с суспензией происходит разделение материала по плотности, всплывший продукт выгружается гребковым механизмом, потонувший – элеваторным колесом.

Особенность конструкции сепаратора СКВП-32 (рис. 4.1.1) – наличие загрузочного устройства с качающимся лотком, в днище которого имеются поперечные щели для подачи суспензии. Подсоединение загрузочного устройства к ванне позволило ее удлинить, что повысило эффективность сепарации. При возвратно-поступательном движении лотка через его щели проходит поток магнетитовой суспензии, способствующий разрыхлению транспортируемого в сепаратор материала. Суспензия в сепаратор с удлиненной ванной поступает тремя потоками; транспортным, подлотковым (подпорным) и восходящим.

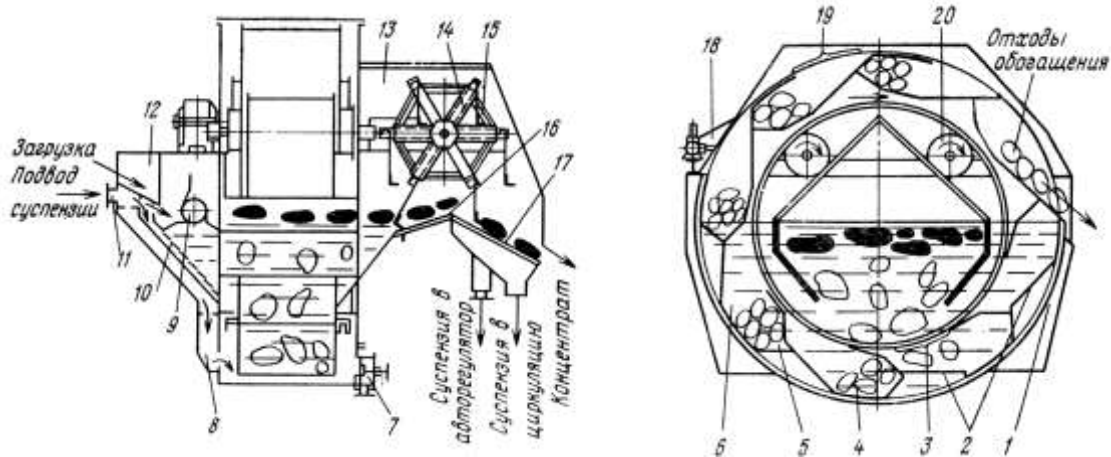


Рис. 4.1.1. Сепаратор СКВП-32

Сепаратор СКВП-32 состоит из основных узлов: корпус с рабочей ванной, вертикальное элеваторное колесо с ковшами, загрузочно-распределительное и гребковое устройства, приводы.

Корпус (1) выполнен из отдельных частей – днища, двух боковых секций, загрузочного лотка и разгрузочного желоба.

Цилиндрическая часть корпуса (ванна) имеет футеровку из нержавеющей стали. Для выпуска из ванны суспензии в нижней части корпуса предусмотрено выпускное устройство (7). В корпусе крепятся основные узлы и механизмы сепаратора: элеваторное колесо (6) для выгрузки потонувшего продукта с приводом (18); загрузочно-распределительное устройство, состоящее из загрузочного желоба (12) с течкой, патрубка (11) для подвода суспензии, жалюзийной решетки (10) для равномерного распределения транспортного потока суспензии, лопастного погружателя (9), кармана (8) для подачи восходящего потока суспензии; разгрузочный гребковый механизм (14) с лопастями (15); кожух (13) желоба для выгрузки всплывшего продукта; опорные катки (20) элеваторного колеса. Кроме того, на корпусе крепятся общий привод качаний жалюзийной решетки и вращения разгрузочного гребкового устройства.

Вертикальное элеваторное колесо оснащено съемными ковшами (4, 5). Загрузка ковшей потонувшим продуктом осуществляется через загрузочные окна (3), а выгрузка – через разгрузочные окна (19). Для этой цели ковши снабжены откидными лопастями-решетками (2), крепящимися к ковшам шарнирно. При вращении элеваторного колеса лопасти под действием силы тяжести поворачиваются, открывая загрузочные и разгрузочные окна ковшей.

Всплывший продукт разгрузочным гребковым механизмом с лопастями выгружается из сепаратора через порог (16) и щелевидное сито (17.)

Сепаратор СКВП-32 с короткой ванной отличается от сепаратора СКВП-32 с длинной ванной отсутствием загрузочно-распределительного устройства, вместо которого установлен обычный загрузочный желоб. Технологические характеристики приведены в таблице 4.1.2.

Таблица 4.1.2

Технические характеристики колесных сепараторов

Параметры	СКВП-20	СКВП-32	СКВП-40	СТК-12	СТК-20	СТК-40	СТТ-20	СТТ-32
Ширина ванны, мм	2000	3200	4000	1200	2000	4000	2000	3200
Производительность от исходного материала (т/ч) при крупности, мм								
13–300	215	300/400	600	125	210	600	190	300
25–300	270	380/500	750	160	270	700	240	380
Габариты, мм								
длина	4500	6500/7500	8000	3000	4500	6913	7800	9800
ширина	4700	6500/500	7500	3000	4700	7390	4800	6000
высота	4100	6000/000	7500	2700	4100	6660	4500	5900
Масса, т	15,8	31,0/36,0	45	12	15,8	36,4	37,0	60,0

Показатели работы тяжелосредних сепараторов при обогащении крупных классов углей разных марок приведены в табл. 4.1.3.

Расчет производительности колесных сепараторов производится в зависимости от крупности обогащаемого материала, ширины ванны сепаратора и рекомендуемой удельной нагрузки на сепаратор (на 1 м ширины ванны) по выражению (4.5):

$$Q = 100qB/\gamma, \text{ т/ч}, \quad (4.5)$$

где q – удельная нагрузка по всплывшему продукту, т/(ч·м); B – ширина ванны, м; γ – выход всплывшего продукта, %.

Таблица 4.1.3

Показатели работы тяжелосредних сепараторов

Марка угля	Крупность угля, мм	Плотность разделения, кг/м ³	Зольность, %			Потери легкой фракции, %	Расход утяжелителя, г/т	E_{pm}
			исходного	концентра	отходов			
Г	25-300	1800	30,4	11,4	77,5	0,72	500	0,025
Ж	10-300	1900	42,7	11,1	77,1	0,35	574	0,026
Ж	20-100	1500	60,3	7,9	79,6	0,63	213	0,033
К	10-300	2000	36,8	14,5	78,4	0,90	300	0,050
Т	13-200	1600	24,0	6,5	72,1	0,80	675	0,033

Если в угле содержится более 50 % потонувшей фракции, необходимо проверить производительность элеваторного колеса сепаратора по его транспортной способности (формула (4.6):

$$Q_k = 0,06Vnz\theta\delta_n, \quad (4.6)$$

где V – объем ковша, м³ (для СКВП-20 и СКВП-32 соответственно 0,25 и 0,49 м³); n – частота вращения элеваторного колеса, мин⁻¹ ($n = 2-2,1$ мин⁻¹); z – число ковшей в колесе ($z = 8$); θ – коэффициент заполнения ковша, равный 0,5–0,6; δ_n – насыпная плотность потонувшей фракции, кг/м³.

Рекомендуемые удельные нагрузки на колесные сепараторы приведены в табл. 4.1.4 (учтен коэффициент перегрузки $k = 1,25$)

Таблица 4.1.4

Удельные нагрузки колесного сепаратора по всплывшему продукту

Крупность угля, мм	Удельная производительность, т/(ч·м)		Крупность угля, мм	Удельная производительность, т/(ч·м)	
	средняя	предельная		средняя	предельная
6–25	35	45	25–50	60	80
6–50	45	55	25–100	70	90
10–50	50	60	25–150	75	95
10–100	55	70	25–200	80	100
13–50	50	65	25–300	80	100
13–100	60	75	50–100	80	100
13–150	65	85	50–200	90	100
13–200	70	90	50–300	90	110

Барабанный сепаратор типа СБС

Барабанный сепаратор (рис. 4.1.2) имеет ленточную спираль на внутренней поверхности. Уголь класса +6 мм поступает по желобу 1 в барабан 2, который установлен на роликоопорах 3 и приводится во вращательное движение. Суспензия поступает в барабан по желобу 4 и движется в направлении, показанном стрелкой. Концентрат всплывает и уносится потоком суспензии, а порода осаждается на дно и транспортируется в обратном направлении спиралью 5. В конце барабана порода попадает в элеваторное колесо 6, которым выбрасывается в желоб 7. Барабанные сепараторы успешно обогащают крупные классы 25–200 мм и работают с магнетитовой суспензией.

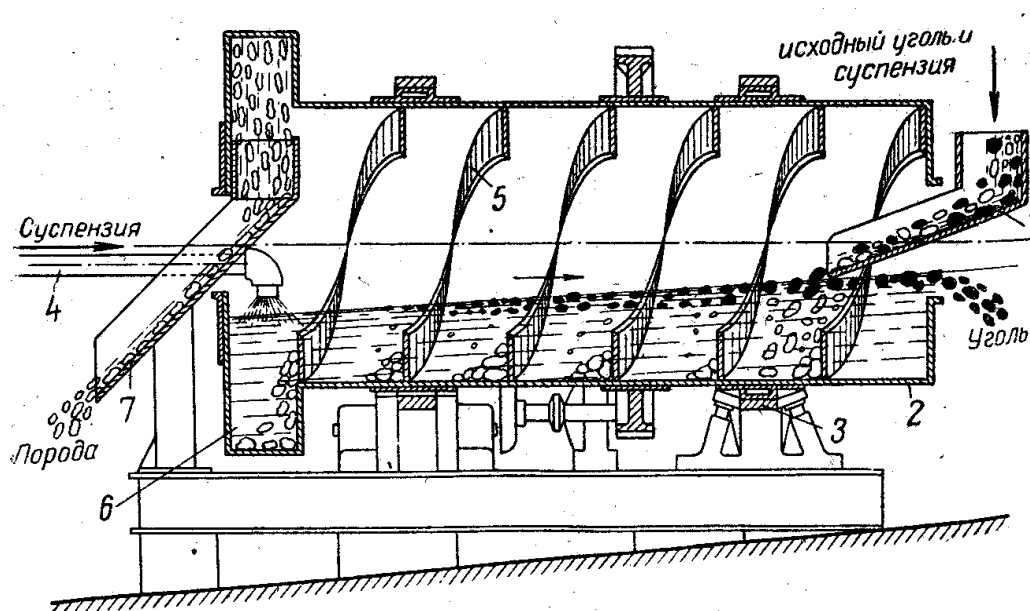


Рис. 4.1.2. Барабанный сепаратор с ленточной спиралью на внутренней поверхности: 1 – желоб для подачи исходного угля; 2 – стенка барабана; 3 – роликовые опоры; 4 – желоб для подачи суспензии; 5 – ленточная спираль; 6 – кольцевой элеватор; 7 – желоб для разгрузки породы

Выпускаются как двух- (рис. 4.1.3), так и трехпродуктовые (рис. 4.1.4) сепараторы.

Барабанный сепаратор сочетает в себе высокую эффективность разделения с уникальной особенностью конструкции – все механические движущие части расположены снаружи барабанов, то есть,

внутри самой установки нет ковшей, цепей, прочих движущихся элементов.

Трехпродуктовые барабанные сепараторы состоят из двух барабанов, последовательно смонтированных в один агрегат – такая конструкция, применяемая при необходимости выделения промпродукта, существенно сокращает капитальные затраты, упрощает управление и техническое обслуживание системы, а также уменьшает количество вспомогательного оборудования.

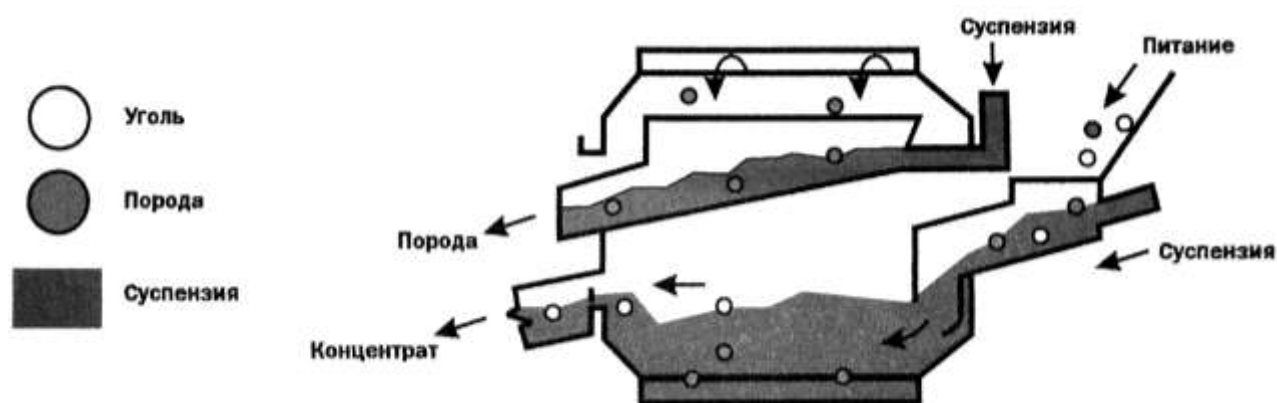


Рис. 4.1.3. Схема работы двухпродуктового сепаратора

По сравнению с колесными сепараторами, сепараторы барабанного типа обладают рядом преимуществ: в установке нет ковшей, цепей и прочих движущих элементов транспортирующих материал или продукты обогащения; лифтёры жестко закреплены изнутри на корпус барабана и разгружают материал на транспортный желоб.

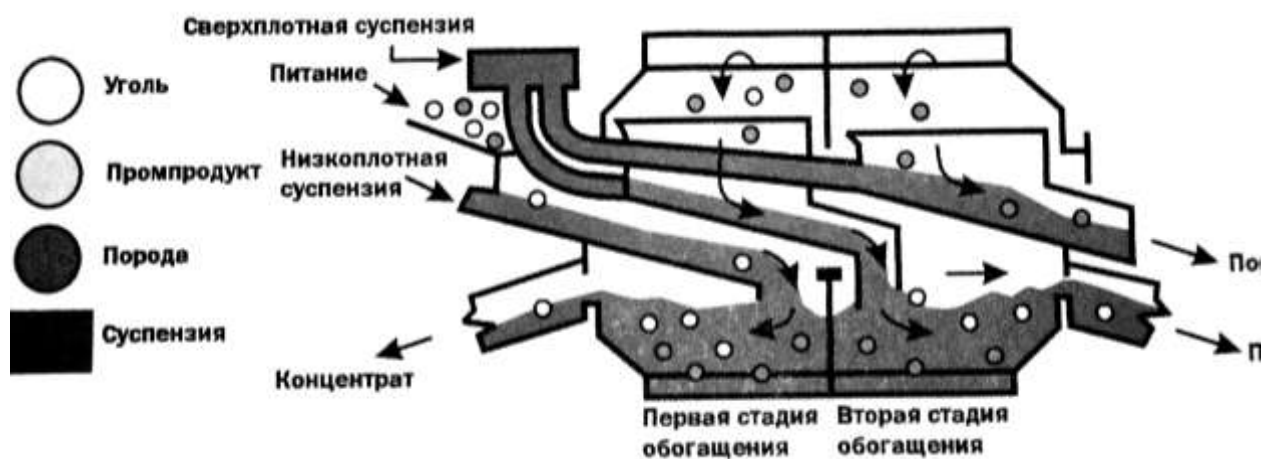


Рис. 4.1.4. Схема работы трехпродуктового сепаратора

При необходимости выделения трёх продуктов собирают установку из последовательно соединённых между собой барабанов, без промежуточных механических транспортирующих устройств с отмывкой от магнетитовой суспензии (отличие от сепараторов других типов), что значительно сокращает капитальные затраты и уменьшает число вспомогательного оборудования.

Технологические характеристики барабанных сепараторов приведены в таблице 4.1.5.

Таблица 4.1.5

Технические характеристики
тяжелосредних барабанных сепараторов

Параметры	Portacljne 4250	Portacljne 3540	Wemco
Крупность обогащаемого угля, мм	13–200	13–200	25–100
Производительность, т/ч	До 300	До 165	150 (300)
Плотность рабочей суспензии, кг/м ³	1300–1400	1500–1800	1650–1700
Длина барабана, м	5,0	4,0	3,0
Диаметр барабана, м	4,2	3,5	3,0
Частота вращения барабана, об/мин	3–4	3–4	3–4
Мощность электродвигателя, кВт	11	11	11
Скорость вращения электродвигателя, об/мин	1460	1435	
Масса, кг	34800	22520	

Применение новых футеровочных материалов и наличие видимых преимуществ тяжелосредних барабанных сепараторов значительно снижает износ, вызываемый абразивным действием твердых частиц среды, сводит к минимуму затраты на замену деталей и в существенной степени упрощает обслуживание.

Тяжелосредние гидроциклоны

Повышение эффективности разделения мелкого угля в суспензиях осуществляют за счет использования сил центробежного поля.

Преимущества тяжелосредних гидроциклонов перед аппаратами, в которых разделение происходит только под действием сил тяжести (сепараторы типа СК), заключается в наличии центробежного поля, которое приводит к значительному (в десятки раз) увеличению скорости разделения материала по плотности. Кроме того, в гидроциклонах образуется турбулентный гидродинамический поток, разрушающий структуру суспензии, благодаря чему в них можно обогащать тонкие классы угля до крупности 0,15 мм. Тяжелосредние гидроциклоны применяют для обогащения углей любого класса крупности в пределах 0,5–40 мм и переобогащения промпродуктов отсадки аналогичной крупности.

Большим преимуществом гидроциклонов является возможность применения их для обессеривания угля.

Двухпродуктовый тяжелосредний гидроциклон показан на рис. 4.1.5. Исходный уголь совместно с суспензией поступает в аппарат под напором через загрузочный патрубок (7), расположенный тангенциально к цилиндрической части гидроциклона (1).

Касательный ввод разделительной среды под давлением формирует внутри аппарата вихревой поток с воздушным столбом вдоль оси аппарата. Благодаря центробежным силам тяжелый продукт перемещается к стенкам конической части корпуса (9), скользит по ним и разгружается вместе с частью суспензии через разгрузочный насадок (10) в приемную камеру (11) с распределителем потока (13). Легкий продукт с суспензией, образуя внутренний вихрь потока, проходит через сливной патрубок (8) в разгрузочную камеру (3). Гидроциклоны обычно устанавливаются на раме (12) таким образом, чтобы образующая конуса с нижней стороны была наклонена к горизонту под небольшим углом.

Трехпродуктовый каскадный тяжелосредний гидроциклон (рис. 4.1.6) позволяет получить в одном потоке суспензии три конечных продукта.

Принцип разделения в нем основан на способности магнетитовой суспензии расслаиваться в центробежном поле, в результате чего плотность суспензии, переходящей из первого аппарата во второй аппарат каскада, становится выше плотности суспензии питания.

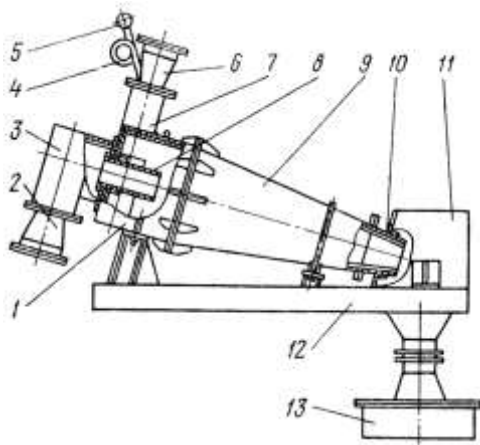


Рис. 4.1.5 Двухпродуктовый тяжелосредный гидроциклон ГТ710

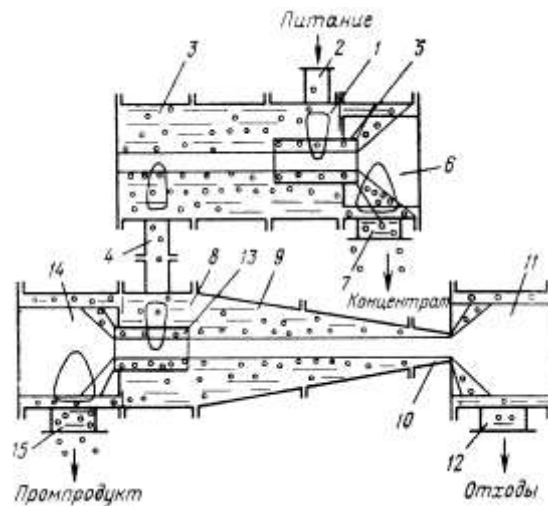


Рис. 4.1.6. Трехпродуктовый каскадный тяжелосредный гидроциклон

Трехпродуктовый гидроциклон-сепаратор состоит из цилиндрического гидроциклона (1), в который по патрубку (2) подается исходная суспензия низшей плотности разделения. Промпродуктовые и породные фракции, выделившиеся под действием центробежных сил, перемещаются в разгрузочную часть (3) цилиндрического гидроциклона. Легкие концентратные фракции с частью суспензии через сливной патрубков (5) попадают в камеру слива (6) и далее в разгрузочный патрубок (7).

Смесь сгущенной суспензии повышенной плотности и твердой угольной фазы по патрубку (4) направляется в цилиндрическую часть гидроциклона (8). Породные фракции проходят коническую часть (9) и насадок (10) гидроциклона и попадают в породную камеру (11), откуда выгружаются через патрубок (12).

Промпродуктовые фракции с потоком суспензии через сливной патрубков (13) направляются в промпродуктовую камеру слива (14) и выгружаются по патрубку (15).

Характеристики тяжелосредных гидроциклонов приведены в табл. 4.1.6

Таблица 4.1.6

Технические характеристики тяжелосредних гидроциклонов

Параметры	ГТ-500	ГТ-630	ГТ-710	ГТ-630/500	ГТ-710/500
Производительность:					
по углю, т/ч	50	80	100	80	100
по суспензии, м ³ /ч	200	250	350	250	350
Крупность исходного, мм	0,5–25	0,5–25	0,5–40	0,5–25	0,5–40
Количество продуктов	2	2	2	3	3
Давление на входе, МПа	0,045	0,06	0,065	0,06	0,065
Габаритные размеры, мм:					
длина	2530	3170	3700	3580	4800
ширина	930	940	1200	1580	1800
высота	2800	2200	3500	3620	4000
Масса, т	1,09	1,15	2,0	2,05	3,10

Тяжелосредние гидроциклоны могут комплектоваться обесшламливающими и обезвоживающими грохотами, дуговыми ситами, насосами и вспомогательным оборудованием: бак регулирующий – для распределения рабочей суспензии заданной плотности на два регулируемых потока; смесители – для формирования питания циклонов; делитель суспензии – для отвода части кондиционной суспензии в систему регенерации. Рабочие поверхности тяжелосредних гидроциклонов защищены от абразивного изнашивания износостойкой футеровкой.

Технологические схемы обогащения углей в тяжелых средах

Технология тяжелосреднего обогащения углей определяется рядом факторов: физико-механическими свойствами обогащаемых углей (гранулометрический и фракционный состав, размокаемость породы и др.); требованиями потребителей к качеству и назначению продуктов обогащения; нагрузкой на отдельные технологические операции; параметрами существующего оборудования, которое может быть использовано на той или иной операции.

Технология обогащения как крупного, так и мелкого углей в магнетитовой суспензии включает ряд технологических операций одинакового назначения. К ним относятся: подготовка (классификация и обесшламливание) углей; приготовление рабочей сус-

пензии; собственно обогащение; отделение суспензии, промывка и обезвоживание продуктов обогащения; регенерация разбавленной суспензии; автоматическое регулирование плотности; циркуляция и распределение потоков рабочей суспензии.

Несмотря на принципиальную однотипность операций, имеется определенная специфика в технологии обогащения крупного и мелкого машинных классов углей.

Технологические схемы обогащения крупных углей

Технологические схемы обогащения углей крупных машинных классов в магнетитовой суспензии разделяют по числу стадий обогащения, конечных продуктов и своему назначению.

Схема обогащения в одну стадию с выделением двух конечных продуктов (концентрата и отходов) предназначена для механизированного удаления породы на шахтных установках, обогащения энергетических углей и антрацитов, а также коксующихся углей легкой обогатимости. Плотность разделения в зависимости от характеристики обогащаемых углей и требований к качеству продуктов обогащения принимается 1650–2050 кг/м³.

Схема обогащения в две стадии с выделением трех конечных продуктов (концентрата, промпродукта, отходов) применяется для коксующихся углей средней и трудной обогатимости. Основной и наиболее экономичный вариант – выделение в первой стадии концентрата. Выделение в первой стадии отходов применяется при их высоком выходе (более 50 %) и наличии размокаемых пород. Схема обогащения в две стадии с выделением трех конечных продуктов (концентрата двух классов крупности, промпродукта, отходов) применяется для коксующихся углей средней и трудной обогатимости при различной эффективной плотности разделения крупного и среднего классов.

Общей операцией для любого варианта технологических схем является подготовка углей, эффективность которой оказывает существенное влияние на показатели разделения в магнетитовой суспензии.

Подготовка крупного машинного класса может проводиться различными способами:

- сухой классификацией на вибрационных грохотах, установленных параллельно, последовательно или по комбинированной

схеме. Она применяется при низкой влажности исходных углей и невысоком содержании в них класса крупностью < 1 мм;

- сухой классификацией с последующим мокрым обесшламливанием на вибрационных грохотах. Большая часть отсева выделяется в сухом виде, затем на отдельном грохоте производится обесшламливание ополаскиванием надрешетного продукта промывной водой. Схема применяется при невозможности обеспечить эффективную сухую классификацию;

- мокрой классификацией на вибрационных, неподвижных грохотах и при комбинации неподвижных и вибрационных грохотов. Она применяется, если влажность исходных углей высокая, и нельзя выделить хотя бы часть отсева в сухом виде, и, как правило, угли, подвергаются обогащению по крупности до 0,5 мм или 0 мм. Установка грохотов может быть параллельная, последовательная или комбинированная.

Технологическая схема обогащения в одну стадию с выделением двух продуктов показана на рис. 4.1.7. Промывка продуктов на грохотах осуществляется с помощью двух рядов брызгал, причем первый ряд питается сливом регенерационных сепараторов, второй – технической водой. Свежеприготовленная суспензия для компенсации потерь и магнетитовый концентрат регенерационных сепараторов подаются в емкость кондиционной суспензии. Из нее рабочая суспензия перекачивается в сепаратор, перед которым она делится на транспортный и восходящий потоки.

Автоматическое устройство для регулирования плотности суспензии установлено на линии кондиционной суспензии после неподвижного сита.

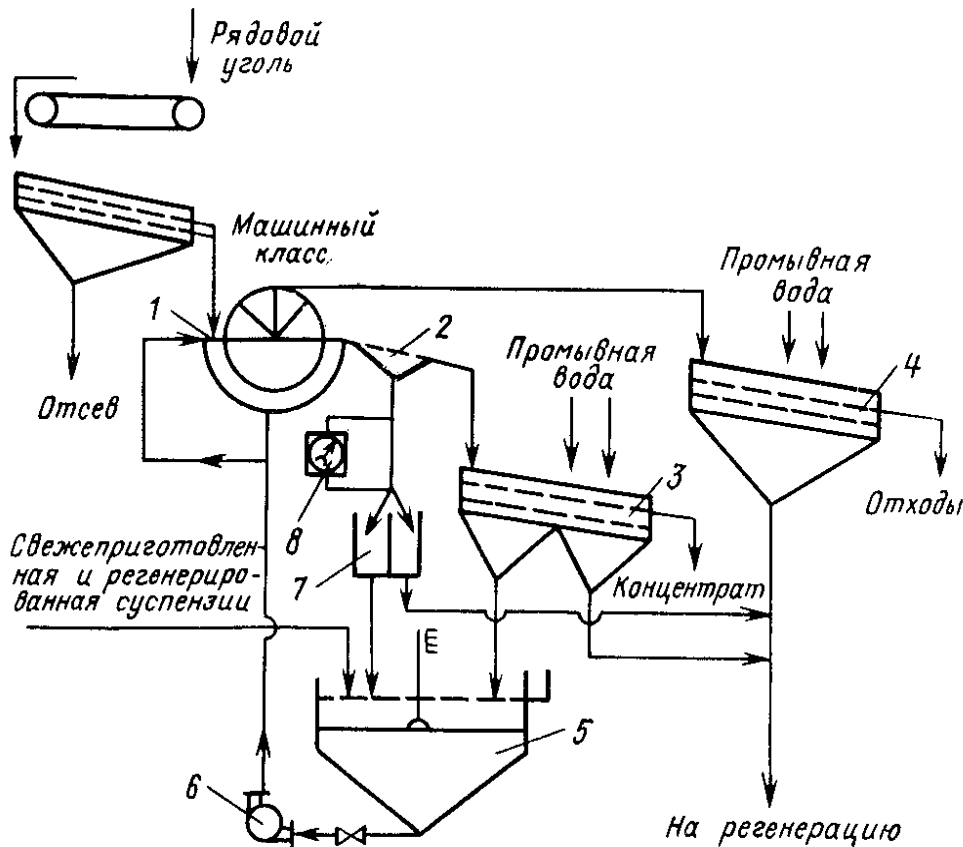


Рис. 4.1.7. Схема цепи аппаратов обогащения углей крупных классов в одну стадию с выделением двух продуктов: 1 – сепаратор тяжелосредный; 2 – сито неподвижное для отделения суспензии; 3, 4 – грохоты; 5 – сборник кондиционной суспензии; 6 – насос; 7 – делитель суспензии; 8 – автоматическое устройство для регулирования плотности суспензии

На рис. 4.1.8 показана технологическая схема обогащения в две стадии от большей плотности к меньшей с выделением трех продуктов.

В первом сепараторе отделяются отходы; во втором сепараторе смесь концентрата и промпродукта разделяется на концентрат и промпродукт.

Рабочая суспензия высокой и низкой плотности насосами подается в соответствующие тяжелосредные сепараторы для создания транспортного и восходящего потоков.

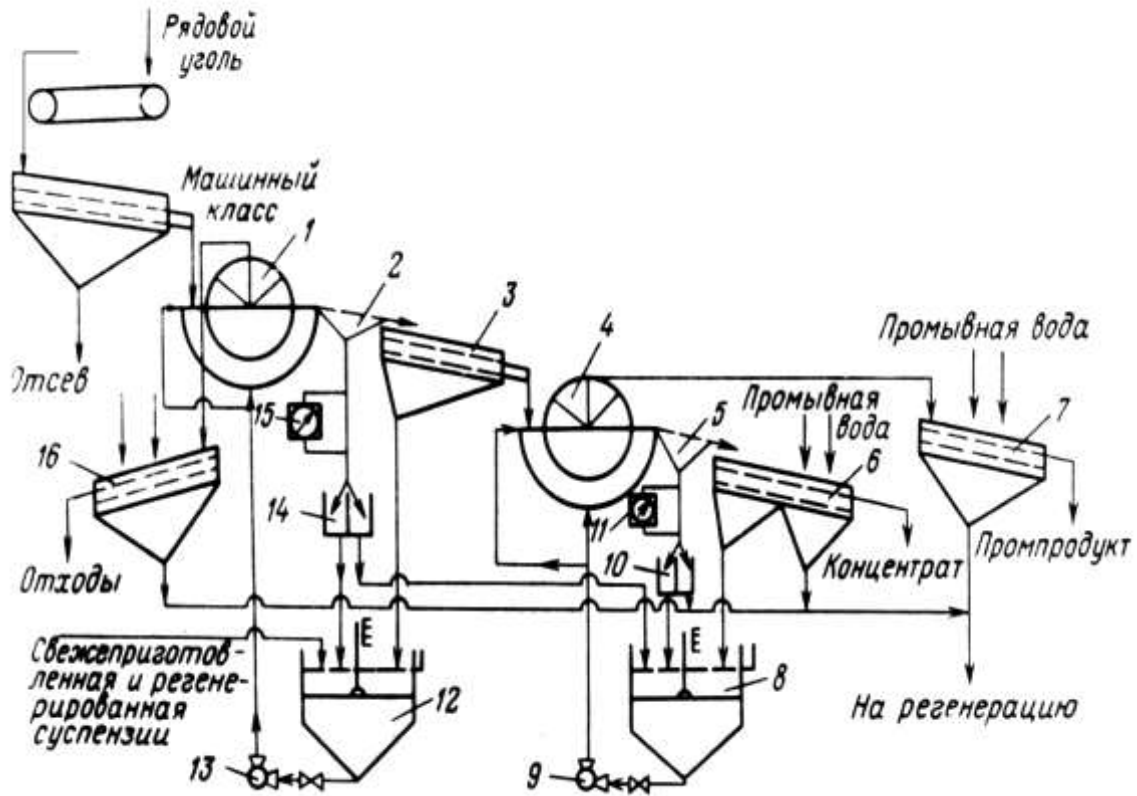


Рис. 4.1.8. Схема цепи аппаратов обогащения углей крупных классов в две стадии с выделением трех продуктов: 1, 4 – сепараторы тяжелосредные; 2, 5 – сита неподвижные; 3 – грохот для отделения суспензии высокой плотности; 6, 7, 16 – грохоты соответственно концентрата, промпродукта, отходов; 8 – сборник суспензии низкой плотности; 9, 13 – насосы; 10, 14 – делители суспензии; 11, 15 – автоматические устройства для регулирования плотности суспензии; 12 – сборник суспензии высокой плотности

Аналогичная технологическая схема с разделением от меньшей плотности к большей, более часто встречающаяся в промышленной практике, отличается от схемы, описанной выше, выделением концентрата в первой стадии, отсутствием вибрационного грохота между двумя сепараторами для отделения суспензии низкой плотности (эту функцию выполняет неподвижное сито), разделением грохота для промпродукта на две части – головную, где отделяется кондиционная суспензия высокой плотности, и конечную, где отмывается магнетит.

Технологические схемы обогащения мелких углей

Аппаратами, в которых в настоящее время производится обогащение мелких углей в минеральных суспензиях (преимущественно, в магнетитовой), являются тяжелосредные гидроциклоны.

Технология обогащения мелких углей более сложная, чем аналогичная технология, применяемая для обогащения крупных углей. Это вызвано тем, что мелкий материал труднее крупного разделяется в тяжелых средах, а гидроциклоны сложнее, чем сепараторы, вписываются в технологическую схему. Кроме меньшей производительности единицы оборудования по сравнению с сепараторами, тяжелосредные гидроциклоны имеют более сложную систему загрузки, работают под напором и расходуют в 3–4 раза больше суспензии на 1 т обогащаемого угля.

Мелкие угли, даже при тщательном обесшламливании, имеют значительное содержание шлама, который должен быть выделен в процессе регенерации суспензии, так как загрязненная суспензия имеет худшие реологические свойства. Сложность регенерации разбавленной суспензии определяется не только большим ее расходом по сравнению с расходом при обогащении крупных углей, но и значительной вязкостью пульпы, поступающей на регенерацию, вследствие повышенного содержания в ней шлама.

В этой связи более жесткие требования предъявляются к эффективности вспомогательных технологических операций обесшламливанию, регенерации. Однако, несмотря на некоторое усложнение технологии при тяжелосредном обогащении мелких углей, технико-экономические преимущества этого процесса полностью окупают дополнительные капитальные и эксплуатационные затраты.

Технологические схемы тяжелосредных гидроциклонных комплексов для обогащения мелких углей, так же как и схемы обогащения крупных углей, делятся по числу стадий разделения, числу продуктов обогащения и своему назначению.

Схема обогащения в одну стадию в двухпродуктовом гидроциклоне с получением двух конечных продуктов (концентрата и отходов) предназначена для обогащения мелких энергетических углей и антрацитов крупностью 0,5–13 (25) мм.

Схема обогащения в две стадии в двухпродуктовых гидроциклонах с получением трех конечных продуктов (концентрата, промпродукта, отходов) и выделением на первой стадии по большей плотности отходов применяется для мелких коксующихся углей крупностью 0,5–13 (25) мм при наличии в них легко размокаемой породы.

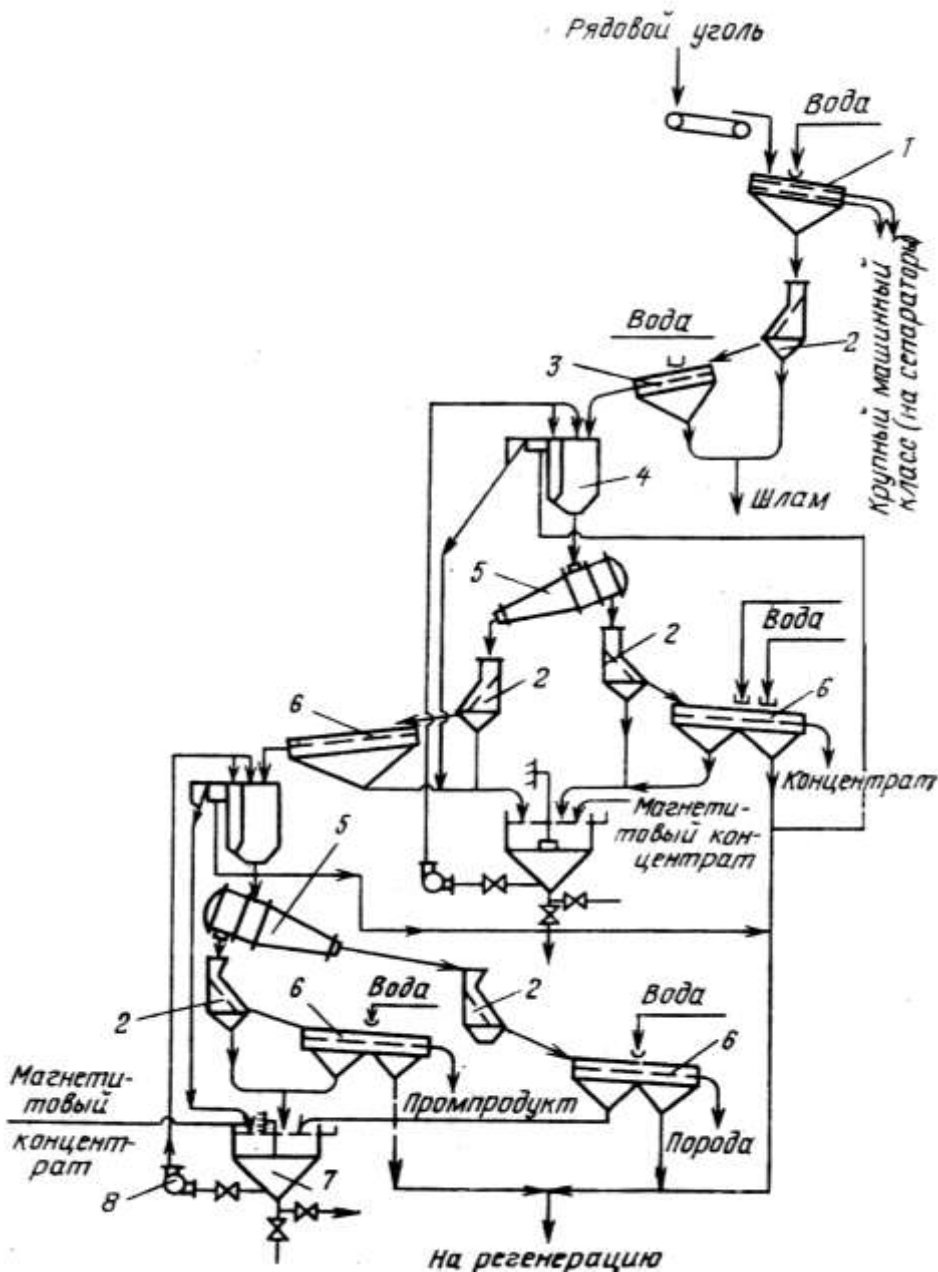


Рис. 4.1.9. Схема оборудования для обогащения мелкого класса угля в двух последовательно установленных двухпродуктовых гидроциклонах: 1, 2, 3 – грохот соответственно классификационный, дуговой и обесшламливающий; 4 – смеситель; 5 – циклон; 6 – грохот для отделения суспензии и обезвоживания продуктов обогащения; 7 – сборник кондиционной суспензии

Схема обогащения в одну стадию в трехпродуктовом каскадном гидроциклоне с получением трех конечных продуктов и выделением в первой секции аппарата концентрата, во второй – промпродукта и отходов, предназначена для обогащения мелких коксующихся углей крупностью 0,5–13 (25) мм, переобогащения промпродукта отсадки мелкого машинного класса (0,5–13 мм), а также для обогащения коксующегося угля одного машинного класса 0,5–40 (30) мм (при сравнительно небольшом выходе класса > 40 мм).

При отдельной регенерации промывных вод предел обогащения по крупности в гидроциклонах уменьшается с 0,5 до 0,2 мм.

Вариантом схемы обогащения в тяжелосредних гидроциклонах является технология обогащения необесшламленных углей, которая нашла применение на зарубежных УОФ.

К качеству машинного класса, поступающего на обогащение в гидроциклоны (засорению его избыточными по крупности зернами), предъявляются жесткие требования. Также нормируется и содержание шлама крупностью < 0,5 мм.

Подготовка углей начинается с классификации горной массы. Если крупный и мелкий машинные классы полностью обогащаются в тяжелых средах (в сепараторах и гидроциклонах), применяется мокрая классификация на грохотах, которая имеет высокую производительность и эффективность. При контроле за состоянием сит грохотов исключается попадание в мелкий машинный класс избыточных по крупности зерен.

При обогащении всего угля одного машинного класса – верхний предел крупности 40 (30) мм – для обеспечения его чистоты целесообразно осуществлять контрольную классификацию на вибрационных грохотах. Классификация может быть совмещена с дроблением в барабанных дробилках избирательного дробления.

Заключительной операцией подготовки углей к обогащению является обесшламливание машинного класса. Для крупного машинного класса она осуществляется по размеру 13 (25) мм, для мелкого – обычно по размеру 0,5 мм.

Обесшламливание мелкого машинного класса включается в технологическую схему гидроциклонной установки. Наибольшее распространение получили три схемы обесшламливания: мокрая на

грохотах, гидравлическая в элеваторных классификаторах, комбинированная в элеваторных классификаторах с контролем на грохотах.

Выбор способа обесшламливания, как правило, связан со схемой, предшествующей классификации, и с условиями транспортирования мелкого машинного класса на гидроциклонную установку. Поскольку обычная схема с подачей питания в гидроциклоны под гидростатическим напором связана со значительной высотой, достигающей 25 м, классификационные грохоты нецелесообразно размещать над гидроциклонной установкой. Более рационально подавать мелкий машинный класс на обесшламливание специальным транспортом (конвейер, элеватор, углесос).

При сухой классификации подача мелкого угля на обесшламливающий грохот осуществляется через желоб, где он смешивается с водой. После желоба перед вибрационным грохотом, как правило, устанавливается дуговой грохот. Если подача мелкого угля производится углесосом (насосом), то перед вибрационным грохотом также устанавливается дуговой грохот. Этот вариант схемы может быть использован как при сухой, так и при мокрой классификации, однако в последнем случае его применение более рационально.

Наибольшее распространение получила технологическая схема обогащения в одну стадию в двухпродуктовом гидроциклоне с выделением двух конечных продуктов (рис. 4.1.9).

Двухстадиальная схема обогащения в двух последовательно установленных гидроциклонах с получением трех конечных продуктов применяется на зарубежных фабриках (рис. 4.1.10).

Эта схема отличается от одностадиальной наличием второго гидроциклона, двух сборников кондиционной суспензии большой и малой плотности, дополнительных дугового и вибрационного грохотов для отделения суспензии от смеси продуктов после первой стадии обогащения, двух регулирующих баков и т. д. Несоответствие между применением двух двухпродуктовых гидроциклонов и технологией трехпродуктового обогащения существенно усложняет схему, требует либо дополнительной высоты при каскадном расположении оборудования, либо (при параллельном расположении) специальной транспортной системы для передачи смеси продуктов с первой во вторую стадию разделения.

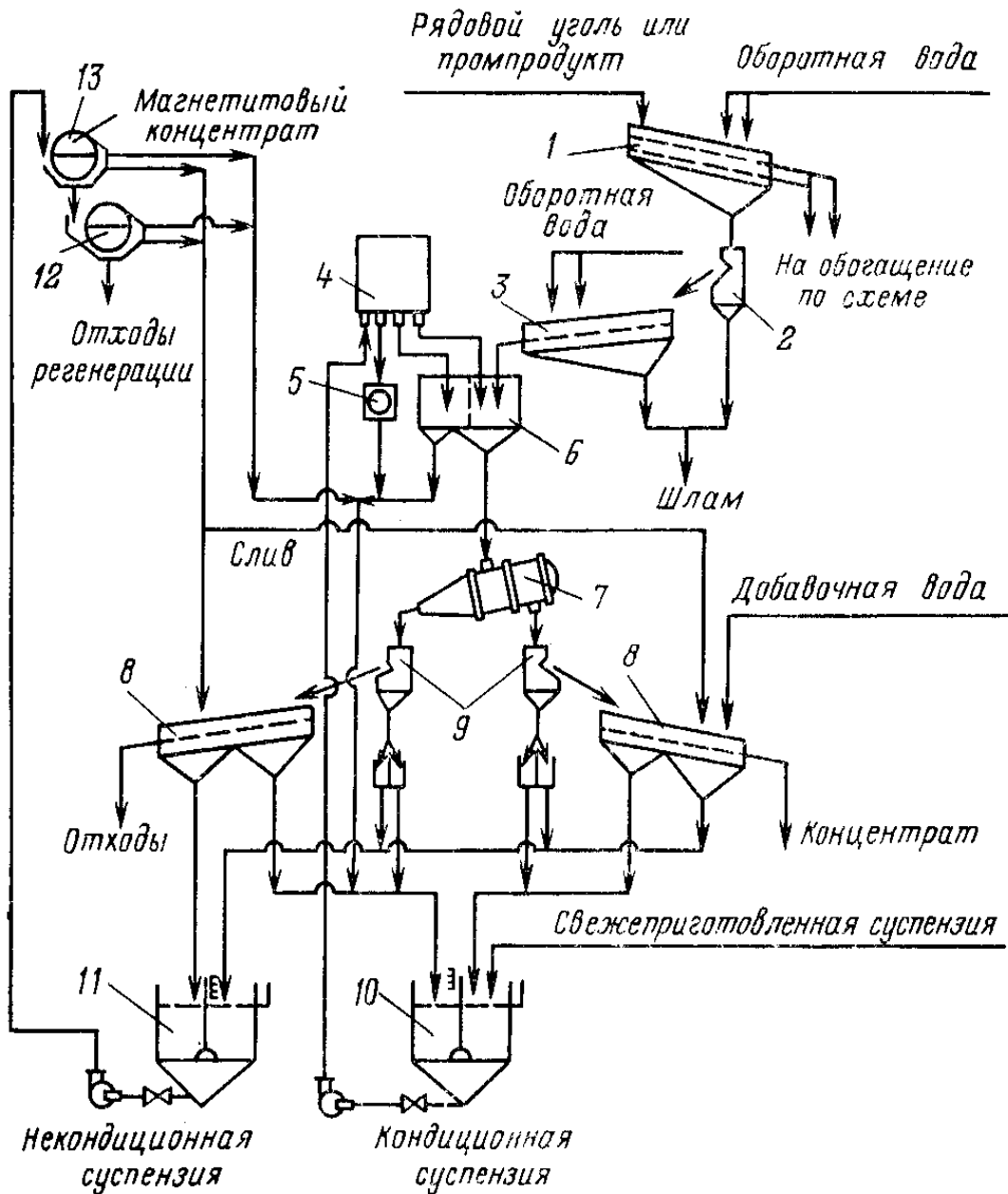


Рис. 4.1.10. Схема цепи аппаратов обогащения мелких углей в одну стадию с выделением двух продуктов: 1 – грохот классификационный; 2, 9 – грохоты дуговые; 3 – грохот обесшламливающий; 4 – бак регулирующий; 5 – система автоматизации для стабилизации плотности рабочей суспензии; 6 – смеситель; 7 – гидроциклон; 8 – грохот вибрационный для отделения кондиционной суспензии и отмывки магнетита; 10, 11 – сборник соответственно кондиционной и некондиционной суспензии; 12, 13 – электромагнитные сепараторы соответственно второй и первой стадий регенерации суспензии

При одностадийном разделении на три продукта в одном трехпродуктовом каскадном гидроциклоне технологическая схема

(рис. 4.1.10) не отличается по сложности от схемы одностадиального обогащения с разделением на два продукта (см. рис. 4.1.8), за исключением наличия дополнительного оборудования для отделения суспензии и промывки промпродукта.

Как уже упоминалось, применение технологии отдельной регенерации промывных вод позволяет уменьшить нижний предел крупности обогащаемого материала до 0,2 мм, т. е. до фактического предела обогащения в тяжелосреднем гидроциклоне, снизить подачу на флотацию и частично предотвратить потери зернистого шлама.

На некоторых зарубежных предприятиях (например, в США) тяжелосредние гидроциклоны используются для обогащения углей с нижним пределом крупности 2, 3 или 5 мм. Мокрая классификация и обесшламливание по такому граничному зерну высокоэффективна.

Регенерация суспензии при обогащении углей в тяжелых средах

Регенерация суспензии в процессе тяжелосреднего обогащения предназначена для восстановления плотности рабочей среды, разбавленной при отмывке магнетита от продуктов обогащения, возможно более полного извлечения магнетита из промывных вод, а также для очистки суспензии от шлама, попадающего в нее из обогащаемых углей.

Наиболее совершенным способом регенерации магнетитовой суспензии является магнитное обогащение, основанное на использовании разницы в магнитных свойствах магнетита и шлама. Плотность регенерированного утяжелителя (магнетитового концентрата) во всех случаях должна быть выше плотности рабочей суспензии. Только при этом условии можно управлять технологией обогащения и стабилизировать плотность разделения.

Технологические операции, входящие в схему регенерации, включают: сбор и подачу в магнитные сепараторы промывных вод, дренажных вод и случайных переливов, содержащих магнетит, а также части рабочей суспензии; магнитное обогащение с целью выделения из разбавленной суспензии магнетитового концентрата; подача регенерированной суспензии в систему циркуляции рабочей суспензии; вывод сгущенного немагнитного шлама с отходами ре-

генерации; подача слива магнитных сепараторов на ополаскивание продуктов обогащения.

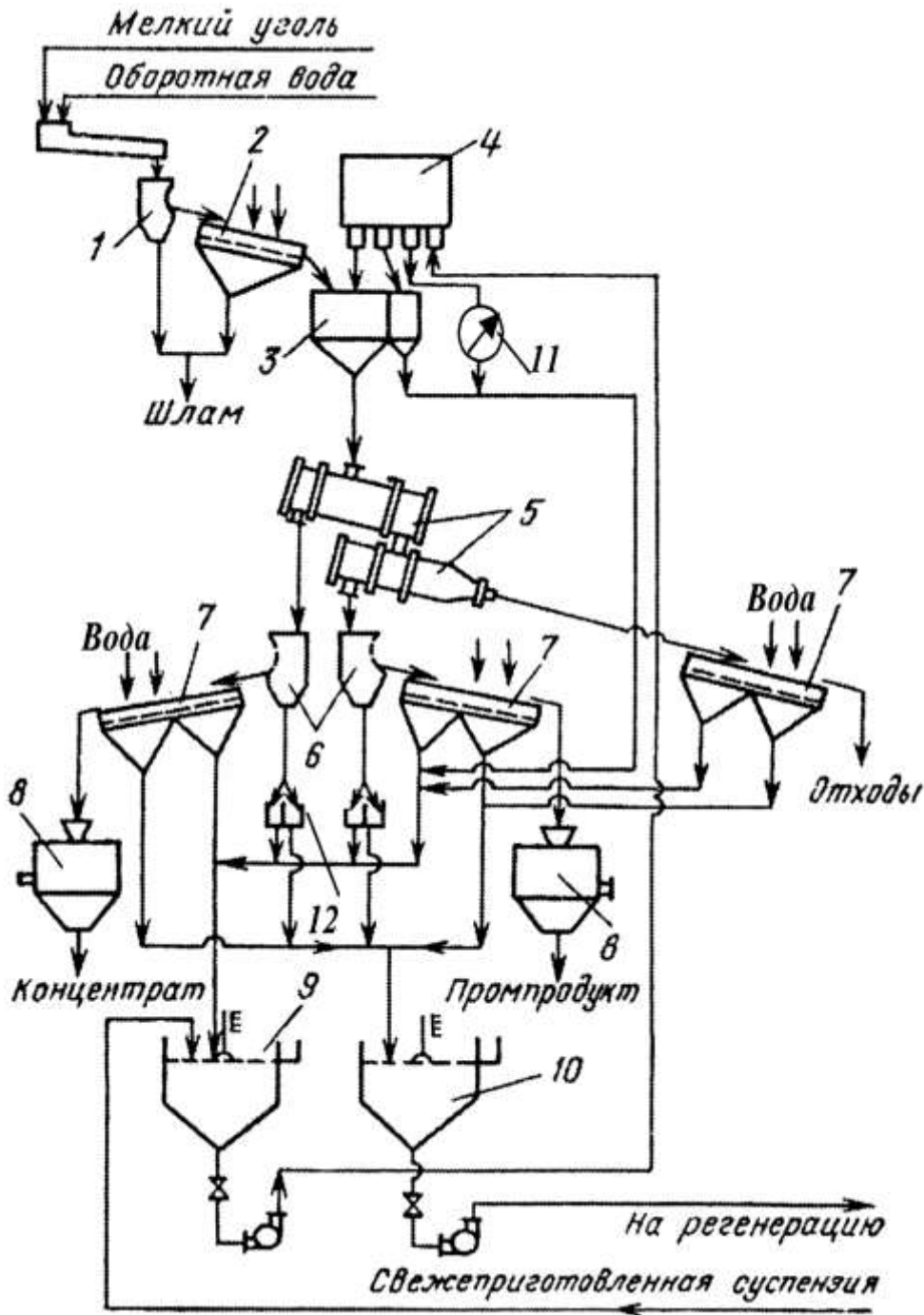


Рис. 4.1.11. Схема оборудования для обогащения мелкого класса угля в трехпродуктовом гидроциклоне: 1, 2 – грохоты дуговой и инерционный соответственно; 3 – смеситель; 4 – бак регулирующий; 5 – каскадный гидроциклон; 6 – грохоты дуговые; 7 – грохоты для отделения суспензии и отмывки магнетита; 8 – центрифуга; 9, 10 – сборники соответственно кондиционной и некондиционной суспензии; 11 – датчик плотности суспензии; 12 – делитель

В зависимости от крупности обогащаемых углей и принятой технологии обогащения могут быть применены различные технологические схемы регенерации: одностадиальная, двухстадиальная и комбинированная (рис. 4.1.12).

Схема регенерации в одну стадию (см. рис. 4.1.11, а) обычно применяется при тяжелосреднем обогащении крупных углей, если машинный класс (> 25 мм) имеет невысокое содержание шлама (класса крупностью < 1 мм не более 1,5–2 %) и если обогащаемые угли не содержат размокаемой глинистой породы. Ограничением применения этой схемы является также содержание не более 300 кг твердой фазы, в том числе шлама не более 150 кг на 1 м^3 разбавленной суспензии. При повышенном содержании шлама одностадиальная схема может быть применена только с уменьшением производительности магнитных сепараторов до 50–60 % номинального значения.

Двухстадиальная схема регенерации (см. рис. 4.1.11, б) включает в себя последовательно установленные сепараторы, причем отходы первой стадии и часть слива направляют во вторую стадию регенерации. Обычно один перечистной сепаратор устанавливают на 2–3 основных. Эту схему применяют при тяжелосреднем обогащении мелких углей, а также при обогащении крупных углей в случае наличия ограничений, упомянутых выше.

Комбинированная схема регенерации (см. рис. 4.1.11, в) включает также последовательно установленные сепараторы, однако разбавленную суспензию подают в оба сепаратора. Кроме того, отходы первой стадии направляют во вторую стадию регенерации. Применяют комбинированную схему в тех же случаях, что и двухстадиальную схему регенерации. Однако при обогащении мелких углей предпочтительнее прямая двухстадиальная схема, а при обогащении крупных углей по высокой плотности разделения, если разбавленная суспензия содержит более 150 кг/м^3 шлама – комбинированная схема.

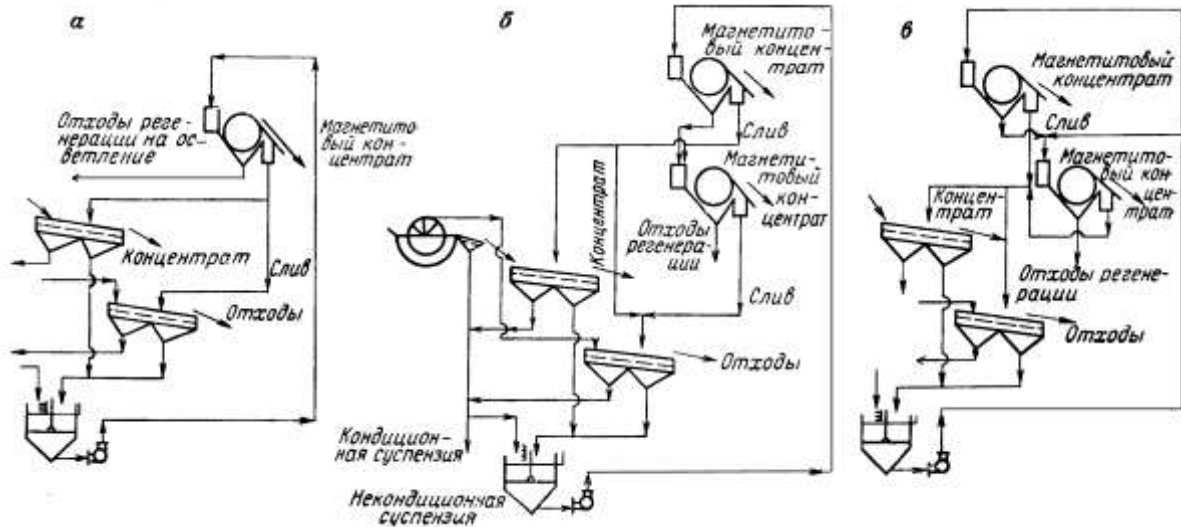


Рис. 4.1.12. Варианты схем регенерации магнетитовой суспензии: *а* – одностадийная; *б* – двухстадийная; *в* – комбинированная

Схема отдельной регенерации (рис. 4.1.13) предусматривает подачу насосами разбавленной суспензии с грохотов через индивидуальные сборники (на схеме не показаны) в отдельные магнитные сепараторы. Отходы и часть слива магнитных сепараторов классифицируют по граничному зерну примерно 0,2 мм также в отдельных классификационных гидроциклонах. Зернистые сгущенные продукты присаживают к соответствующим продуктам флотации и обезвоживают вместе с ними. Тонкий шлам (слив классификационных гидроциклонов) либо циркулирует вместе с промывной водой, либо объединяется и направляется на флотацию.

Схема отдельной регенерации применяется только при тяжелосреднем обогащении мелких каменных углей и антрацитов в гидроциклонах.

Классификация в гидроциклонах по граничной крупности примерно 0,2 мм позволяет предотвратить потери крупнозернистого шлама, снизить общую подачу во флотацию и уменьшить нижний предел крупности до размера частиц, эффективно обогащаемых в гидроциклонах. При отдельной регенерации допускается повышение содержания шлама крупностью 0–0,5 мм в обесшламленном машинном классе (до 10 % вместо нормативных 3–5 %).

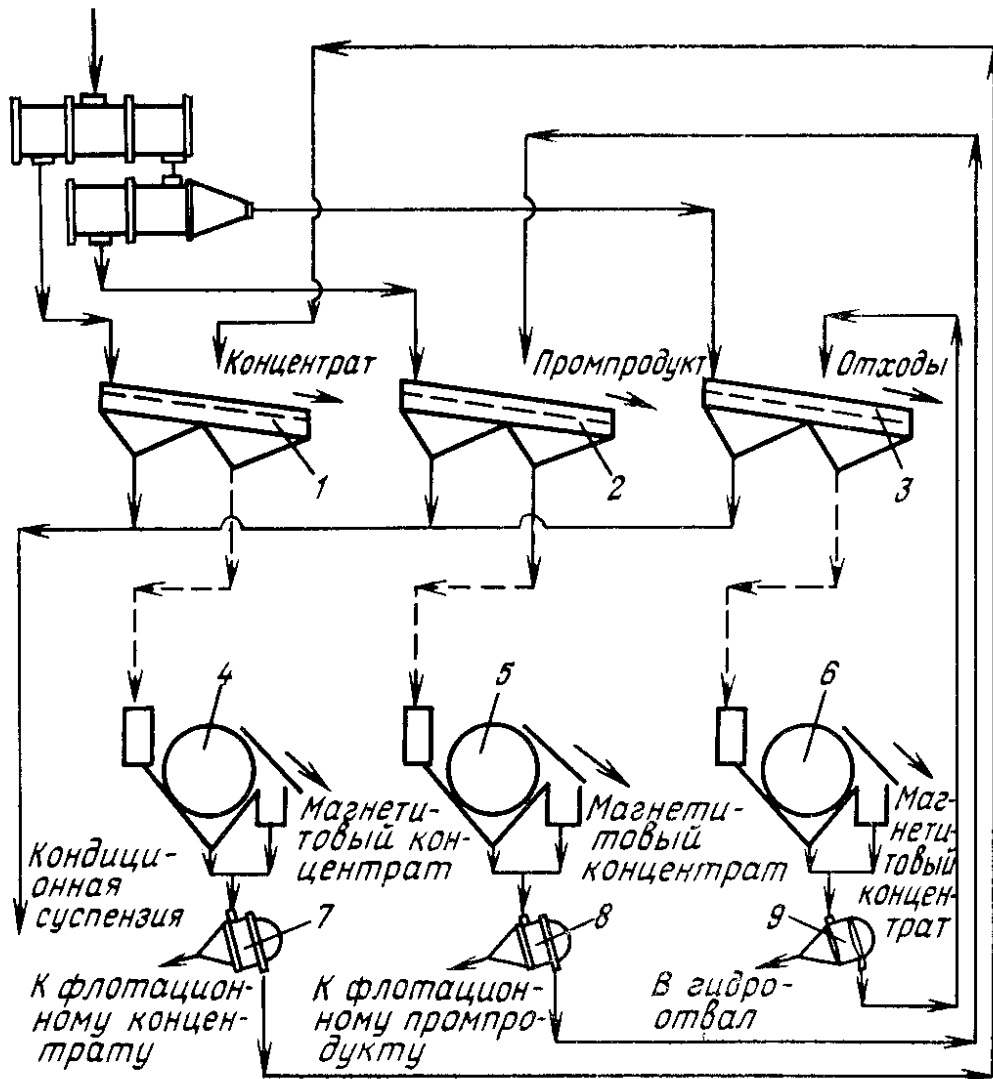


Рис. 4.1.13. Схема отдельной регенерации разбавленной суспензии: 1–3 – грохоты соответственно для концентрата, промпродукта, отходов; 4–6 – магнитные сепараторы; 7–9 – гидроциклоны классификационные

Технология магнитной регенерации предусматривает подачу всей разбавленной суспензии в магнитные сепараторы. Слив из ванны магнитных сепараторов, составляющий по объему наиболее крупный поток, направляется в циркуляцию в качестве промывной воды. Отходы регенерации, содержащие сгущенный шлам, поступают в шламовую систему фабрики, магнетитовый концентрат – в сборник рабочей суспензии.

Магнитная регенерация больших потоков разбавленной суспензии требует специальных сепараторов, способных эффективно работать в условиях высокой скорости протекания жидкости через рабочую ванну. Этим требованиям удовлетворяют отечественные сепараторы ЭБМ.

На зарубежных фабриках (в частности, в США) применяются схемы регенерации с предварительным сгущением разбавленной суспензии. В качестве сгустительных устройств используются радиальные сгустители, гидроциклоны и др.

Приготовление суспензии включает в себя разгрузку, складирование и доставку магнетита на фабрику, смешивание магнетита с водой в заданной пропорции и подачу готовой суспензии в систему. Склад магнетита обычно располагают вблизи фабрики.

Приготовление суспензии на обогатительных фабриках может осуществляться с помощью комплекса автоматизированного приготовления и транспортирования суспензии (КАПТС), разработанного институтом Гипромашуглеобогащение. КАПТС выполняет операции по выгрузке магнетита из вагонов, складированию, автоматическому приготовлению суспензии заданной плотности и транспортированию суспензии к тяжелосредным сепараторам. Комплекс состоит из грейферного крана, вибрационного грохота для удаления посторонних материалов, бункера, вибропитателя для подачи магнетита в аппарат смешивания магнетита с водой, который может работать в автоматическом режиме совместно со всей схемой тяжелосредного обогащения.

Приготовленная суспензия транспортируется по трубопроводу в сборник кондиционной суспензии. Пополнение системы свежей суспензией производится по сигналам датчиков верхнего и нижнего уровня, установленных в баке кондиционной суспензии. КАПТС обеспечивает приготовление суспензии плотностью до 2100 кг/м^3 и подачу ее на высоту до 25 м.

Для извлечения магнетита применяются электромагнитные сепараторы (ЭБМ) либо сепараторы с постоянными магнитами (ПБМ), характеристика их приведена в табл. 4.1.7.

Электромагнитный сепаратор типа ЭБМ показан на рис. 4.1.14. Некондиционная суспензия с помощью распределительной коробки (1) направляется в ванну (6) под вращающийся барабан (4), внутри которого расположена неподвижная электромагнитная система (3).

Частицы магнетита притягиваются к поверхности барабана и транспортируются им в верхнюю часть, где отжимаются от воды планкой (2) и разгружаются скребком (5).

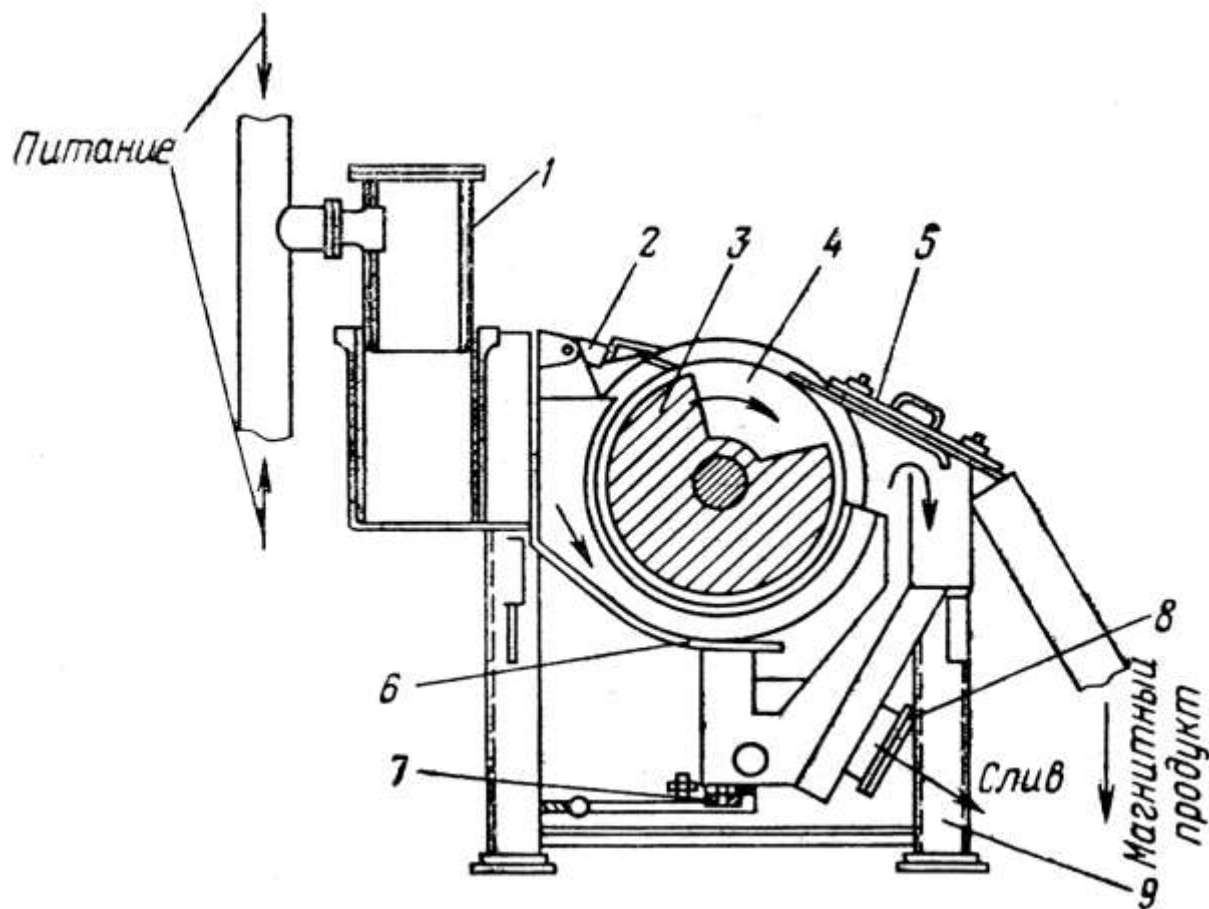


Рис. 4.1.14. Сепаратор для регенерации магнетитовой суспензии типа ЭБМ

Немагнитный продукт в ванне сепаратора разделяется на две части: крупнозернистый угольный шлам выпускается через нижний насадок (7) и направляется на дальнейшую переработку, а осветленный слив через патрубок (8) направляется на отмывку утяжелителя из продуктов тяжелосреднего обогащения. На рисунке не показана система масляного охлаждения обмоток магнитной системы, наличие которой усложняет эксплуатацию сепаратора.

В последние годы наметилась тенденция к замене электромагнитных сепараторов на более экономичные и удобные в эксплуатации сепараторы с постоянными металлокерамическими магнитами.

**Технические характеристики магнитных сепараторов
для регенерации суспензии**

Параметры	Магнитные		Электромагнитные				
	ПМБ- ПП- 90/250	ПМБ-ПП- 120/300	ЭБМ- 80/170	ЭБМ- 80/250	ЭБМ- 90/250	ЭБМ- 80/170П	ПМЭ- 90/250
Производи- тельность: по питанию, м ³ /ч	500	500	180	270	270	270	500
по магнетиту, т/ч	100	100	40	60	60	60	100
Диаметр ба- рабана, мм	900	1200	800	800	900	800	900
Длина барабана, мм	2500	2000	1500	2500	2500	1680	2500
Магнитная индукция, Тл	0,16	0,16	0,16	0,16	0,27	0,27	0,15
Мощность элек- тродвигателя, кВт	4,5	7,3	3	4	4	3	4,5
Габаритные размеры, мм:							
длина	3300	3520	3000	3750	3840	3090	3900
ширина	2000	2225	2000	2000	2106	2000	2200
высота	2200	1830	2200	2200	2200	2200	2000
Масса, кг	3600	5600	5300	7140	9200	6600	5200

4.2. Обогащение углей отсадкой

Гидравлическая отсадка – это процесс разделения исходной смеси зерен на отдельные, близкие по плотности слои зерен в вертикальном пульсирующем потоке воды знакопеременной скорости. Этим методом обогащают угли крупностью от 0,5 (0,3) до 100 (250) мм. В зависимости от размеров зерен обогащаемых углей различают:

- *отсадку крупных углей* (крупность > 10 (13) мм, реже > 25 мм);
- *отсадку мелких углей* (крупность < 10 (13) мм или < 25 мм);
- *отсадку ширококлассифицированных углей* – совместное обогащение в отсадочной машине крупных и мелких классов угля, обычно 0,5–80 мм или 0,5–100 мм с предварительной классификацией рядового угля по верхней и нижней крупности;
- *отсадку неклассифицированных углей* – совместное обогащение в отсадочной машине крупных и мелких классов угля без предва-

рительной классификации рядового угля по верхней и нижней крупности.

Различают *основную* (обогащение рядового угля) и *контрольную* (переобогащение промежуточного продукта) отсадку.

Преимущества отсадки по сравнению с другими процессами гравитационного обогащения заключаются в универсальности, производственной простоте, технологической эффективности и экономичности.

Универсальность процесса характеризуется широким диапазоном крупности обогащаемого угля. Отсадкой можно обогащать уголь крупностью от 0,5 мм до 250 мм

Производственная простота технологии отсадки заключается в применении для процесса незначительного числа основного и вспомогательного оборудования, обеспечивающего нормальные технологические функции процесса, может косвенно характеризировать степень производственной сложности применяемой технологии. Сравнивая различные гравитационные процессы с этих позиций, можно сказать, что технология обогащения угля в тяжелых суспензиях отличается наибольшей сложностью вследствие необходимости применения комплекса операций по подготовке, регенерации и кондиционированию суспензии. Наиболее простой является технология обогащения в струе воды, текущей по наклонной плоскости.

Технологическая эффективность отсадки характеризуется сравнительно высокой удельной производительностью и низкими значениями показателей эффективности E_{pm} и I . Удельная производительность действующих отсадочных машин колеблется от 5 до 30 т/ч·м², она зависит от ряда факторов, в частности, физических свойств исходного угля, крупности материала, требований к качеству продуктов, конструктивных особенностей машин.

Погрешность разделения I находится в пределах от 0,12 до 0,19, зависит от тех же факторов и от технологии процесса (режима отсадки). По технологической эффективности процесс отсадки уступает только тяжелосредним сепараторам и гидроциклонам.

Экономичность отсадки обуславливается перечисленными выше категориями универсальности, производственной простоты и технологической эффективности. Отсадка является наиболее

экономичным процессом обогащения угля по сумме затрат на 1 т угля.

Элементы теории отсадки

Физическая модель процесса отсадки, разрабатываемая на основе известных гипотез (скоростная, суспензионная, потенциальная и массово-статистическая), рассматривает процесс расслоения угля как горизонтальное (под действием транспортной воды) и вертикальное (под действием пульсирующего потока) перемещения постели двумя слоями различной плотности с некоторой средней скоростью. Под постелью понимают смесь угольных, промпродуктовых и породных фракций, находящихся посредственно на решетке машины (естественная постель, а при наличии специального материала, например полевого шпата – искусственная постель). При достаточном времени перемещения постели вдоль отсадочного отделения расслоение угля осуществляется таким образом, что легкие фракции концентрируются в верхнем, а тяжелые – в нижнем слоях.

Современные теоретические направления в отсадке рассматривают закономерности перемещения не отдельного зерна, а совокупности зерен на основе вероятностно-статистического подхода.

Вероятностно-статистическая модель представляет отсадку как массовый процесс с вероятностным характером перемещения каждой отдельной частицы и закономерным перемещением группы однородных частиц, характеризуемым центром их перемещения и дисперсией распределения вокруг этого центра. В результате неравномерного распределения скоростей внутри отсадочной постели и многочисленных соударений частиц различной плотности, кроме закономерного расслоения по плотности, имеет место процесс частичного перемешивания частиц, в особенности на границах слоев различной плотности.

Общая тенденция распределения частиц по плотности достаточно убедительно подтверждена теоретическими и экспериментальными исследованиями и практикой обогащения углей в отсадочных машинах. Основной же задачей вероятностно-статистического направления исследований являлось определение закономерностей формирования постели, т. е. перехода частиц

различной плотности и крупности из беспорядочного состояния в упорядоченное, характерное для расслоенной постели.

В результате теоретических исследований, рассматривавших отсадку как массовый процесс, различными авторами при использовании разных исходных предпосылок были получены уравнения одного и того же типа, характеризующие процесс формирования постели экспоненциальным законом.

Дифференциальное уравнение, в основу которого положен закон действующих масс, применительно к отсадке имеет вид

$$dF_p/dt = k \cdot F_p, \quad (4.7)$$

где F_p – содержание выделяемой фракции в зоне разделения; t – время протекания процесса отсадки; k – коэффициент, характеризующий скорость формирования отсадочной постели.

Конечное уравнение кинетики отсадки, полученное на основе указанных предпосылок, следующее:

$$F_B = F_{и} \cdot (1 - e^{-kt}), \quad (4.8)$$

где F_B и $F_{и}$ – содержание отделяемых фракций, соответственно выделившихся в продукт и в исходном угле; e – основание натурального логарифма.

Аналогичные уравнения были получены и при других подходах к кинетике отсадки. Экспоненциальный характер формирования постели достаточно убедительно подтвержден экспериментальными исследованиями и опытом эксплуатации отсадочных машин.

На основании исследований кинетики была выведена зависимость между количественными и качественными показателями отсадки.

$$Q = 3600 \gamma_{ср} S \cdot H \cdot k / \eta, \quad (4.9)$$

где $\gamma_{ср}$ – средняя насыпная плотность постели, т/м³; S – площадь рабочего отделения машины, м²; H – высота отсадочной постели, м; k – коэффициент скорости отсадки, с⁻¹; η – критерий точности разделения.

$$\eta = \ln \frac{100}{\sum a},$$

где $\sum a$ – сумма посторонних фракций в продуктах отсадки, % от исходного угля (погрешность извлечения).

Из формулы, связывающей производительность отсадочной машины с кинетикой расслоения постели, видно, что ее производительность зависит не только от насыпной плотности обогащаемого материала, геометрических размеров рабочего отделения, но и от технологических параметров k и η . Чем выше скорость формирования постели, характеризуемая коэффициентом k , тем больше при прочих равных условиях может быть удельная производительность машины.

Коэффициент скорости отсадки k зависит как от свойств обогащаемого материала, так и от конструктивных особенностей отсадочной машины, позволяющих получить наиболее эффективный и устойчивый режим обогащения.

Показатель η , характеризующий точность разделения, связан с удельной производительностью отсадочной машины обратной зависимостью. Он прямо пропорционален скорости расслоения и времени пребывания материала в отсадочной машине ($\eta = k \cdot t$), а время t обратно пропорционально удельной производительности q . Практически он рассчитывается по фракционному составу продуктов отсадки.

Оценки параметров k и η на основании практических результатов обогащения углей в отсадочных машинах следующие:

η	k, c^{-1}	Результаты отсадки
> 3	$> 0,04$	Очень хорошие
$3-2,5$	$0,04-0,03$	Хорошие
$2,5-2$	$0,03-0,02$	Удовлетворительные
$2-1,5$	$0,02-0,01$	Неудовлетворительные

Гидродинамические параметры отсадки

Параметры отсадки, или факторы, влияющие на процесс разделения материала по плотности, делятся на *гидродинамические* и *технологические*. К гидродинамическим относятся параметры, обуславливающие создание колебательного режима среды и взвешивание постели. К технологическим параметрам относятся факторы, определяемые качеством и количеством обогащаемых углей, т. е. их

фракционным, гранулометрическим составами и удельными производительностями по исходному углю, отходам и промпродукту. Технологические результаты отсадки характеризуются взаимозасорением конечных продуктов обогащения, а также показателями технологической эффективности – средним вероятным отклонением E_{pm} , погрешностью разделения I или критерием качества η .

Разрыхленность постели, размах колебаний, высота подъема постели, скорости восходящего и нисходящего потоков обусловлены совместным действием гидродинамических и технологических параметров и названы выходными гидродинамическими параметрами отсадки.

Оптимальные условия для успешного разделения углей по плотности достигаются путем регулировки подачи сжатого воздуха и подрешетной воды в отсадочную машину, при этом важную роль играют исходные параметры сжатого воздуха, его давление и характер подачи в отсадочную машину, т. е. воздушный цикл пульсаций.

Из выходных гидродинамических параметров решающее значение имеет разрыхленность постели, динамическая характеристика которой зависит от совместного действия всех параметров. Разрыхленность постели служит связующим звеном между гидродинамическими и технологическими параметрами, поэтому создание оптимальной разрыхленности является основной задачей гидродинамической регулировки.

Отсадочная постель в течение каждого цикла пульсаций последовательно переходит от уплотненного состояния к разрыхленному, но так как расслоение материала производится только во взвешенной постели (причем имеет значение не только сам факт взвешивания, но и степень разрыхления в каждый момент времени), технологически важно это ее состояние.

В качестве критерия разрыхленности R принята условная величина, равная суммарной площади, образованной кривой вертикального перемещения постели в течение одного цикла отсадки, отнесенной к числу пульсаций в 1 мин. Этот показатель в первом приближении может служить критерием для сравнительной оценки различных режимов отсадки.

Воздушный цикл характеризуется длительностью впуска, выпуска и паузы между ними, давлением воздуха в воздухоборнике и частотой колебаний в единицу времени.

С увеличением длительности впуска скорость восходящего потока уменьшается, а нисходящего возрастает. Максимальный размах колебаний и критерий разрыхленности достигаются при циклах 50–0–50 или 45–10–45. Дальнейшее увеличение длительности впуска сопровождается уменьшением размаха колебаний и критерия разрыхленности. Небольшая пауза (до 10 %) не оказывает существенного влияния на выходные гидродинамические параметры, однако с ростом паузы (выше 10 %) критерий разрыхленности и размах колебаний значительно уменьшаются. С увеличением частоты пульсаций значения выходных гидродинамических параметров уменьшаются, особенно резко уменьшается подъем постели и критерий разрыхленности. В зоне малых частот пульсаций выходные гидродинамические параметры изменяются более резко, чем в зоне высоких. Иными словами, при увеличении частоты колебаний режим становится более устойчивым. При малых частотах колебаний отсадочная машина становится весьма чувствительной к изменению давления воздуха и требует более точной регулировки.

Подрешетная вода увеличивает скорость восходящего потока, т. е. повышает разрыхленность постели при восходящем ходе, уменьшает скорость нисходящего потока, т. е. снижает засасывание мелких классов под решето, уменьшает перепад гидростатического давления между рабочим и воздушным отделениями, что равносильно увеличению эффективного давления, вместе с транспортной водой перемещает верхние слои концентрата к сливному порогу. С помощью подрешетной воды компенсируется дебаланс колеблющейся массы воды при восходящем и нисходящем ходах.

Изменяя расход подрешетной воды, поддерживают оптимальную разрыхленность постели, при которой получают наилучшее разделение исходного угля. В большинстве отсадочных машин подрешетная вода подается непрерывно в течение всего цикла отсадки.

Технологические режимы отсадки

Режим отсадки угля в значительной степени определяется его крупностью, гранулометрическим и фракционным составами.

Гранулометрический состав угля оказывает существенное влияние на технологические результаты обогащения отсадкой. Значительные колебания гранулометрического состава затрудняют регулировку отсадочных машин, ухудшают показатели. С уменьшением размера частиц точность разделения угля по плотности снижается, а показатели погрешности разделения E_{pm} и I возрастают.

С уменьшением крупности частиц увеличивается их удельная поверхность, отнесенная к единице массы, и, следовательно, возрастает значение вязкостной силы, пропорциональной поверхности, и соответственно уменьшается влияние гравитационной силы, пропорциональной массе.

Эффективность разделения мелких частиц по плотности снижается, а после некоторого предела разделение становится практически невозможным. Технологическая эффективность отсадки особенно зависит от содержания в питании шлама крупностью 0–0,5 мм. Исследованиями установлена тесная связь между содержанием класса 0–0,5 мм в питании и погрешностью разделения. Для нормальной работы отсадочной машины содержание класса 0–0,5 мм не должно превышать 15 %. При этих условиях $I = 0,17–0,18$, а уже при содержании класса 0–0,5 мм до 20 % $I = 0,206–0,214$, при 30 % $I = 0,234–0,247$. Эти показатели свидетельствуют также о том, что тщательного обесшламливания перед отсадкой не требуется. Достаточно применения загрузочных обесшламливающих устройств (УЗО).

Фракционный состав. При выборе режима работы отсадочных машин необходимо учитывать фракционный состав питания и диапазон плотностей разделения.

Экспериментально установлено, что доля влияния фракционного состава на результаты работы отсадочных машин с автоматической разгрузкой составляет до 28 %. Остальная доля составляет ошибки автоматической регулировки, гранулометрический состав, зашламленность воды и др. Чтобы уменьшить влияние фракционного состава угля на результаты отсадки необходимо усреднение рядовых углей перед обогащением. Кратковременные колебания фракционного состава на процесс отсадки влияют незначительно, а если отклонения имеют устойчивый характер это сказывается на качественных показателях отсадки.

Существенное влияние на показатели работы отсадки оказывает содержание тяжелых фракций в исходном, т. к. часть породы может переходить во второе отделение машины ухудшая качество промпродукта и концентрата.

При обогащении углей определяющее значение имеет контрастность разделительных свойств, т. е. степень различия параметра, по которому производятся разделения исходного материала. Соседние элементарные слои, расположенные выше и ниже демаркационной линии, в пределах принятого шага измерений, например 100 кг/м^3 , могут иметь большой или меньший выход в зависимости от исходного угля.

Если выход соседних фракций в пределах принятого шага мал, то разница в плотностях фракций, расположенных по обе стороны демаркационной линии будет существенной – контрастной. Граница разделения будет четко выражена. Точное разделение угля по данным плотностям не будет связана с большой трудностью.

Уменьшение контрастности, т. е. если граница разделения не явно выражена, влечет за собой снижение эффективности разделения, т. к. увеличивается взаимозасоряемость фракций. В этом случае уменьшают удельную производительность.

В практике обогащения углей часто делают ошибку, когда для снижения зольности концентрата вместо регулировки режима отсадки и упорядочения удельной производительности переходят на более низкую плотность разделения без учета фракционного состава исходного угля. При этом не учитывают, что снижение плотности разделения при выделении концентрата, как правило, переводит разделение в более трудную область (менее контрастную), поскольку выход фракций в пределах шага 100 кг/м^3 в этом диапазоне фракционного состава обычно высокий. Это приводит к снижению точности разделения.

Удельная производительность. Режим работы отсадочной машины в значительной степени зависит от удельной производительности поступающего на обогащение угля. Между количественными и качественными показателями существует такая связь. С увеличением производительности возрастает скорость продвижения материала, следовательно уменьшается время отсадки. Чем меньше время отсадки тем менее точно произойдет расслоение его по плотности (среднее время пребывания в отсадочной машине 50–

180 с). Удельная производительность действующих отсадочных машин колеблется от 5 до 30 т/(ч·м²).

Таблица 4.2.1

Рекомендуемые удельные производительности
при обогащении каменных углей, т/(ч·м²)

Класс, мм	Легкая обогатимость	Средняя обогатимость	Трудная обогатимость	Содержание породных фракций, %
0,5–13	12–15	8–12	7–10	Не более 50
> 13	13–18	10–13	8–12	Не более 60

Режимы работы отсадочных машин

Режим отсадки определяется сочетанием различных гидродинамических параметров и условиями разгрузки тяжелых продуктов, которые целенаправленно изменяются для получения заданных результатов обогащения. Качественные показатели исходного угля практически не поддаются оперативному управлению, но их следует учитывать при выборе режима отсадки. Удельную производительность отсадочной машины можно только с известным ограничением отнести к управляемым факторам, так как изменение ее ограничено сравнительно узкими пределами, поскольку производительность фабрики в целом, в том числе и производительность отделения отсадки, жестко регламентированы производственным планом.

Выбор оптимального режима отсадки в итоге определяется сочетанием трех основных показателей: качества концентрата, величины потерь и удельной производительности. Улучшение одного из этих показателей в большинстве случаев сопряжено с ухудшением двух остальных. Поэтому режим отсадки должен отвечать условию, при котором все три показателя будут находиться в реально возможной области и соответствовать максимальной технико-экономической эффективности обогащения.

Режим отсадки при обогащении углей направлен на соблюдение принятых плотностей разделения и технически обоснованных норм допустимого взаимозасорения конечных продуктов отсадки при обеспечении заданной производительности отсадочных машин.

Для каждой обогатительной фабрики нормы взаимозасорения продуктов отсадки уточняются в зависимости от обогатимости ис-

ходного угля, принятой технологической схемы отсадки, технического совершенства отсадочных машин, их удельной производительности и других факторов, оказывающих влияние на эффективность обогащения.

В соответствии с принятыми нормами взаимозасорения подбирается режим отсадки, обеспечивающий получение конечных продуктов заданного качества.

Параметры режима отсадки делятся на две группы: нерегулируемые и оперативно регулируемые. К нерегулируемым относятся такие параметры, которые при обычной работе отсадочных машин остаются постоянными и могут изменяться только при существенном изменении сырьевой базы или других важных технологических факторов (шкала классификации исходного угля, схема отсадки и пр.). К нерегулируемым параметрам относятся также давление воздуха в ресивере, которое определяется типом установленной воздуходувки и средним расходом воздуха; частота и воздушный цикл пульсаций (эти параметры определяются конструкцией воздушного привода). Если конструкцией привода предусмотрена возможность их изменения, то частота пульсаций и воздушный цикл выбираются при пуске и наладке отсадочной машины и в процессе работы оперативно не изменяются. С применением клапанных пульсаторов, позволяющих без остановки отсадочной машины изменять частоту и воздушный цикл пульсаций, указанные параметры становятся оперативно регулируемыми, и данный канал управления используется для создания и поддержания оптимального режима отсадки.

К оперативно регулируемым параметрам относятся: расход воздуха, расход подрешетной воды, высота породной и промпродуктовой постели.

Разгрузка тяжелых продуктов и поддержание оптимальной высоты постели производятся автоматически и оперативная регулировка чаще всего сводится к изменению массы поплавка или к изменению положения задатчика в соответствии с требуемой высотой уплотненного слоя постели. Изменением указанных параметров поддерживается оптимальная разрыхленность отсадочной постели с таким расчетом, чтобы взаимозасоренность продуктов отсадки соответствовала установленным нормам.

Режим отсадки при обогащении антрацитов имеет особенности по сравнению с обогащением каменных углей. Органическая часть антрацитов обладает более высокой плотностью, тогда как плотность сопутствующих пород примерно такая же, как и в рядовых углях. Контрастность разделительного признака при обогащении антрацитов несколько ниже, чем при обогащении каменных углей, что требует более тщательного подбора режима отсадки и большего внимания при регулировке отсадочных машин. Плотность разделения при обогащении антрацитов составляет 1700–1800 кг/м³ при отделении концентрата и 2000–2200 кг/м³ при отделении породы. Для эффективного расслоения постели при таких разделительных плотностях требуется более высокое давление и больший расход воздуха, чем при обогащении углей. Повышение указанных параметров особенно необходимо при обогащении крупных и средних сортов антрацитов. В этом случае размах колебаний достигает 200 мм. Создание необходимого режима пульсаций требует повышенного давления и увеличенного расхода сжатого воздуха. Для соблюдения этих условий при обогащении антрацитов применяются турбовоздуходувки с избыточным давлением 0,04–0,06 МПа.

Особенность отсадки антрацитов заключается также в том, что схемой, как правило, не предусматривается выделение конечного промпродукта и разделение производится только на концентрат и отходы, причем, средние фракции плотностью до 2000–2100 кг/м³ извлекаются в концентрат. Тяжелый продукт второй ступени отсадочной машины обычно возвращается в загрузочное устройство машины.

Так как средние фракции должны быть выделены в концентрат, то режим работы обеих ступеней отсадочной машины отрегулирован на выделение породных фракций. В первой ступени выделяется максимально возможное содержание поступающей с исходным материалом породы, во второй – оставшаяся порода в смеси с небольшим содержанием наиболее тяжелых средних фракций.

Отсадочные машины

Современные обогатительные фабрики оснащены в основном беспоршневыми отсадочными машинами, у которых процесс отсадки идет за счет создания колебательного движения постели сжатым воздухом в водной среде. Выпускаются отсадочные машины с пло-

щадью отсадки от 8 до 24 м² и больше, состоящие из отдельных унифицированных секций. Это позволяет упростить процесс их изготовления, монтаж и эксплуатацию. Новые *отсадочные машины серии МО* комплектуются вместе со специальными загрузочными устройствами, автоматическими устройствами для разгрузки тяжелых продуктов, обезвоживающими элеваторами, а иногда – воздуходувками.

В настоящее время на обогатительных фабриках применяются отсадочные машины с подрешетным расположением воздушных камер. В указанных машинах воздушные камеры дуговой формы находятся под решетом, занимая пространство по всей ширине корпуса. Это позволяет создать равномерную пульсацию воды и воздуха на всей площади машины, уменьшить ее габаритные размеры и массу.

Отсадочная машина МО-312 (рис. 4.2.1) выполнена из трех унифицированных отделений. Корпус (1) каждого отделения состоит из двух секций с водовоздушными камерами (4). В конце корпуса каждого отделения имеется разгрузочная камера со специальными шиберами, которыми регулируются ширина разгрузочной щели и высота порога перед последующим отделением. Внизу камеры находится разгрузочная воронка (2) с разгрузочным устройством, состоящего из вращающегося ротора и качающихся колосников, исполняющих роль предохранителя от попадания в ротор крупных кусков отходов и других предметов. К разгрузочным воронкам подсоединяются элеваторы (на рисунке не показаны), выгружающие и обезвоживающие породные и промпродуктовые фракции, плотность выгружаемых фракций снижается от первого отделения к третьему.

На воздушных камерах установлены шесть клапанных пульсаторов (5). Загрузка осуществляется через загрузочное устройство, обеспечивающее равномерную подачу материала по ширине отсадочного отделения, а также предварительный сброс избытка транспортной воды и вывод шлама крупностью < 0,5 мм.

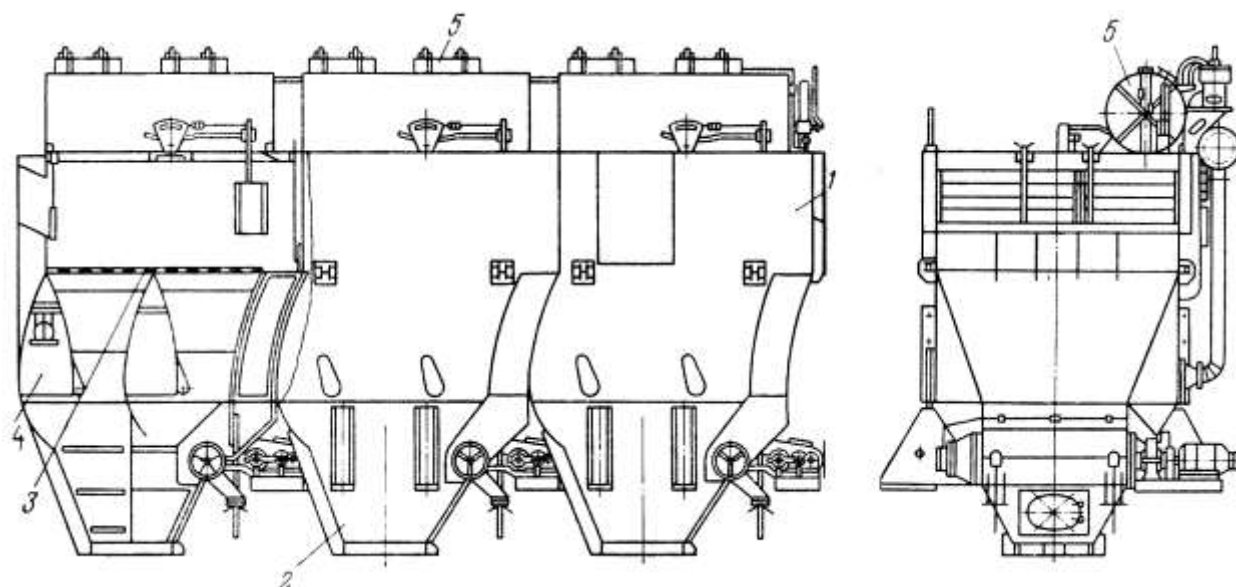


Рис. 4.2.1. Отсадочная машина серии МО

Пульсация воздуха в отсадочных машинах создается клапанными пульсаторами (рис. 4.2.2) с электропневматической системой управления режима пульсаций, осуществляемого блоком вынужденных колебаний и электропневматическим клапаном.

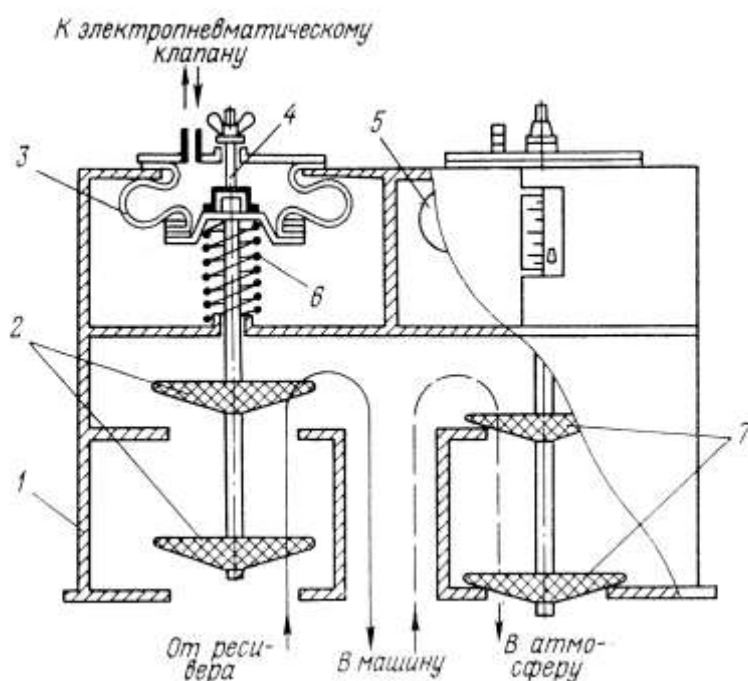


Рис. 4.2.2. Клапанный пульсатор: 1 – корпус; 2 – впускной клапан; 3, 5 – пневмобаллоны; 4 – шток; 6 – пружина; 7 – выпускной клапан

Для автоматического регулирования уровня постели и разгрузки тяжелых продуктов отсадки установлены автоматические ре-

гуляторы уровня постели (АРУ). Принцип действия АРУ: при изменении уровня постели от заданного значения чувствительный датчик-поплавок, перемещаясь относительно своего первоначального положения, через систему бесконтактных преобразователей передает сигнал автоматическому регулятору, который устанавливает новую частоту вращения вала двигателя привода разгрузчика. В результате изменяется скорость разгрузки тяжелой фракции в требуемую сторону, и постель приобретает заданную толщину. Технические характеристики ОМ приведены в табл. 4.2.2.

Таблица 4.2.2

Технические характеристики МО

Показатели	МО-312	МО-318	МО-424
Производительность, т/ч	120–320	180–500	240–650
Крупность обогащаемого угля, мм	0,5–150	0,5–150	13–150
Число секций	6	6	6
Ширина отсадочного отделения, мм	2000	3000	4000
Площадь отсадки, м ²	12	18	24
Габаритные размеры, мм:			
длина	4975	7300	7300
ширина	4100	4100	5195
высота	4550	4550	4900
Мощность электродвигателя, кВт	1,6	1,6	1,6
Масса, кг	22900	27900	36380

Эффективность работы отсадочных машин во многом определяется характеристикой угля, загрязненностью циркуляционной воды и установленными параметрами режима отсадки.

Отсадочная машина БАТАС (рис. 4.2.3 и 4.2.4). Обогащения угля в отсадочной машине БАТАК осуществляется за счет пульсаций воды с помощью клапана, контролирующего давление воздуха на воду из воздушных камер, расположенных под отсадочной постелью поперек потока материала. Это позволяет воздуху равномерно распределяться поперек ширины отсадочной машины. Здесь нет боковых воздушных камер, а пульсирование воды происходит за счет действия сжатого воздуха (рабочего воздуха), который посредством управляемых с помощью электропневматики поворотных заслонок доставляется в воздушные камеры, установленные под по-

стелью отсадочной машины поперечно к направлению подачи материала, и вытесняет воду.

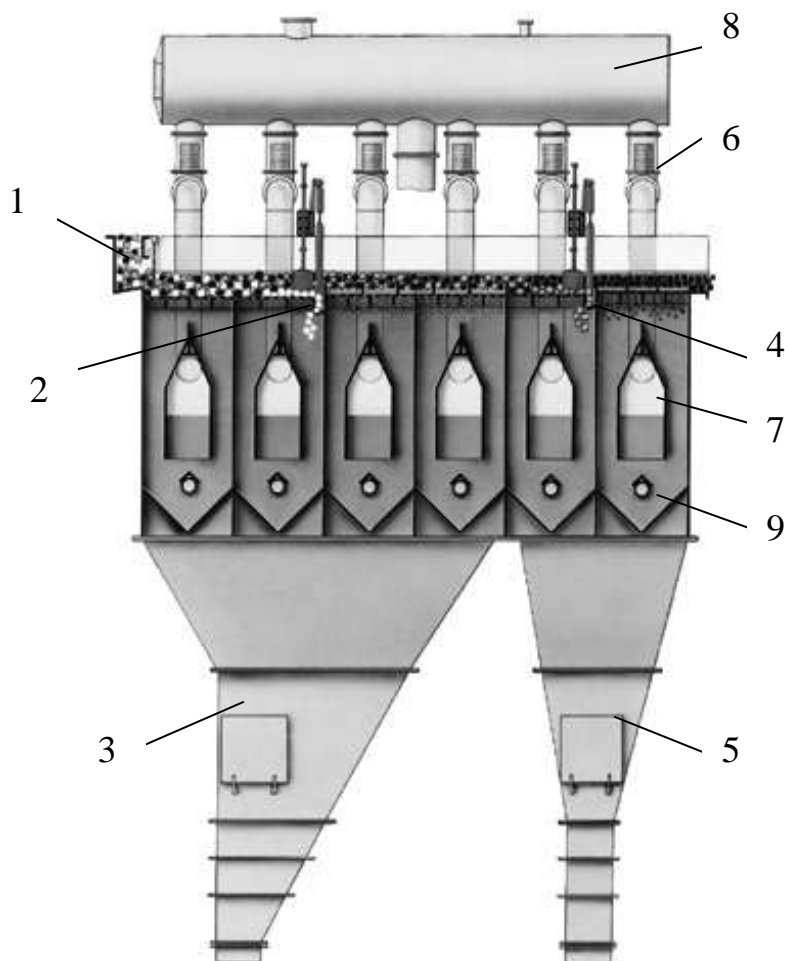


Рис. 4.2.3. Средне- и мелкофракционная отсадочная машина для обогащения угля: 1 – загрузка питания; 2, 4 – шибер породы и промпродукта; 3, 5 – воронка для сброса породы и промпродукта; 6 – поворотные заслонки; 7 – подача рабочего воздуха в ОМ; 8 – котёл рабочего воздуха; 9 – подача подрешётной воды

Такое расположение воздушных камер делает возможной большую ширину отсадочной машины, а значит высокую пропускную способность, кроме того, позволяет добиться равномерного движения воды по всей ширине машины и, следовательно, оптимальных характеристик конечного продукта, что обеспечивает высокую эффективность разделения.

Высота слоя постели измеряется соответствующими установленными на необходимый уровень плотностями поплавками измерительного устройства датчика перемещений.

Каждый поплавок, связанный с электронным устройством измерения и регулирования и гидравликой, управляет разгрузочной заслонкой, через которую тяжелый материал отводится в разгрузочных ящиках и под силой тяжести в зависимости от исполнения поступает к одному или двум ковшовым элеваторам.

Материал, полученный при отсадке, который уже прошел через ячейки постели отсадочной машины, поступает через прорези в отсадочном барабане в ковшовые элеваторы для обезвоживания.

Очищенный легкий материал всплывает в конце отсадочной машины и отводится через обезвоживающее решето.

Отсадочная машина БАТАК состоит из двух или более частей, каждая из которых сделана из двух или более секций для производства породы, промпродукта и концентрата.

Технические характеристики отсадочной машины *ВАТАС* приведены в табл. 4.2.3.

Таблица 4.2.3

Техническая характеристика отсадочной машины БАТАК

Параметры	Крупно-фракционная	Средне- и мелкофракционная
Производительность, т/ч	800	165
Габаритные размеры, мм	7000×7300×8500	6725×2000×9860
Ширина отсадочного отделения, мм	7000	2000
Площадь отсадки, м ²	35	12
Число отсадочных камер	5	6
Длина отсадочного отделения,	5000	6000
Крупность обогащаемого угля	0–50(100)	0,5–13

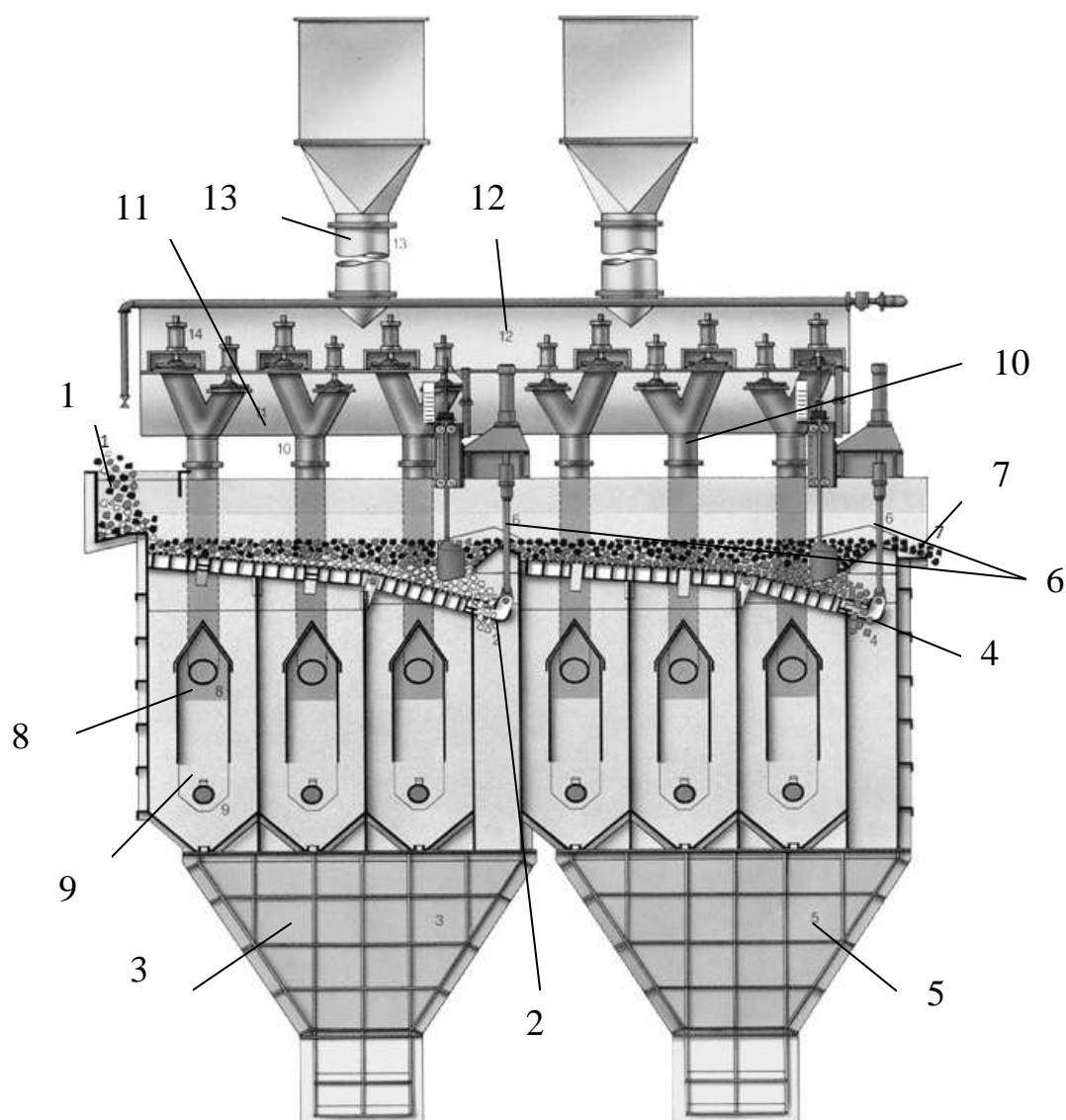


Рис. 4.2.4. Крупнофракционная отсадочная машина: 1 – загрузка; 2 – выпуск породы; 3 – воронка для сбора породы; 4 – выпуск промежуточного материала; 5 – воронка для сбора промежуточного материала; 6 – выпускные устройства; 7 – выпуск угля; 8 – воздушные камеры; 9 – подача воды; 10 – воздухораспределительные трубы; 11 – воздухораспределительная камера; 12 – камера для сборки отводимого воздуха; 13 – воздухоотводные трубы с глушителями; 14 – регулирующий вентиль (клапана)

Схемы отсадки

Результаты обогащения в отсадочных машинах в большой степени зависят от принятой схемы и режима эксплуатации всего отделения отсадки.

При раздельном обогащении в отсадочных машинах коксующихся углей наиболее типичной является схема с контрольной отсадкой и дроблением крупных сростков (рис. 4.2.5).

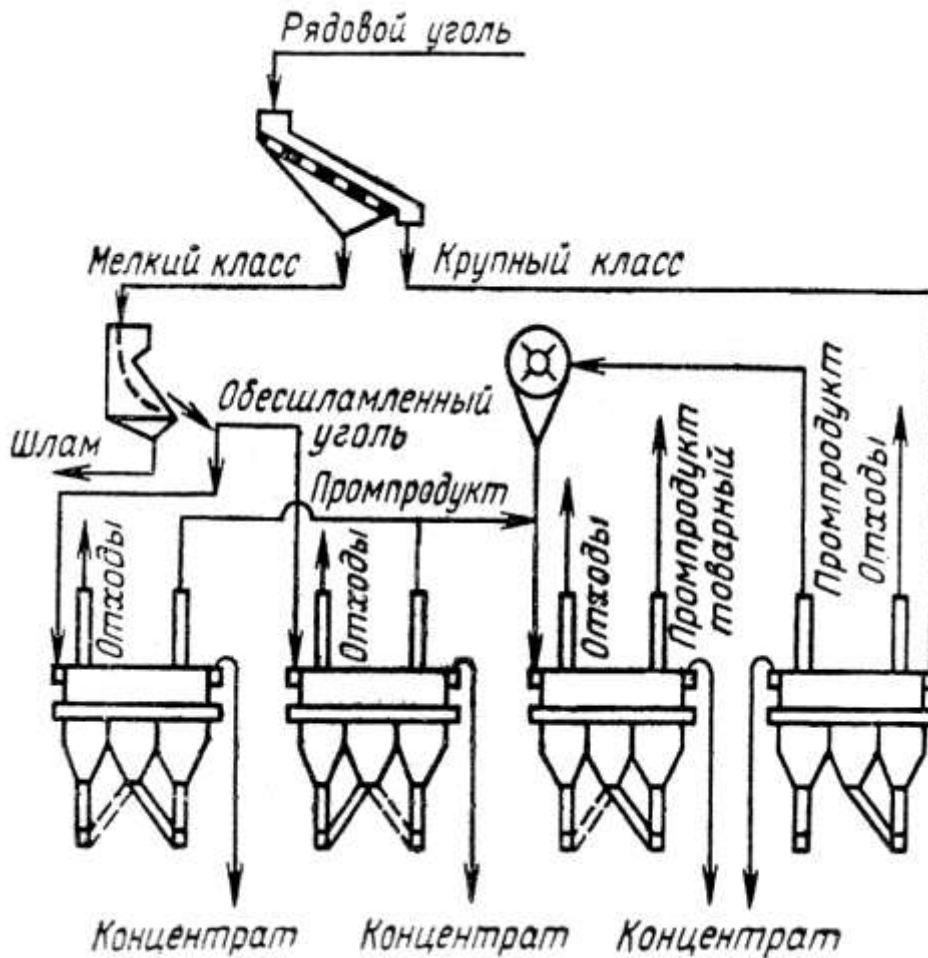


Рис. 4.2.5. Схема отсадки коксующихся углей

Машины, как правило, устанавливаются на одном перекрытии. Исходный уголь подается с помощью гидротранспорта по желобам в основные отсадочные машины, а перемывочный продукт – в контрольную. На многих фабриках эта стандартная схема в процессе эксплуатации видоизменялась в зависимости от качества исходного угля, требований, предъявляемых к качеству конечных продуктов, и ряда других технико-экономических соображений.

Наиболее существенные изменения схемы следующие:

- тяжелый продукт второй ступени отсадочной машины крупного угля перед поступлением в дробилку классифицируется на

колосниковой решетке с щелью 25 (30) мм. Надрешетный продукт направляется на дробление, а подрешетный возвращается в отсадочную машину крупного угля. Эта схема обусловлена малым содержанием сростков в классе < 25 (30) мм и стремлением уменьшить шламообразование при дроблении перемывочного продукта;

- перемывочный продукт после дробления в молотковой дробилке классифицируется на грохоте с отверстиями сита 13 мм. Подрешетный продукт направляется в контрольную машину, а надрешетный возвращается для додрабливания. Такое изменение схемы вызвано главным образом тем, что в молотковой дробилке трудно достичь заданного измельчения, т. е. отсутствия в дробленном продукте кусков > 13 мм, без излишнего переизмельчения. Поступление на контрольную машину хотя бы небольшого содержания кусков > 13 мм значительно затрудняет ее эксплуатацию, особенно если машина работает с искусственной постелью;

- последовательное направление перемывочного продукта с первой отсадочной машины мелкого угля на вторую, а затем на контрольную. Эта схема позволяет сократить выход промежуточного продукта при среднем содержании (7–10 %) промежуточных фракций в исходном угле. Схема может быть реализована только при наличии резерва в производительности отсадочных машин для мелкого класса;

- направление части (обычно половины) промежуточного продукта контрольной отсадочной машины в виде циркулирующей нагрузки на контрольную машину или на одну из отсадочных машин для мелкого угля. Такая схема приемлема, если требуется уменьшить выход промежуточного продукта при сравнительно малом содержании (4–7 %) промежуточных фракций в исходном угле;

- полное замыкание промежуточного продукта контрольной отсадочной машины, а в некоторых случаях и перемывочного продукта основных машин в виде циркулирующих нагрузок. Схема применяется, если возникает необходимость в полном прекращении выпуска товарного промпродукта.

На фабриках, обогащающих антрациты или энергетические угли, где промежуточный продукт не выделяется и контрольные отсадочные машины отсутствуют, в обеих ступенях отсадочной ма-

шины выделяются отходы). Иногда тяжелый продукт второй ступени замыкается в виде циркулирующей нагрузки.

Схема отсадки упрощается, если применяются отсадочные машины, выделяющие три готовых продукта. При этом контрольная отсадочная машина не предусматривается, и конечный промежуточный продукт получается на основных машинах. Иногда для улучшения фракционного состава промпродукта используется одна из отсадочных машин, на которую, кроме основной нагрузки, подается промежуточный продукт с остальных машин.

4.3. Обогащение в винтовых сепараторах

Обогащение угольных шламов в сепараторах с винтовыми желобами. Рабочим элементом сепаратора является винтовой желоб (рис. 4.3.1), который укреплен в металлическом каркасе. В сепараторе, как правило, два-три желоба, в некоторых конструкциях – пять, в одном желобе – не более пяти витков.

В поперечном сечении желоб имеет овальную форму в виде горизонтального эллипса. Внешний борт его расположен выше внутреннего, а верхняя кромка завернута к оси сепаратора, что предотвращает переливание пульпы. Отходы и промпродукт выводятся из процесса с помощью отсекателей, устанавливаемых на дне желоба. Исходный обогащаемый продукт после гидравлической классификации в гидроциклонах поступает на верхний виток желоба, двигаясь по которому он описывает несколько полных оборотов. Для улучшения разделения угля на внутренний борт желоба сепаратора подается вода в нескольких точках.

Принцип обогащения на винтовых сепараторах заключается в взаимодействии сил, возникающих при прохождении пульпы по днищу винтового желоба. На частицы обогащаемого угля, движущиеся в виде двухфазной смеси, одновременно действуют силы тяжести и трения, центробежная и гидродинамические силы потока. В результате сочетания этих сил частицы твердого перемещаются не только по винтовой линии, но и циркулируют перпендикулярно потоку с различными скоростями, благодаря чему и достигается возможность разделения обогащаемого материала по плотности, крупности и форме.

При этом более плотные частицы располагаются в нижних, а менее плотные – в верхних слоях потока. Тяжелые частицы (зерна породы), находящиеся в нижних слоях потока непосредственно на поверхности желоба, испытывают большое влияние сил трения. Путем подбора угла наклона для днища желоба и радиуса закругления его витков создаются условия, при которых более плотные частицы сползают в сторону внутреннего борта. Тогда равнодействующая сил тяжести и центробежной, действующих на породные частицы, направлена в сторону внутреннего борта. В то же время легкие угольные частицы подвергаются более сильному воздействию гидродинамической силы потока и равнодействующая указанных сил на эти частицы направлена в сторону внешнего борта (рис. 4.3.2).

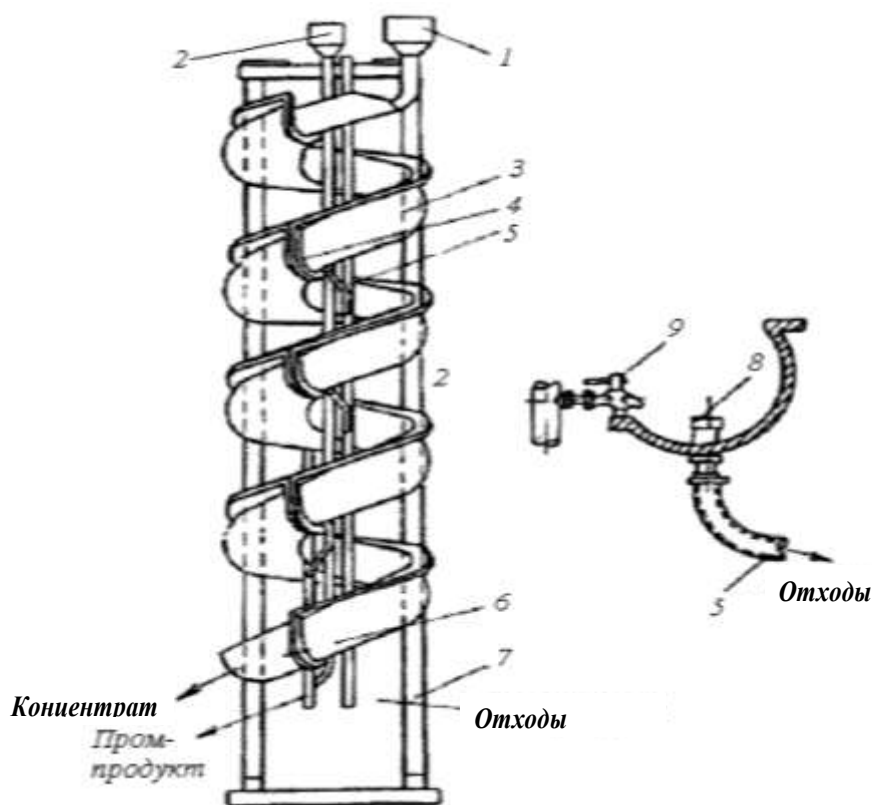


Рис. 4.3.1. Винтовой сепаратор с эллипсовидным желобом:
 1 – лоток загрузочный; 2 – трубопровод для смывной воды;
 3 – винтовой желоб; 4 – фланец витка желоба; 5 – шланг отсека-
 теля; 6 – лоток разгрузочный; 7 – каркас; 8 – отсекатель; 9 – кран
 для смывной воды

В зависимости от плотности, размеров частиц и формы, а также от трения различных минералов о поверхность желоба каждая частица приобретает определенную тангенциальную скорость уже в конце первого или в начале второго витка. При обогащении угля основная масса породных зерен, выпадая из потока пульпы после поступления ее на верхний виток желоба, начинает двигаться вниз отдельной полосой параллельно внутреннему борту примерно на постоянном расстоянии от вертикальной оси. Зерна породы, не успевшие выделиться из потока на первом витке, выпадают в придонный слой на последующих витках и сползают в сторону внутреннего борта. Концентратные фракции угля с основной массой воды располагаются в общем потоке ближе к внешнему борту желоба и движутся вниз отдельно от промпродуктовых и породных фракций. Угольные частицы разгружаются в концентратный желоб, а промпродуктовые частицы и тяжелые минералы – отходы, выводятся при помощи отсекателей в предназначенные для них желоба.

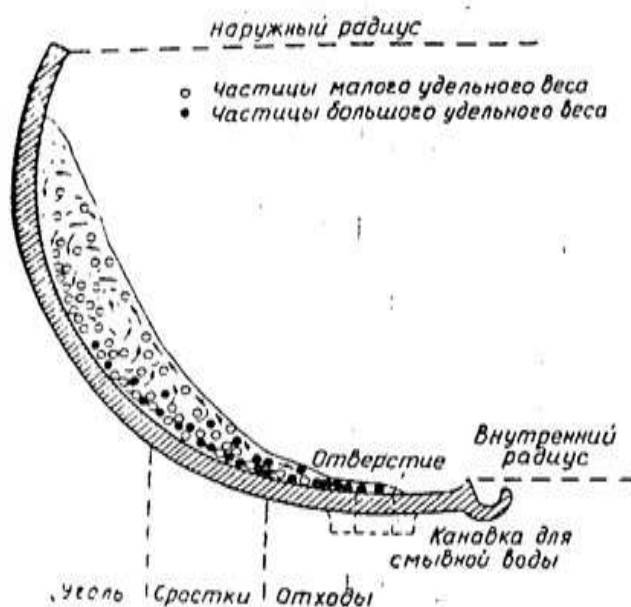


Рис. 4.3.2. Слои потока пульпы

Практикой определен нижний предел крупности эффективно обогащаемого шлама 0,2 мм, для успешной работы сепараторов необходимо эффективное обесшламливание исходного материала на ситах и в гидроциклонах диаметром 350–630 мм.

Обогащение угольных шламов на винтовых шлюзах. Опыт обогащения угольных шламов на винтовых сепараторах показывает,

что для частиц крупностью $< 0,2$ мм нужно снижать высоту центров расположения их в потоке, что может быть выполнено за счет уменьшения толщины потока. Один из способов простейшей реализации этого требования – применение сепараторов с более пологим и даже плоским профилем поперечного сечения, что реализовано в конструкциях винтовых шлюзов.

Технические характеристики винтовых сепараторов приведены в таблице 4.3.1.

Таблица 4.3.1

Технические характеристики винтовых сепараторов

Параметры	LD 4	LD 7	KREBS	Мультиотек	
Производительность одного блока, т/ч	12–15	45–80	9	54	35–60
Количество спиралей в блоке, шт.	3	6	3	6	6
Количество заходов спирали, шт.	3	3	3	3	18
Габаритные размеры блока, мм					
– длина	3390	3310	3264	3390	
– ширина	2050	2150	2200	2056	
– высота	2460	4640	3541	2460	
Масса блока, т	2,1	2,1	2,0	2,0	2,0
Содержание твердого в питании, кг/м ³	270–500	340–420	270–400	300–400	300–350
Крупность шлама, поступающего на сепарацию, мм	0,2–1,6	0,1–3	0,2–1 (2)	0,2–3	0,1–1

Результаты обогащения угольных шламов на винтовых сепараторах и шлюзах свидетельствуют, что обогащение на чрезвычайно простых аппаратах с винтовой рабочей поверхностью позволяет значительно улучшить технологические показатели работы фабрики за счет снижения зольности выпускаемой продукции или дополнительного получения продуктов обогащения из мелкозернистых отходов.

Разработаны новые шлюзовые винтовые сепараторы ШВМЗ-1250 и ШВЗ-1500П (рис. 4.3.3).

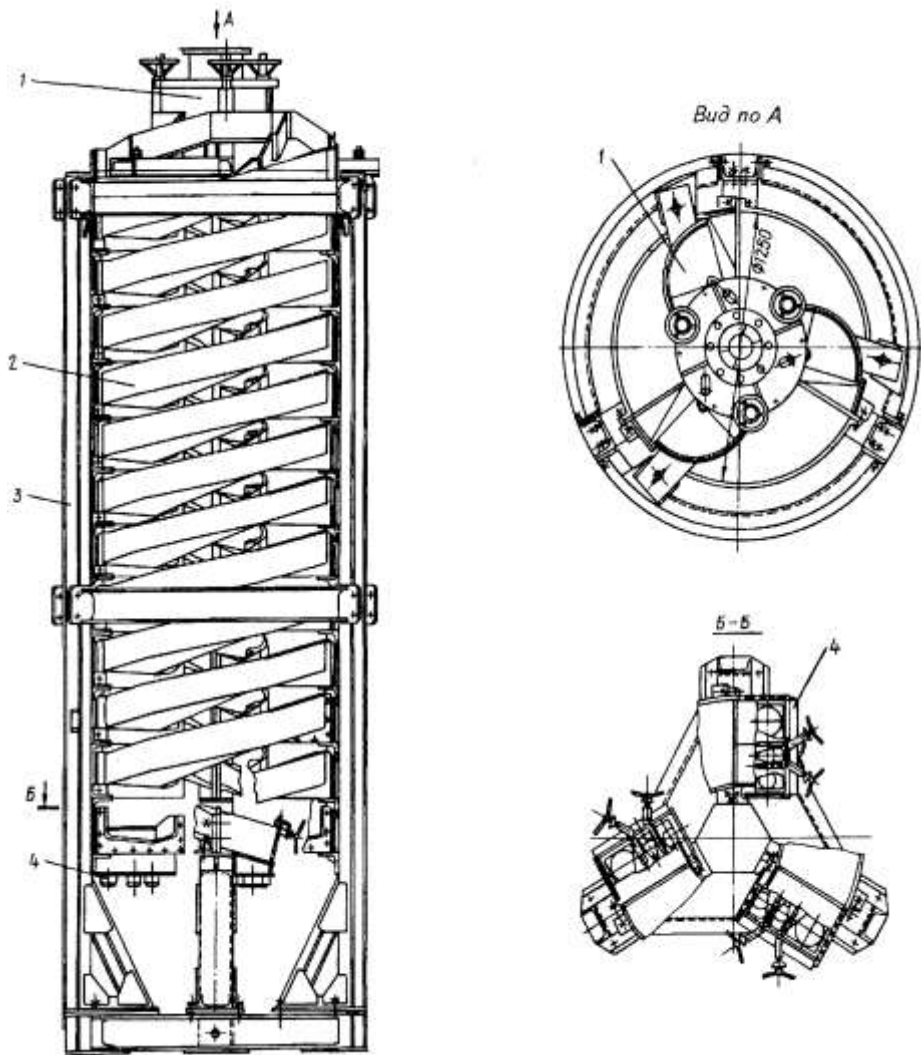


Рис. 4.3.3. Винтовой шлюз ШВМЗ-1250: 1– пульпоприемник; 2 – винтовые желоба шлюза; 3 – рама; 4 – делитель продуктов

4.4. Обогащение противоточной сепарацией

Противоточные сепараторы могут применяться для обогащения энергетических углей, антрацитов, удаления породы из горной массы на шахтах и разрезах.

Основное оборудование для противоточной сепарации – сепараторы типа СШ, СВШ и крутонаклонные КНС (рис. 4.4.1).

Принцип обогащения угля в противоточных сепараторах заключается в разделении материала на легкую и тяжелую фракции под действием системы силовых полей, направленных под углом друг к другу. Поле силы тяжести и гидродинамическое воздействие потока разделительной среды обеспечивают не только их расслоение, но и направленное транспортирование продуктов обогащения.

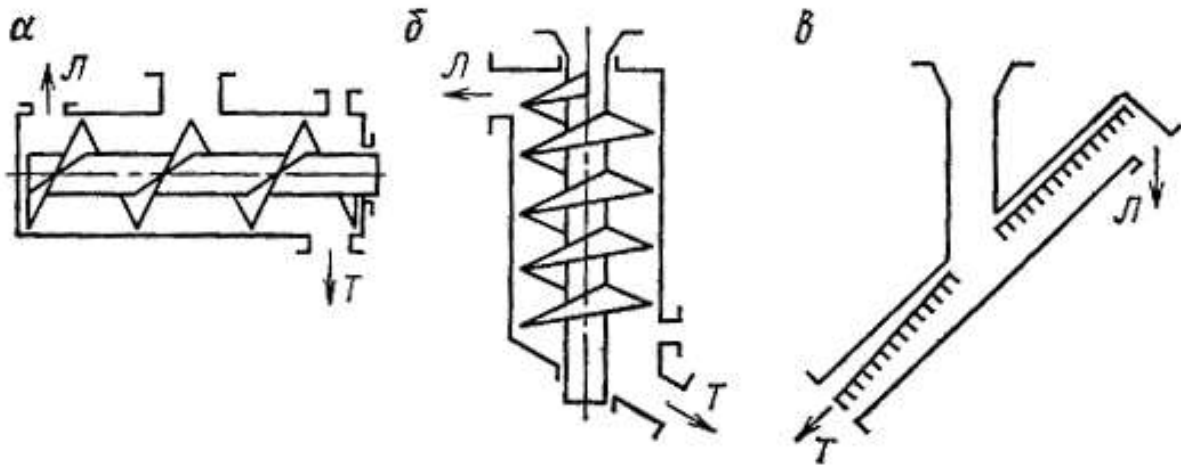


Рис. 4.4.1. Принципиальные схемы противоточных сепараторов: *a* – горизонтальный шнековый типа СШ; *б* – вертикальный шнековый типа СВШ; *в* – крутонаклонный типа КНС (*Л* – легкие фракции; *Т* – тяжелые фракции)

Шнековые и крутонаклонные сепараторы отличаются друг от друга воздействием потока среды на обогащаемый материал, методами транспортирования продуктов обогащения и способами регулирования рабочего режима.

Получаемые продукты обогащения в рабочей зоне сепараторов движутся в противоположных направлениях: легкие фракции – по движению потока разделительной среды, тяжелые – навстречу им.

В горизонтальном шнековом сепараторе типа СШ исходный уголь поступает в сепаратор через центральную часть цилиндрического корпуса, снабженного шнеком. Поток разделительной среды подается в сепаратор навстречу движению шнека и транспортирует легкие фракции к месту их разгрузки. Тяжелые частицы навстречу потоку транспортируются шнеком.

В горизонтальных сепараторах шнек используют не только как транспортный орган, но и как устройство, способствующее разделению материала. Его вращение обеспечивает необходимый массообмен между двумя потоками, своевременное удаление тяжелых фракций, поддержание равномерного распределения материала и ликвидацию «застойных зон». Вращение шнека перераспределяет профиль скоростей водного потока и образует два коаксиальных слоя, движущихся навстречу друг другу. Создание коаксиальных

слоев – одно из основных гидродинамических условий противоточного разделения материала по плотности.

Вертикальный шнековый сепаратор типа СВШ устроен иначе. У него другая форма шнека, и загрузка осуществляется через полый вал, но принцип работы по существу тот же, что и в горизонтальном шнековом сепараторе. Легкие фракции транспортируются спиральным восходящим потоком разделительной среды, образованным шнеком и цилиндрическим корпусом, а тяжелые фракции под действием центробежной и гравитационной сил движутся по наклонной спирали шнека вниз. Основные параметры регулирования разделения в сепараторах типа СШ и СВШ – расход воды и частота вращения шнека.

В промышленности могут получить распространение модернизированные сепараторы типа СШ-15П (производительность до 200 т/ч) и СВШ-15М (производительность до 150 т/ч), которые рекомендовано применять при обогащении угля крупностью 6–25; 13–80 и 13–100 мм марок А, Д, К и Г. Показатели работы этих сепараторов характеризуются следующими данными: потери концентратных фракций с породой составляют от 1,5 до 4 %, а засорение концентрата породными фракциями – от 2 до 6 %.

Крутонаклонный сепаратор (рис. 4.4.2) представляет собой короб 3 прямоугольного сечения, наклоненный под углом 46–54° к горизонту. В средней части корпуса имеется загрузочный желоб 5 для подачи в аппарат исходного угля. На верхней крышке каждого из отделений сепаратора укреплены винтовые регуляторы 4, поддерживающие внутри рабочего канала две специальные деки 2, снабженные зигзагообразными поперечными перегородками. Верхняя крышка сепаратора крепится к корпусу на фланцах. Герметичность крепления достигается установкой резиновых прокладок. Деки, фиксируемые винтовыми регуляторами, обеспечивают необходимое сечение канала в породном (нижнем) и концентратном (верхнем) отделениях сепаратора. Кроме того, перегородки на деках увеличивают сопротивление потоку в верхней части канала и создают в нем переменное по длине и ширине поле скоростей потока, что обеспечивает наиболее благоприятные условия для разделения угля и породы в рабочей зоне.

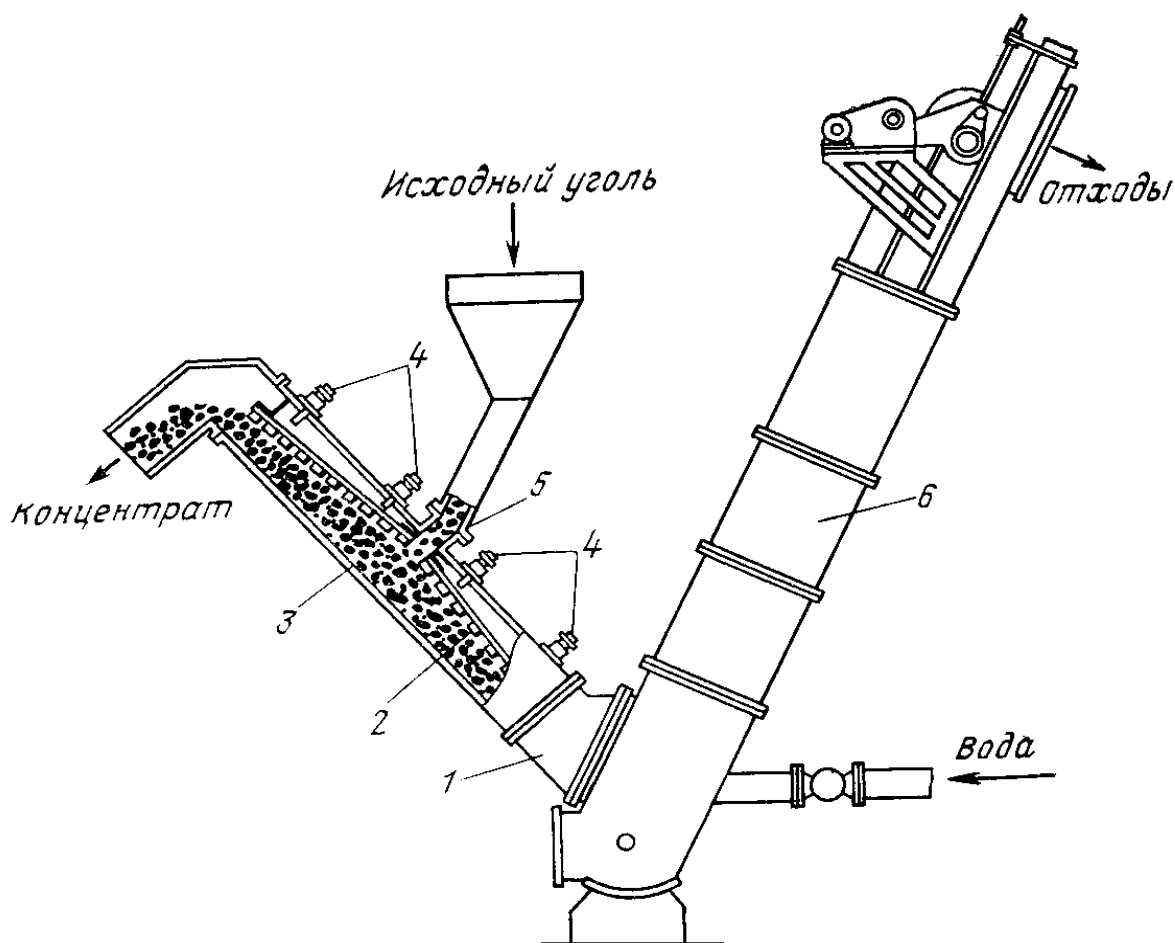


Рис. 4.4.2. Крутонаклонный сепаратор КНС

Деки соединены с крышкой сепаратора резиновыми манжетами, препятствующими попаданию крупных частиц исходного материала и направленного потока разделительной среды в нерабочее пространство между деками и крышкой.

Соответствующий выбор регулировочных параметров позволяет иметь рабочие скорости в сепараторе 0,5–0,7 м/с для крупных классов и 0,2–0,3 м/с – для мелких классов.

Нижняя часть сепаратора с помощью фланца и переходного желоба соединяется с обезвоживающим элеватором 6 для удаления отходов, а верхняя часть заканчивается желобом для разгрузки концентрата.

Материал, подлежащий обогащению, непрерывно подается по загрузочной точке в центральную часть канала сепаратора. Одновременно в его нижнюю часть через башмак элеватора поступает с

заданной скоростью вода. Тяжелые фракции выпадают в придонный слой, движущийся навстречу потоку воды. Легкие фракции выносятся потоком вверх через сливной порог сепаратора. При нормальном течении процесса и непрерывной подаче исходного материала в сепараторе существуют два потока материала: нисходящий и восходящий, занимающие определенную площадь сечения наклонного канала.

Зоны перегородок, являющиеся участками локального увеличения скорости потока, вместе с тем представляют собой многократно повторяющиеся участки повышенного разрыхления материала. Нисходящий поток материала, несущий тяжелые частицы, периодически разрыхляется и уплотняется, выделяя легкие частицы в зону восходящего потока. Таким образом, по всей длине рабочего канала сепаратора осуществляется противоточный процесс с разделением частиц преимущественно по плотности. Оптимальные режимы сепарации имеют место при эквивалентности гидравлического сопротивления в зоне осаждения тяжелых частиц перепаду давления в зоне перегородок.

Эффективность процесса разделения в сепараторе КНС зависит от ряда постоянных и переменных параметров.

К постоянным параметрам относятся угол наклона корпуса аппарата (выбирается перед монтажом) и положение подвижных дек (подбирается в период настройки режима работы сепаратора). Переменным (оперативным) параметром является расход воды, подаваемой в воронку с исходным материалом и поступающей в башмак элеватора.

Угол наклона корпуса сепаратора определяет степень разрыхления материала в рабочей зоне. При обогащении крупных классов и углей, классифицированных по узкой шкале, угол наклона должен быть больше, чем при обогащении неклассифицированных и необесшламленных углей.

Положение подвижных дек определяет проходное сечение рабочего канала в концентратной и породной частях сепаратора. От их положения зависят пропускная способность (производительность) аппарата, качественные показатели процесса разделения, а также относительный расход воды на переработку исходного материала при оптимальной нагрузке.

Крутонаклонные сепараторы КНС применяются для обога-

щения разубоженных углей, крупнозернистых шламов и механизации выборки породы крупностью до 150 мм. Например, при обогащении разубоженных углей Кузбасса при зольности исходного 32–55 % получен концентрат зольностью 10–15 % и отходы зольностью 71–82 %. При обогащении горной массы шахт Донбасса (механизованная выборка породы) получают кусковые отходы (крупностью более 13 мм) зольностью до 85 %.

4.5. Обогащение шламов с применением гидросайзеров

В конце XX века в практике углеобогащения получили распространение аппараты для обогащения зернистых шламов, где разделение исходного материала по плотности и крупности осуществляется восходящим потоком воды в стесненных условиях.

Типичным примером таких аппаратов являются гидросайзеры «Stokes» и «Floatex».

В аппаратах реализуется принцип стесненного осаждения в восходящем потоке воды, создаваемом в рабочей камере. Гидросайзер «Floatex» (рис. 4.5.1) отличается тем, что восходящий поток воды создается системой трубок, установленных на определенном расстоянии друг от друга.

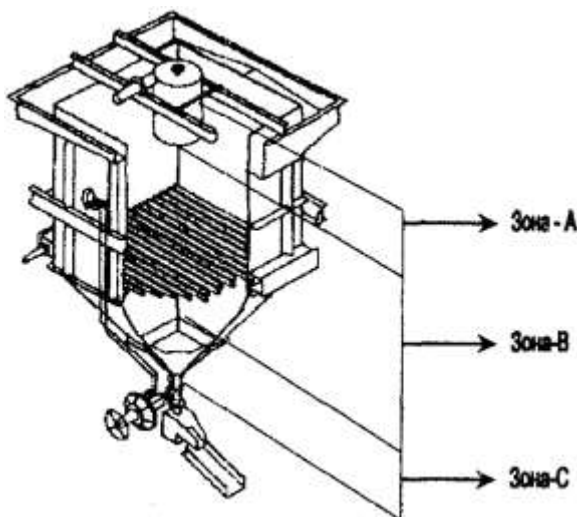


Рис. 4.5.1 Схема рабочей камеры сепаратора «Floatex»

По вертикали рабочую камеру аппарата условно можно разделить на три зоны: *A* – верхнюю, расположенную выше подачи, *B* – среднюю, занимающую промежуточное положение между подачей

и точкой добавки воды, C – нижнюю, расположенную ниже подачи воды.

Исходная пульпа подается в гидросайзер через центральный питающий стакан, который занимает приблизительно треть длины основного корпуса, а восходящие струи воды – по всей площади поперечного сечения рабочей камеры через равномерно распределенные водоводы. По мере поступления пульпы в основную зону B разделения минеральные частицы взаимодействуют с предварительно сформированной постелью, которая находится во взвешенном состоянии за счет восходящего потока воды, скорость которого определяется гранулометрией и плотнометрией питания и необходимой плотностью разделения.

Разделение по крупности и плотности имеет место в зоне B , при этом относительно тонкие (более легкие) частицы уходят в слив (зона A), в то время как относительно крупные (более тяжелые) частицы разгружаются через зону C . Стесненные условия уменьшают влияние крупности зерен и способствует проявлению другого разделительного признака – плотности материала, в чем и состоит аутогенный характер разделительной среды в условиях противоточной гидроклассификации. Это подтверждается экспериментальными данными и практикой промышленного применения такого оборудования.

Эффективность гидроклассификации в гидросайзере зависит от точности установки скорости восходящего потока. Оптимальной считают скорость восходящей струи, при которой все частицы угля, включая самые крупные классы, выносятся вверх, а все породы, включая самые тонкие, осаждаются вниз.

На рис. 4.5.2 показана схема модуля с гидросайзером «Stokes» для обогащения шлама, испытанный на ЦОФ «Чумаковская». На УПЦ Авдеевского КХЗ успешно эксплуатируются два подобных модуля с гидросайзерами диаметром 3 м общей производительностью 200 т/ч.

В состав комплекса входит следующее оборудование: 1 – батарея 4 – х гидроциклонов, ГЦ-500 фирмы «Stokes» (4 шт.); 2 – гидросайзер $D = 3000$ мм фирмы «Stokes», 7 – гидроциклон ГЦ-630 (2 шт.); 8 – вибросито $B = 2000$ мм фирмы «PARNABY» (4 шт.); 9 – центрифуга модели EBWB 36-105 фирмы СМІ, США (2 шт.).

Принцип работы данного аппарата аналогичен сепаратору

«Floatex». В рабочей камере взвешенный слой формируется на подложке из тяжелых фракций, которая поддерживает слой более легкой фракции – угля. Вновь поданные порции исходного материала вытесняют мелкую и легкую фракции угля через слив гидросепаратора в сливной желоб. Плотность взвешенного слоя поддерживается регулируемым сбросом избытка материала через разгрузочные клапана гидросепаратора.

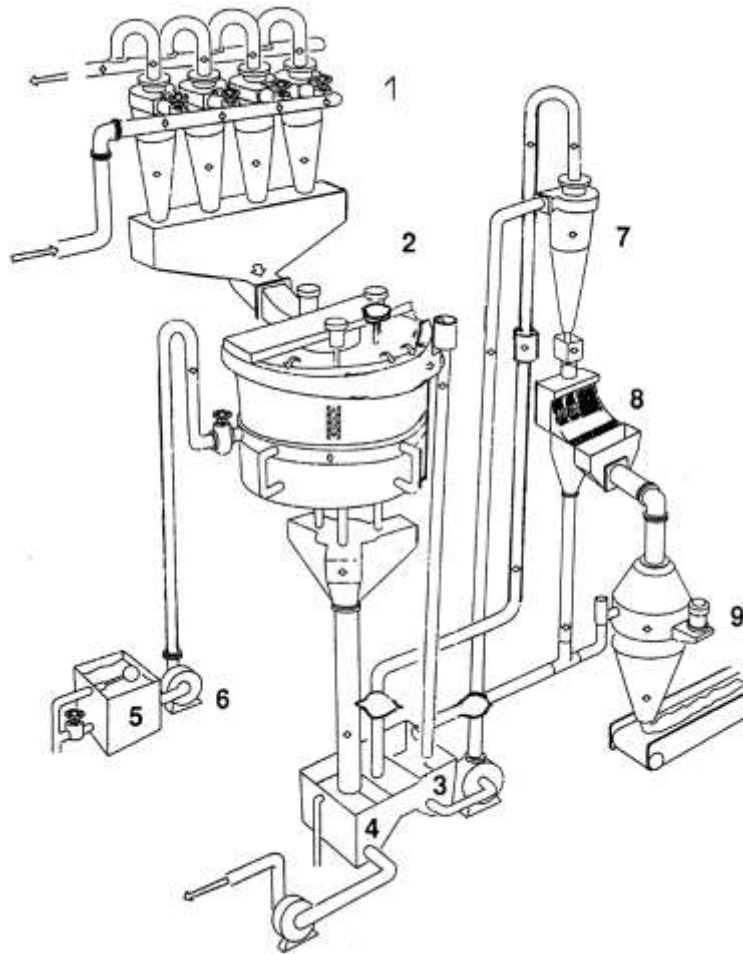


Рис. 4.5.2. Модульный агрегат для обогащения угольного шлама с гидросайзером фирмы «Stokes»

Крупные (тяжелые) частицы удаляются через клапана, которые управляются системой автоматического регулирования. Эффективность обогащения угольной мелочи очень зависит от постоянства плотности взвешенного слоя, что обеспечивается равномерным распределением восходящего потока воды, подаваемой насосом (6) при постоянной скорости и давлении, а также контролем накопления твердого во взвешенном слое.

Практика эксплуатации данных гидросайзеров на УПЦ Авдеевского КХЗ показала, что эффективное обогащение шлама на одном аппарате возможно при крупности зерен 0,075–3 мм. При установке двух последовательно работающих гидросайзеров класс крупности расширяется до 0,075–5 мм. Средние результаты работы модуля «Stokes» на УПЦ АКХЗ: при исходной зольности 28–36 % обеспечивается выход концентрата от исходного шлама от 68 до 76 % при зольности 7–9 %, зольность отходов 69–72 %.

Литература 1, 3, 4, 5, 12, 21, 24

Вопросы для самопроверки

- 1. Схема цепи аппаратов отделения гравитационного обогащения углей.*
- 2. Гидравлическая отсадка. Отсадочные машины.*
- 3. Факторы, влияющие на работу отсадочных машин.*
- 4. Обогащение углей в тяжелых средах. Тяжелосредные сепараторы и гидроциклоны.*
- 5. Схемы регенерации магнетитовой суспензии*
- 6. Оборудование для обогащения углей противоточной сепарацией.*
- 7. Принцип обогащения в винтовом сепараторе.*
- 8. Обогащение шламов в гидросайзере.*
- 9. Машинные классы углей и процессы обогащения для каждого класса.*

5. ОБОГАЩЕНИЕ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ ПО СМАЧИВАЕМОСТИ

5.1. Обогащение углей методом флотации

Флотация углей – наиболее эффективный и практически единственный метод обогащения угольных шламов. Объем угольных шламов, подвергающихся флотационному обогащению на углеобогатительных фабриках постоянно увеличивается и на некоторых достигает 20–25 % от перерабатываемого угля.

Быстрый рост флотационного обогащения обуславливается необходимостью уменьшения нижнего предела обогащения из-за повышения зольности горной массы и, соответственно зольности мелких классов; совершенствовать водно-шламовое хозяйство фабрик из-за увеличения количества мелких классов в исходном угле. Глубокое обогащение углей осуществляется не только для коксовых целей (коксуемые угли), но и все более возрастает для энергетических углей.

По принципу действия различают: масляную, пленочную и пенную флотацию. Масляная и пленочная флотация при обогащении углей не получили распространения из-за недостаточной эффективности и малой производительности оборудования.

Пенная флотация получила всеобщее признание и промышленное распространение. Она заключается в том, что в аэрированной, насыщенной пузырьками воздуха пульпе при непрерывном подъеме вверх воздушных пузырьков происходят избирательное прилипание к ним относительно чистых угольных частиц и вынос их на поверхность, где образуется флотационная пена, снимаемая специальными устройствами.

Частицы породы, смоченные водой, к воздушным пузырькам не прилипают и остаются в пульпе.

Для интенсификации пенной флотации в пульпу добавляются специальные реагенты.

Пенная флотация применяется для обогащения частиц шлама размером менее 0,5 мм.

Процесс флотации основан на физико-химических свойствах поверхности твердых частиц. Наибольшее значение имеет изби-

рательная смачиваемость водой (гидратация) различных по природе частиц угля и породы.

Степень гидратации зависит от характера поверхности частиц. Гидрофильные частицы – те, которые хорошо смачиваются водой. К ним относятся минеральные примеси в угле – глинистые вещества, кварц, сланцы, кальцит и другие минералы, а также окисленные угольные частицы.

Частицы, которые не смачиваются водой, – гидрофобные. К ним относятся угольные частицы органического происхождения. Следует иметь в виду, что не все виды углей одинаково гидрофобны. Например, бурые угли хорошо смачиваются водой, поэтому их обогащение флотацией невозможно.

Смачиваемость минеральной поверхности водой оценивают по величине краевого угла смачивания θ . Чем больше краевой угол, тем хуже смачивается твердая частица водой и тем лучше она прилипает к воздушному пузырьку.

Степень смачиваемости поверхности углей различных марок и пород видна из следующих данных:

Марка угля и вид породы	θ , градус
К	86–90
Ж	83–85
ОС	79–82
Т	71–75
Г	65–72
Д	60–63
А	73
Углистый сланец	43
Глинистый сланец	0–10

Для изменения смачиваемости флотируемых частиц используют явление адсорбции реагентов. Адсорбция – увеличение концентрации флотационных реагентов на поверхности раздела фаз системы, состоящей из угольных и породных частиц, воздуха и воды. При адсорбции незначительных количеств реагентов изменяются свойства поверхности частиц (рис. 5.1.1). При флотации углей применяют аполярные собиратели и вспениватели.

Большое значение для успешной флотации углей имеет аэрация пульпы, т. е. ее насыщение воздушными пузырьками. Аэрация

пульпы производится непосредственным вводом в нее воздуха и выделением растворенных газов на поверхности твердых частиц.

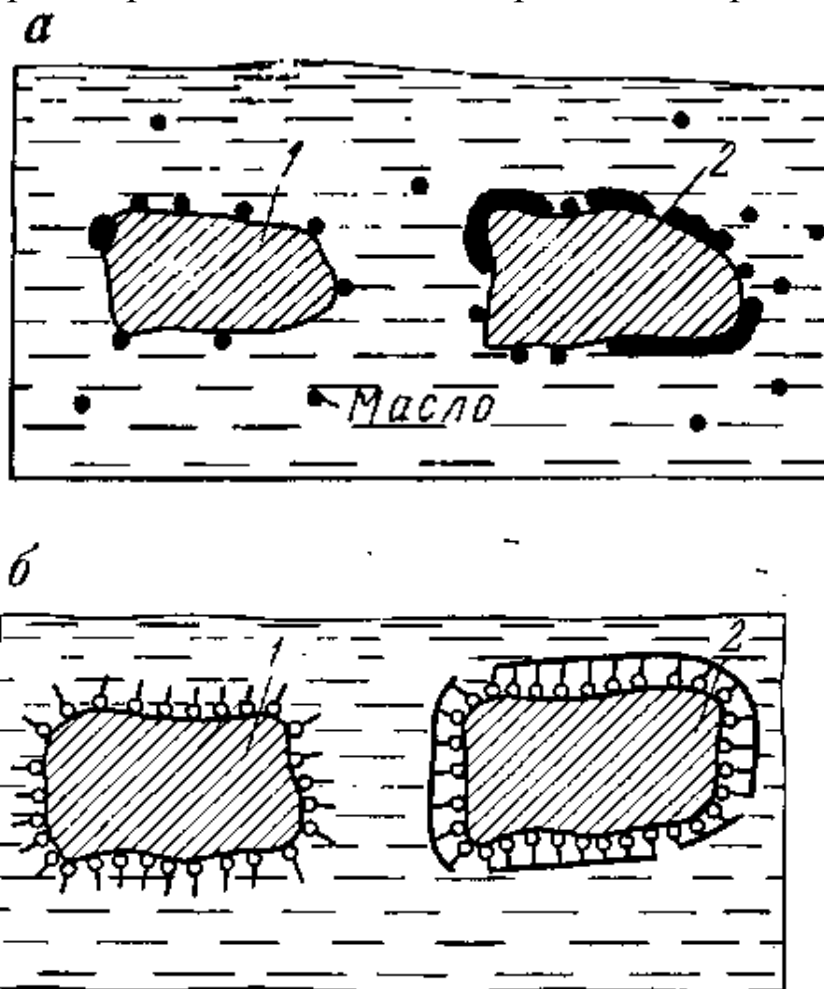


Рис. 5.1.1. Схема закрепления собирателей на поверхности угольных частиц: *а* – аполярного: 1 – в виде отдельных капель; 2 – в виде тонких пленок; *б* – последовательное закрепление; 1 – гетерополярного; 2 – аполярного

Воздушные пузырьки в современных механических флотационных машинах имеют диаметр от 0,05 до 2 мм. Преобладают пузырьки диаметром 0,8–1 мм.

В камере флотационной машины воздушные пузырьки вследствие сильной турбулентности подвергаются, с одной стороны, дроблению, с другой, – коалесценции (слипанию). Коалесценция особенно проявляется в чрезмерно аэрированных пульпах, когда вероятность столкновения пузырьков увеличивается.

Наличие в пульпе пенообразователей не только препятствует коалесценции пузырьков, но и способствует их диспергированию.

Образовавшаяся на поверхности пульпы флотационная пена состоит из пузырьков воздуха, угольных частиц и воды. В пену иногда поднимаются глинистые частицы, увлекаемые пузырьками воздуха или более крупными частицами угля. Однако эти частицы имеют более слабые связи с пузырьками воздуха и легко вымываются из пены движущейся между пузырьками водой.

Свойства пен в значительной степени меняются от присутствия в них твердой фазы, ее гранулометрического состава, типа реагентов и крупности воздушных пузырьков. Чем меньше частицы угля и пузырьки воздуха и чем выше степень их минерализации, тем пена более устойчива и прочнее.

Технология флотации угольных шламов

Основные факторы, влияющие на эффективность флотации угольных шламов:

- подготовка пульпы перед флотацией;
- реагентный режим флотации;
- аппаратное оснащение отделения флотации;
- свойства флотируемого материала и жидкой фазы.

Подготовка пульпы перед флотацией

Эффективность флотации в большой степени определяется подготовкой пульпы к флотации, что часто не учитывается в должной мере.

Подготовка пульпы перед флотацией включает следующие основные операции:

- классификацию для выделения шламов флотационной крупности. Для классификации углей перед флотацией применяют классификаторы, конические грохоты, дешламаторы и низконапорные гидроциклоны. Удаление крупнозернистого (более 0,5 мм) материала из питания флотации позволяет снизить потери горючей массы с отходами, так как в отходы в основном попадают крупные зерна угля;

- смешивание всех потоков шламовых вод, поступающих на флотацию, с целью их усреднения и распределение пульпы по флотомашинам;

- кондиционирование (перемешивание) пульпы с реагентами.

Подготовка или кондиционирование пульпы заключается в обработке ее реагентами с целью повышения флотируемости частиц и эффективности действия нерастворимых и вязких реагентов.

Кондиционирование осуществляется в аппаратах подготовки пульпы и обеспечивается, кроме того, системой автоматического дозирования заданного расхода реагентов на флотацию, установленного пропорционально изменению производительности по потоку и содержанию в питании флотации твердой фазы. Более сложные системы контроля расхода реагентов учитывают изменения гранулометрического состава шлама.

Распространены три технологии кондиционирования пульпы:

I – осуществляется путем обработки в аппаратах кондиционирования всего питания флотации. Такое кондиционирование осуществляется в аппаратах типа АКП-1,6 или «Каскад». Иногда такое кондиционирование осуществляется в контактном чане, для чего может быть использована одна из камер флотационной машины, работающая в режиме перемешивания без подачи воздуха. Подобное решение менее эффективно, но в ряде случаев оно оказывается достаточным для решения конкретно поставленной задачи, например флотация легкофлотируемого угля.

Аппарат подготовки пульпы АКП выполнен в виде цилиндрического сосуда, в центральной части которого размещено центробежное дисковое устройство для распыления реагента в тонком потоке. Питание флотации подается тангенциально в верхнюю часть сосуда и распределяется по всему объему в виде свободно стекающих (каскадом) струй. Аппарат выполняет функцию кондиционера и распределителя пульпы. По принципу приготовления и внесения реагента в поток он предназначен для аэрозольной подачи реагента. Пульпа, разделенная на множество отдельных струй, движется в объеме сосуда в тумане аэрозоля. Насыщенные реагентом потоки ниспадают на придонную часть и от удара распыляются и перемешиваются, что обеспечивает необходимый контакт собирателя с угольными частицами.

II – раздельная обработка реагентами различных классов крупности питания флотации. При контактировании с собирателем полидисперсной пульпы на единице площади поверхности угольных частиц закрепляется практически равное количество капелек реагента независимо от крупности частиц. Данное обстоятельство при обычных методах подготовки пульпы к флотации не позволяет за равные промежутки времени создать условия равнофлотируемости относительно крупных и тонких зерен, поскольку для их флотации требуются адсорбированные слои собирателя различной плотности. На практике это приводит к неполной флотации крупных частиц и снижению избирательности флотации частиц тонких.

Различие во флотационной активности отдельных узких классов зерен вызывает необходимость подбора для крупных частиц своего реагентного режима. Крупные классы целесообразно обрабатывать при относительно высоких концентрациях реагентов, а тонкие, наоборот, при более низких.

Для этого используют разработанные КузНИИУглеобогащением (г. Прокопьевск) аппараты системы раздельного кондиционирования АРКП и АРКПС, нашедшие наибольшее применение на фабриках Кузбасса.

В аппаратах раздельного кондиционирования АРКП и АРКПС созданы условия для разделения пульпы под действием центробежных сил на песковую (крупнозернистую) и илистую фракции. В зернистую часть вводится реагент собиратель. Из-за высокой концентрации зернистой части в ней создаются благоприятные условия для избыточного покрытия частиц собирателем. Затем в этом же аппарате в нижней его части потоки объединяются. Кондиционирование тонких частиц происходит путем перераспределения реагента с зернистой частью. Из-за «дефицита» реагента в пульпе он переходит в основном на более гидрофобные подлежащих флотации тонкие частицы угля.

III – гидрофобная агрегация мельчайших частиц угля масляными реагентами. Для достижения высокой степени агрегации микрочастиц угля небольшим количеством масла, не превышающим флотационные расходы собирателя, необходимо интенсивное перемешивание суспензии в течение некоторого времени и достаточная площадь поверхности раздела масло-вода. Обеспечить необходимые интенсивность и время перемешивания суспензии не

сложно, а для увеличения поверхности раздела масло–вода без увеличения расхода масла используются дополнительные центры агрегации мелких частиц в виде омасленных пузырьков воздуха. Толщина масляной пленки на пузырьках примерно на 2 порядка меньше ее толщины на угольной поверхности, что обеспечивает многократное увеличение поверхности раздела масло–вода. В процессе масляной аэроагломерации (МАО) угольных шламов на поверхности мелких омасленных пузырьков воздуха с высокой скоростью закрепляются частицы угля, образуя устойчивые углемасляные аэрокомплексы, которые легко отделяются от минеральной пульпы последующей флотацией.

Основными технологическими факторами, влияющими на эффективность процесса МАО, являются интенсивность и продолжительность перемешивания пульпы, расход и тип масляных реагентов, количество добавляемого воздуха.

Интенсивность перемешивания пульпы является наиболее важным фактором, при недостаточной величине которого эффективность процесса агрегации частиц крайне мала. Интенсивность перемешивания оценивается по величине диссипации энергии, затрачиваемой на перемешивание пульпы. Диссипация энергии учитывает большинство факторов, влияющих на процесс агрегации: скорость вращения мешалки, ее тип и диаметр; количество перемешиваемой пульпы, ее плотность и вязкость; степень аэрации пульпы. Увеличение диссипации энергии при перемешивании аэрированной пульпы в процессе МАО оказывает заметное положительное влияние на эффективность последующей флотации как мелких, так и крупных частиц угля.

Улучшение флотации мелких частиц угля связано с повышением скорости и степени их агрегации. С увеличением диссипации энергии повышаются скорость турбулентных пульсаций и скорость движения частиц в пульпе, уменьшается размер пузырьков воздуха, а газосодержание увеличивается. Все это приводит к повышению вероятности эффективных столкновений и степени агрегации мелких частиц, что увеличивает скорость их флотации и устраняет вредное влияние мелких частиц на флотацию крупных.

Улучшение показателей флотации крупных частиц угля объясняется закреплением в процессе МАО на их поверхности микропузырьков воздуха, которые обеспечивают эффективную

флотацию крупных частиц по коалесцентному механизму. Увеличение числа микропузырьков в пульпе с повышением скорости ее перемешивания способствует этому процессу.

Расход и тип масляных реагентов. В качестве масляных реагентов в процессе МАА используются обычные собиратели для флотации угля, например, керосин, термогазойль и др., при этом за счет интенсивной турбулизации пульпы появляется возможность применения более вязких реагентов, например комплексного реагента собирателя на основе отработанных минеральных масел.

Увеличение расхода масляных реагентов, подаваемых в процесс МАА, положительно сказывается на результатах флотационного разделения агрегированной пульпы: увеличиваются скорость флотации, зольность отходов, выход концентрата, содержание твердого в пенном продукте.

Оптимальная продолжительность перемешивания пульпы в процессе МАА находится в диапазоне от 1 до 3 минут и зависит от гранулометрической характеристики шлама и интенсивности перемешивания пульпы:

- чем мельче угольный шлам, тем больше необходимое время процесса аэроагломерации для полного извлечения мелких угольных частиц в углемасляные аэрокомплексы;

- при недостаточной интенсивности перемешивания пульпы увеличение продолжительности МАА до 5 минут и более не позволяет добиться необходимой степени агрегации частиц и практически не влияет на показатели процесса флотации.

Подача воздуха в процесс МАА значительно повышает эффективность масляной агломерации при одновременном снижении энергозатрат на турбулизацию пульпы. Положительный эффект от аэрации пульпы возрастает с увеличением интенсивности перемешивания. При определении оптимального количества добавляемого воздуха необходимо учитывать влияние аэрации пульпы на следующие факторы: эффективность процесса МАА; технологические свойства пенного продукта флотации; нежелательность избыточного пенообразования в камерах агломерации.

Для практической реализации технологии подготовки пульпы методом МАА на кафедре обогащения полезных ископаемых Кузбасского государственного технического университета разработана

конструкция промышленной установки, принципиальная схема которой показана на рис. 5.1.2.

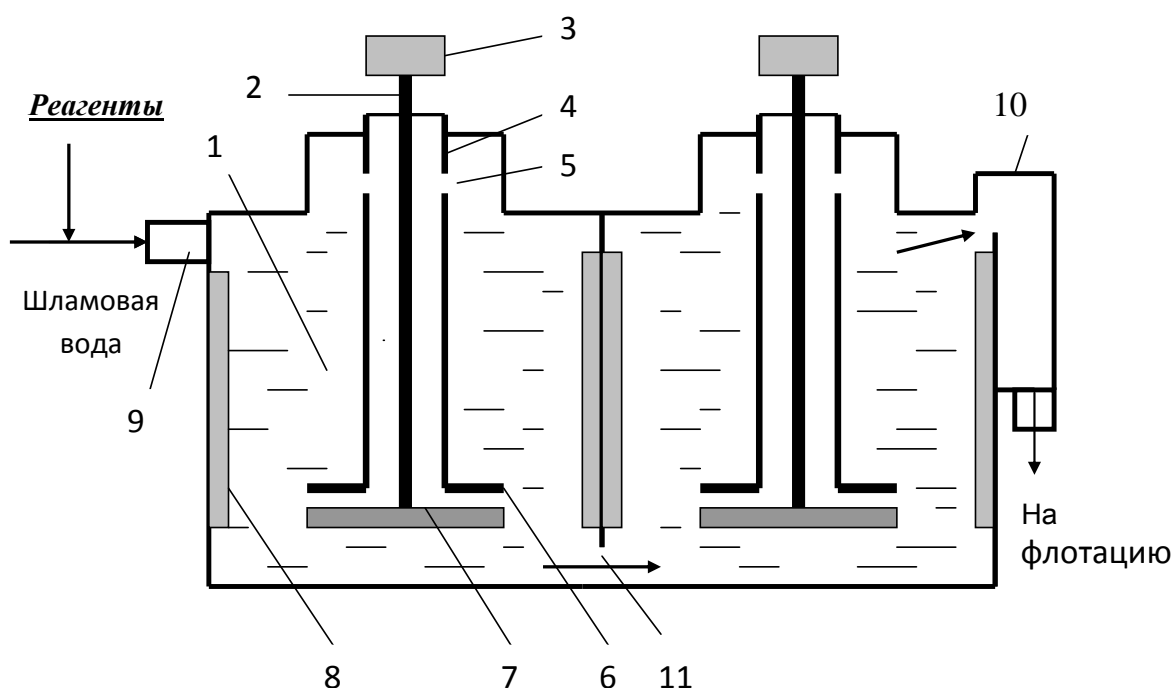


Рис. 5.1.2. Принципиальная схема 2-камерной установки масляной аэроагломерации: 1 – камера аэроагломерации; 2 – вал мешалки; 3 – приводной шкив; 4 – аэрационная труба; 5 – отверстие для засасывания воздуха и пены; 6 – надимпеллерный диск; 7 – турбинная мешалка; 8 – отражательная перегородка; 9 – питающая труба; 10 – разгрузочный карман, 11 – разгрузочная щель

Установка МАА состоит из нескольких последовательно соединенных камер аэроагломерации 1 прямоугольной или цилиндрической формы при примерно равных высоте и диаметре камеры. Реагенты собиратель и вспениватель подаются в виде смеси или отдельно в питающую трубу 9 или в 1-ю камеру аэроагломерации. Шламовая вода вместе с реагентами поступает в верхнюю часть 1-й камеры, где насыщенная мелкими пузырьками воздуха пульпа интенсивно перемешивается и переходит через разгрузочную щель 11 в нижней части камеры в следующую камеру аэроагломерации. Поочередное нижнее и верхнее расположение разгрузочных щелей в камерах обеспечивает вертикальное перемещение и прохождение всей перемешиваемой пульпы через зону максимальной турбулизации в районе мешалки. После аэроагломерации в последней камере

подготовленная к флотации пульпа из разгрузочного кармана 10 распределяется по флотомашинам.

Общий объем камер агломерации должен обеспечить необходимую продолжительность процесса МАА, например установка с объемом камер 12 м^3 позволяет подготовить к флотации до $450 \text{ м}^3/\text{ч}$ пульпы. Перемешивание пульпы в каждой камере осуществляется мешалкой 7 турбинного типа, при этом размеры и скорость вращения мешалки должны обеспечивать диссипацию энергии на турбулизацию пульпы не менее 5 кВт на 1 м^3 полезного объема камеры. Для усиления турбулентных пульсаций в каждой камере устанавливаются отражательные перегородки 8.

Воздух в камеры засасывается вращающейся мешалкой через отверстия 5 в аэрационной трубе 4, расположенные выше уровня пульпы. При определенном размере отверстий исключается накопление пены на поверхности пульпы. При избытке воздуха образующаяся пена перекрывает часть площади аэрационных отверстий, за счет чего снижается подача воздуха и скорость образования пены, т. е. происходит автоматическая регулировка количества засасываемого воздуха на оптимальном уровне.

Технология подготовки пульпы перед флотацией с использованием процесса МАА внедрена на трех углеобогатительных фабриках Кузбасса. Применение технологии МАА позволило уменьшить загрязненность оборотной воды и обеспечило повышение технологической и экономической эффективности работы фабрик: увеличилась производительность флотомашин в 1,5–2 раза, уменьшился расход собирателя на 20–30 %, сократились потери угля и количество сбрасываемых шламовых отходов на 40–50 %, увеличился выход концентрата на 2–5 %.

Реагентный режим флотации

При флотации углей применяют в основном реагенты трех типов:

аполярные – собиратели, действующие на поверхности раздела твердой и жидкой фаз;

гетерополярные – пенообразователи, действующие на поверхности раздела жидкой и газообразной фаз;

реагенты комплексного действия – обладающие собирательными и вспенивающими свойствами.

Вопрос о выборе наиболее оптимального реагента для конкретного случая флотации зависит от многих факторов, которые определяются требованиями:

- высокой эффективностью процесса (большой селективностью действия);
- постоянством состава и свойств применяемого вещества;
- хорошей экологичностью (отсутствием токсичности или резкого и неприятного запаха);
- высокой технологичностью (большой текучестью, низкой температурой замерзания и малой вязкостью);
- отсутствием легкой воспламеняемости и корродирующего действия на оборудование,
- недефицитностью и экономической приемлемостью.

Аполярные реагенты.

При флотации угля аполярные реагенты применяют для повышения гидрофобности угольных частиц, увеличения прочности их закрепления на пузырьках воздуха, создания предпосылок увеличения скорости флотации.

В качестве аполярных реагентов применяют в основном химически неактивные углеводородные масла нефтяного и газового происхождения. Эти вещества обладают крайне малой растворимостью и неактивны. Их вводят в пульпу в мелкокапельном состоянии и они закрепляются на частичках в виде отдельных капелек, коалесцированных линзочек и растекаются по границам раздела фаз жидкость – газ (по периметру пузырькового контакта).

В составе аполярного реагента присутствуют малые концентрации ПАВ, оказывающие положительное влияние на механизм контактного взаимодействия угольных частиц и пузырьков.

В настоящее время применяют аполярные реагенты: керосин, печное бытовое топливо (ТПБ), РСО, дизельное топливо и др.

Осветительный керосин – продукт перегонки сырой нефти (дистиллят). Он не содержит непредельных углеводородов. Этот реагент производится на различных нефтеперерабатывающих заводах. Применение его сдерживают искусственно, что связано с его дефи-

цитом и относительно высоким расходом. Фракционный состав осветительного керосина:

- до 270 °С перегоняется не менее 70 %, до 315 °С – не менее 98 %;

- содержание серы допускается не более 0,1 %, зольность – не выше 0,05 %.

Керосин является наиболее эффективным реагентом при флотации шламов коксующихся углей средней стадии метаморфизма. При применении осветительного керосина можно получать низкозольный концентрат.

Керосин отсульфированный более активен, чем осветительный, он получается при обработке дистиллята серной кислоты.

Реагент печное бытовое топливо (ТПБ) производится Уфимским, Пермским и Омским нефтеперерабатывающими заводами под полным названием «топливо печное, бытовое для бытовых и технических целей (ТПБ)». Он получается компаундированием продуктов прямой перегонки нефти. Печное топливо представляет собой смесь углеводородов переменного состава (доля парафиновых и нафтеновых углеводородов колеблется от 44 до 75 %, а ароматических и непредельных – от 25 до 56 %), водорастворимые кислоты и щелочи в реагенте отсутствуют, имеются лишь следы воды, содержание серы 0,5–1,2 %, механические примеси отсутствуют.

Печное топливо по внешнему виду представляет собой маслянистую однородную жидкость желтоватого цвета с коричневым оттенком.

Для защиты от вредного действия реагента достаточно обычной спецодежды и резиновых перчаток. В случае воспламенения реагента могут быть применены песок и все другие средства пожаротушения, кроме воды, так как реагент будет растекаться по поверхности воды и продолжать гореть.

К недостаткам этого реагента относится непостоянство его состава, что может привести к ухудшению качества концентрата и чрезмерному пенообразованию. Часто в этом реагенте обнаруживается высокое содержание нерастворимых веществ.

Собиратель термогазойль (РСО) производства ПО «Омскнефтеоргсинтез» предложен для замены реагента «печное топливо». Он представляет собой керосино-газойлевые фракции термического

крекинга и коксования в любых соотношениях. На реагент существуют технические условия ТУ 38–101720–78. Реагент РСО содержит не менее 41 % ароматических углеводородов, 29 % непредельных углеводородов и не более 30 % парафиновых и нафтеновых углеводородов. Состав и свойства реагента должны быть стабильными, что выгодно отличает его от печного топлива. По внешнему виду РСО – однородная жидкость коричневого цвета.

Реагент должен подаваться в аппарат кондиционирования пульпы АКП-1600, необходимое время кондиционирования пульпы – до 1 мин.

Технические характеристики реагента РСО

Средняя молекулярная масса,	170–180
Плотность при 20°C, г/см, не менее	0,81
Вязкость при 20°C, м ² /с, не более	5–10 ⁻⁶
Коэффициент преломления, не менее	1,45
Температура, °С	
начала кипения, не ниже	175
полного выкипания, не выше	350
Содержание фракции, полученной при температуре 190–250 °С, %	≥ 40
Йодное число (в граммах йода на 100 г реагента) ..	> 35
Температура, °С	
вспышки в открытом тигле, не ниже	35
самовоспламенения	350
замерзания	–18
Предел взрываемости паров, %	1,4–6
ПДК, мг/м ³	
в воздухе рабочей зоны	300
в воде водоемов	10

Реагент РСО относится к малотоксичным веществам, но вызывает раздражение кожи слизистой оболочки век и дыхательных путей. Поэтому помещение, в котором проводятся работы с этим реагентом, должно быть снабжено надежной приточно-вытяжной вентиляцией, а оборудование нуждается в герметизации. При работе с термогазойлем необходимо применять индивидуальные средства

защиты, спецодежду и специальную обувь. При разливе реагента РСО необходимо собрать его в отдельную тару, а залитое реагентом место протереть сухой тряпкой. При разливе на открытой площадке следует засыпать место разлива сухим песком с последующим его удалением. При аварийном разливе больших объемов реагента необходимо надевать противогазы марок А и БКФ.

Так как реагент РСО представляет собой горючую жидкость, то в помещении, где хранится реагент, при работе с ним запрещается пользоваться открытым огнем, а искусственное освещение должно быть во взрывобезопасном исполнении. При работе с реагентами не допускается применение инструментов, дающих при ударе искру, При воспламенении реагента РСО применяют все средства пожаротушения, кроме воды.

Гетерополярные реагенты

На углеобогатительных фабриках в настоящее время используют следующие гетерополярные реагенты (пенообразователи или вспениватели). Оксаль Т-80, кубовый остаток производства бутилового спирта (КОБС), КЭТГОЛ. За рубежом широко применяют реагент метилизобутилкарбинол (МИВС) и монтанол-300. При применении последних снижается общий расход реагентов на флотацию.

Гетерополярный реагент Оксаль Т-80 представляет собой модификацию реагента Т-66.

Реагент Оксаль Т-80 представляет собой побочный продукт процесса получения изопренового синтетического каучука и является кубовым остатком ректификации диметил-диоксана.

На реагент имеются постоянные технические условия ТУ-38-103243-74, которые гарантируют стабильность химического состава и свойств реагента.

Реагент Оксаль Т-80 – один из наиболее эффективных гетерополярных реагентов.

Кубовый остаток производства бутилового спирта – эффективный гетерополярный реагент-пенообразователь для флотации углей был предложен ИГД им. А.А. Скочинского, Этот реагент может применяться и при флотации руд.

В настоящее время КОБС получают как побочный продукт производства бутилового спирта методом оксосинтеза на ПО «Ан-

гарскнефтеоргсинтез». Кубовый остаток также используют в качестве реагента против смерзания.

На реагент КОБС существуют технические условия ТУ-38-10717-77. Реагент содержит ди- и тримерные продукты уплотнения, из которых приблизительно 80 % содержат C_8 , а примерно 20 % – C_{12} - C_{16} .

Кубовый остаток производства бутилового спирта представляет собой смесь веществ переменного состава, содержащую примерно пять классов соединений: I – спирты (50–80 %); II – сложные эфиры (10–20 %); III – альдегиды (5–10 %); IV – ацетали (2–10 %); V – углеводороды C_{12} (1 %)

В реагенте присутствуют лишь следы воды, он содержит 0,18 % серы и не выше 0,2 % механических примесей.

Кубовый остаток по внешнему виду представляет собой прозрачную однородную подвижную маслянистую жидкость желтовато-коричневого цвета с очень слабым запахом. Начало кипения кубового остатка $+120^{\circ}C$, выход фракции 120 – $175^{\circ}C$ – 30,1 %, причем эта фракция содержит 70–85 % спиртов типа октилового. При $250^{\circ}C$ реагент полностью выкипает.

Технические характеристики реагента КОБС

Плотность при $20^{\circ}C$, г/см ³	0,83–0,95
Вязкость при $20^{\circ}C$, м ² /с	$6 \cdot 10^{-6}$
Температура, $^{\circ}C$: застывания	–(50–65)
вспышки в открытом тигле, не ниже	45
Предел взрываемости паров, %	1,6–10,8
ПДК, мг/м ³ в воздухе рабочих помещений	10
в воде водоемов	200

При работе с кубовым остатком применяют обычную спецодежду, резиновые перчатки и защитные очки. При проливе больших объемов реагента при очистке от него помещения следует надевать противогаз марки А. При воспламенении кубового остатка необходимо применять для пожаротушения песок, водяной пар, пену или инертные газы, но не воду, так как реагент будет плавать на поверхности воды и продолжать гореть,

Недостаток кубового остатка – непостоянство состава.

Реагенты комплексного действия

КЭТГОЛ представляет собой кубовые остатки ректификации 2-этиленгексанола. Этот реагент предложен сотрудниками ИОТТ и производится на химическом заводе ПО «Пермнефтеоргсинтез».

По эффективности пенообразующего действия КЭТГОЛ близок к пенообразователю КОБС, а собирательное действие его сильнее, чем этого реагента. Для легкообогатимых углей при создании оптимальных условий КЭТГОЛ может применяться индивидуально как реагент комплексного действия. Для других углей Кэтгол рекомендуется применять в сочетании с аполярными реагентами-собирателями.

Применение реагента КЭТГОЛ позволяет при постоянном выходе снизить зольность флотационного концентрата на 0,4–0,6 %, в других случаях выход концентрата увеличивается в среднем на 1,2 % при неизменной зольности. Удельный расход применяемого совместно с гетерополярным реагентом-пенообразователем Кэтгол аполярного реагента-собирателя может быть снижен на 10–15 %.

Комплексный реагент-собиратель для флотации угольных шламов (ТУ 2452–002–07508109–2007) разработан в результате совместных исследований в лабораториях КузГТУ и ФГУП «ПО Прогресс» в 2007г для замены более дорогих собирателей керосина и термогазойля. Производится предприятиями НПО «Завод химреагентов» и ФГУП «ПО Прогресс» г. Кемерово.

Комплексный реагент-собиратель представляет собой компаундированную смесь, в которой количество и весовое соотношение отдельных компонентов подбирается экспериментально для каждой обогатительной фабрики с учетом характеристик угольных шламов, условий и применяемой технологии обогащения угля на фабрике.

Основными компонентами комплексного собирателя являются: регенерированные нефтепродукты из отработанных минеральных масел в количестве до 30–40 %; легкие керосино-газойлевые фракции переработки нефти в количестве до 50 %; интенсификаторы – активирующие добавки для увеличения флотационной активности реагента в количестве до 15 %; специальные присадки для улучшения технологичности и экологичности реагента (понижения вязкости, температуры замерзания реагента. устранения неприятного

запаха) в количестве до 15 %.

Комплексный реагент-собиратель применяется на шести углеобогатительных фабриках Кузбасса в течение нескольких лет. Его применение позволило сократить затраты на реагенты за счет более низкой стоимости и снижения расхода по сравнению с термогазойлем.

Аппаратурное оснащение отделения флотации

Флотомашин для обогащения углей отличаются большим разнообразием как по типам так и технологическим показателям.

В большинстве случаев при классификации флотационных машин основным признаком принимают способ аэрации пульпы. По этому признаку машины делятся на *механические*, *пневмомеханические* (комбинированные) и *пневматические*.

К машинам механического типа или с самоаэрацией относятся такие, в которых воздух засасывается из атмосферы вследствие механического воздействия на пульпу лопаток главного органа машины – аэратора и эжектирующего действия пульпы при протекании ее через межлопаточные каналы аэратора.

В пневмомеханических машинах воздух в пульпу вводится частично или полностью из внешнего источника, как правило, под низким давлением. Перемешивание пульповоздушной смеси в них осуществляется аналогично машинам механического типа.

К пневматическим машинам относятся самые разнообразные по конструкции машины, общим признаком которых является способ аэрации и перемешивания пульпы – введение сжатого воздуха от специальных воздухоподающих устройств низкого, среднего и высокого давления (воздуходувки, компрессоры и т. д.). Диспергирование воздуха в машинах этого типа осуществляется с помощью различных конструктивных устройств, но без механических воздействий.

Флотационные машины по движению в них пульпы делятся на *камерные* и *прямоточные*. Камерные машины состоят из различного числа камер (в зависимости от характеристики флотируемого материала), пульпа в которых перетекает последовательно из одной камеры в другую через промежуточные карманы.

Прямоточные машины, или машины с одинаковым уровнем пульпы, представляют собой ванну со свободным течением пульпы от загрузочного кармана к разгрузочному устройству. Такие машины могут иметь промежуточные карманы только в отдельных секциях.

В угольной промышленности получили наиболее широкое применение прямоточные механические машины МФУ, ФМ и Wemco. В последнее время на углеобогатительных фабриках Кузбасса появились пневматические флотомшины PNEUFLOT и *CoalPro*.

Флотационная машина МФУ12 монтируется из двух прямоточных трехкамерных секций, соединенных между собой промежуточным шиберным устройством с перепадом по высоте 300 мм. В данной машине использован принцип двухслойной аэрации и перемешивания пульпы по высоте камеры.

На рис. 5.1.3 показан поперечный разрез трехкамерной секции. В верхней части камеры 7 размещен двухрядный лопастной пеногон, в днище камеры имеется отверстие с пробкой 3 для ее освобождения от пульпы на случай профилактического осмотра и ремонта.

В центре камеры установлен блок-аэратор 6, на валу которого в нижней части закреплены два импеллера: центробежный 8 и осевой 10. Вращение вала блока-аэратора (и, следовательно, импеллера) осуществляется посредством клиноременной передачи от электродвигателя 5, установка которого фиксируется натяжным устройством с пружиной 4. Активное перемешивание и циркуляция пульпы в машине осуществляются благодаря отверстиям 9. Отфлотированная в камере пульпа перемещается прямотоком в следующую камеру и далее в хвосты (из последней камеры), а пенный продукт (концентрат) сбрасывается пеногонами в желоба 7 и направляется на фильтрование.

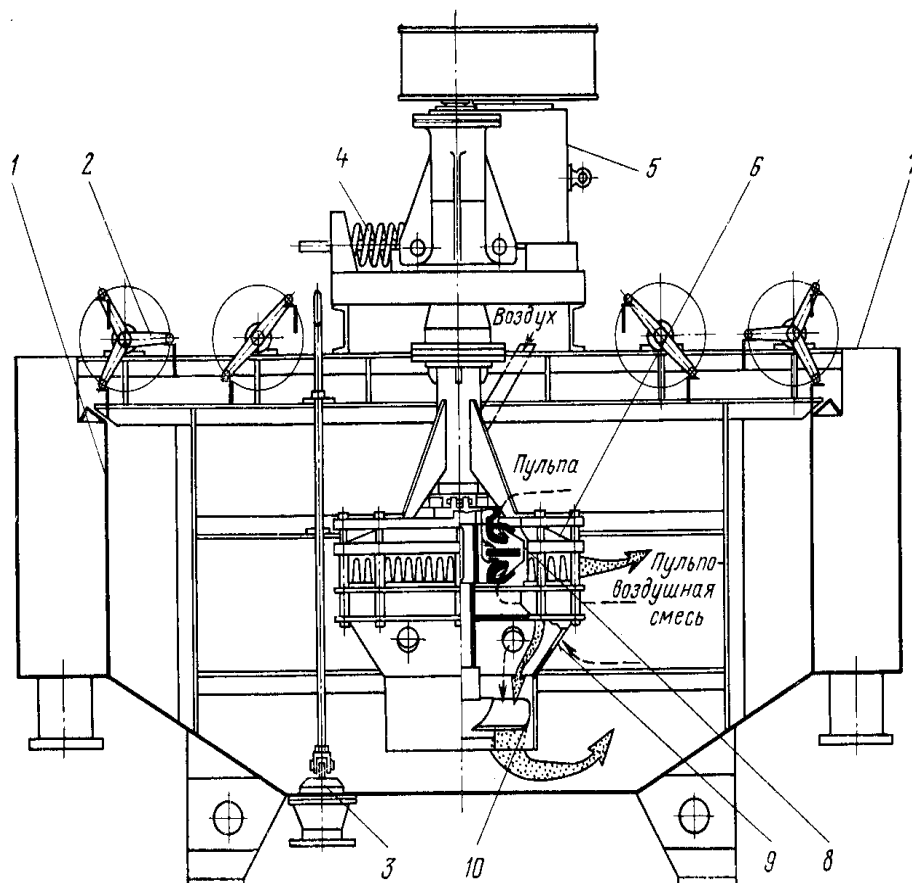


Рис. 5.1.3. Флотационная машина МФУ-12: 1 – камера; 2 – двухрядный пеногон; 3 – пробка; 4 – пружина натяжного устройства; 5 – электродвигатель; 6 – блок-аэратор; 7 – желоб для флотоконцентрата; 8 – центробежный импеллер; 9 – отверстие для циркуляции суспензии; 10 – осевой импеллер

Основные детали машины выполнены из износостойких материалов и сплавов, что повышает ее механическую надежность, а оснащение машины автоматической системой стабилизации уровня пульпы способствует получению хороших технологических показателей.

Флотационные машины типоразмерного ряда ФМ разработаны ИОТТ и выпускаются Красноярским заводом «Спецтехномаш». Разработаны три типоразмера ФМ-8, ФМ-16 и ФМ-25. Машины снабжены тихоходным широколопастным импеллером. Флотационная машина ФМ широколопастного типа имеет статор цилиндрической формы. Импеллер крепится консольно на конус ва-

ла специальной гайкой. Он имеет симметричную форму в виде шестерни, лопасти которой выполнены литыми или съемными. Возможность вращения импеллера в любую сторону позволяет за счет запрограммированного реверса увеличить срок его работы. Съемные лопасти делают возможной их периодическую замену.

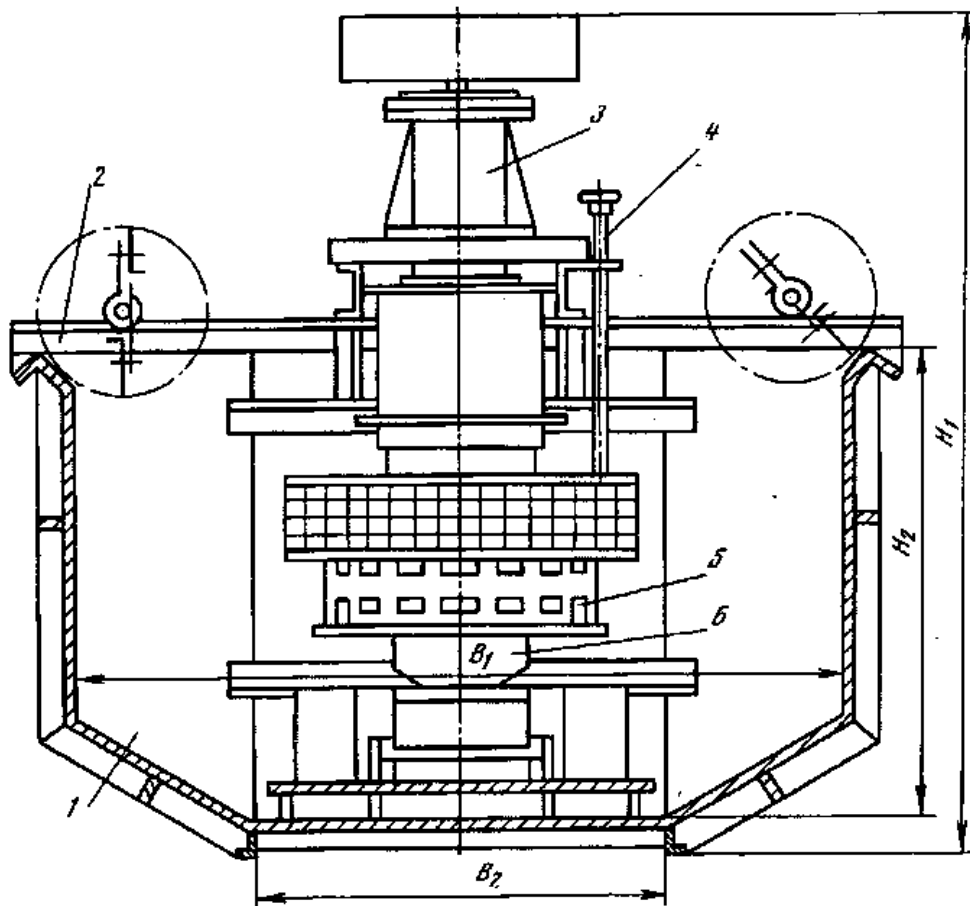


Рис. 5.1.4. Флотационная машина ФМ-16: 1 – камера; 2 – двухлопастной пеногон; 3 – вал с кожухом и подшипниками; 4 – установочный винт; 5 – перфорированный статор; 6 – импеллерный блок

Импеллер устанавливают в средней части камеры так, что нижняя его часть входит в телескопический подвижный патрубок, закрепленный в центре ложного днища, а верхняя часть охватывает обсадной трубой, образующей камеру воздухозабора. Имеются варианты составного импеллера, когда между верхней и нижней составляющей шестерню ротора существует зазор. Такая конструкция ротора позволяет создавать в камере два контура циркуляции, из которых нижний обладает повышенной перекачивающей способностью. На образующей обсадной трубы крепят статор и

регулирующее кольцо, выполненные из металлического листа, перфорированного отверстиями.

Регулирующее кольцо и подвижной патрубок могут изменять свое положение, за счет чего осуществляется внутрикамерное управление технологией процесса флотации.

Ложное днище в нижней части камеры позволяет увеличить нижний контур циркуляции, достичь наиболее полного перемешивания по всему флотационному объему. Камера машины прямоугольной формы со слегка скошенной нижней частью (по ширине). Камеры соединяются между собой почти прямоточно, по три в секцию, в конце которой имеется устройство для поддержания заданного уровня заполнения машины пульпой. Секции располагаются относительно друг друга уступом, что обеспечивает переток пульпы и камерность машины.

Работа машины осуществляется следующим образом. Вращающийся импеллер образует в обсадной трубе параболоид вращения пульпы, через поверхность которого осуществляется аэрация. Пульповоздушная смесь выбрасывается радиально, где при прохождении ее через статор, а также в результате подмешивания камерного продукта происходит перемешивание воздуха и диспергирование его в более мелкие пузырьки. В придонной части образуется второй контур циркуляции пульпы, поступающей из-под ложного днища и отдаленных частей камеры флотации. Сфлотированные частицы угля всплывают в верхнюю часть камеры, откуда образующаяся пена удаляется двухлопастными пеноотъемниками.

ИОТТ совместно с механическими мастерскими ПО «Кузбассуголеобогащение» осуществили разработку и внедрение аэрационных блоков конструкции ФМ на флотационных машинах МФУ-12, что позволило наряду с улучшением технологических характеристик флотации на 30–40 % увеличить производительность машин, снизить затраты на их ремонт и эксплуатацию.

Модернизация флотационных машин ряда МФУ импеллерно-статорными устройствами машины ФМ получила широкое распространение на фабриках. В связи с неглубоким расположением импеллера, малой частотой вращения и небольшой периферической скоростью, резиновый импеллер может нормально работать без замены до 1,5–2 лет, он легко реставрируется в условиях фабрики.

Технические характеристики флотационных машин

Параметр	МФУ-6	МФУ-12	МФУ-25
Вместимость камеры, м ³	6	12	25
Импеллер			
диаметр, м	0,4	0,4	0,7
частота вращения, мин ⁻¹	600	600	280
периферическая скорость, м/с	12,6	12,6	10,3
удельный расход мощности, кВт/м ³	2,79	2,37	1,76
Габариты камеры, м			
длина	2,20	3	2,95
ширина	3,15	3,36	4
глубина	1,3	1,55	2,15
Параметр	ФМ-8	ФМ-16	ФМ-25
Вместимость камеры, м ³	8	16	25
Число камер	6	6	6
Пропускная способность, м ³ /ч	700	1000	1600
Мощность электродвигателя, кВт	22	37	45
Частота вращения импеллера, мин ⁻¹	194	194	194
Габариты, м			
длина	15,50	19,70	21
ширина	3,20	3,68	4,28
высота	3,13	3,80	4,40
Масса, т	24	29,95	45

Флотационная машина «Wetco» (рис. 5.1.5) (США) состоит из прямоугольных или цилиндрических камер, имеющих в нижней части по ширине трапецеидальное сечение.

Отличительной особенностью машины является аэратор, состоящий из цельнолитых ротора и статора. Звездообразный ротор имеет 6–10 радиальных лопаток, заканчивающихся трапецеидальным утолщением. Статор выполнен в виде цилиндра с овальными отверстиями, между которыми с внутренней стороны расположены полуцилиндрические ребра. Ротор и статор целиком изготовлены из резины. Между ротором и статором имеется большой зазор, который для машин № 120 (вместимость камеры 8,49 м³), например, составляет 180 мм.

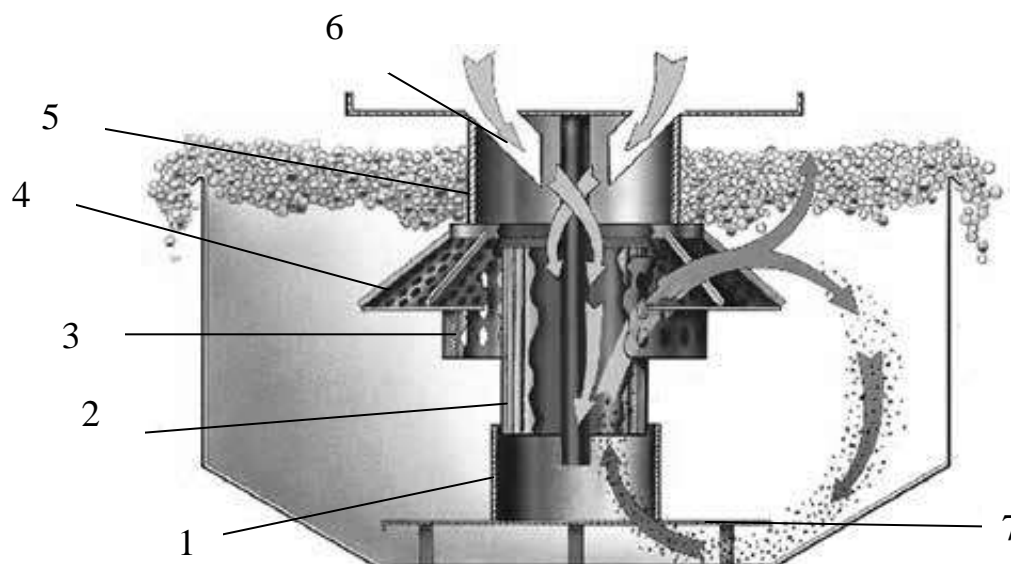


Рис. 5.1.5. Флотационная машина «Wemco»: 1 – циркуляционная труба; 2 – ротор; 3 – статор; 4 – успокоительный колпак; 5 – опорная труба; 6 – труба для засасывания воздуха; 7 – перфорированное ложное днище

При вращении ротора из атмосферы через центральную трубу засасывается воздух, а снизу – пульпа. Воздух и пульпа смешиваются в полости ротора, и пульповоздушная смесь выбрасывается через отверстия статора в камеру в радиальном (а не тангенциальном) направлении, так как благодаря большому зазору турбулентные потоки в значительной степени гасятся в пространстве между ротором и статором. Радиальный выброс аэрированной пульпы способствует более равномерному распределению воздушных пузырьков по объему камеры.

Для создания на поверхности пульпы спокойной зоны пенообразования на центральной трубе установлен конический перфорированный колпак.

В камерах вместимостью 2,83 м³ и более для усиления циркуляции пульпы установлено ложное дно, не достигающее до стенок камеры, с циркуляционной трубой. Пульпа, выброшенная ротором к стенкам камеры, проходит между настоящим и ложным дном и через циркуляционную трубу засасывается ротором вверх. Такая циркуляция препятствует осаждению материала на дне камеры, что позволяет увеличить глубину камеры с 686 (№ 66) до 2667 мм (№ 190). При этом расстояние от поверхности пульпы до верхней

кромки ротора в камерах большей глубины по сравнению с мелкими камерами изменяется незначительно.

Так, для камеры вместимостью 28,32 м³ (№ 164) глубина погружения ротора составляет в стандартных условиях всего 250 мм. Малая глубина погружения ротора обеспечивает засасывание в машину значительных объемов воздуха. Фирма указывает, что максимальный расход воздуха составляет для машин всех размеров 1 м³/мин на 1 м³ вместимости камеры. Номинальный расход воздуха для больших номеров машин приблизительно равен 0,5 (№ 120), 0, (№ 144) и 0,4 м³/мин на 1 м³ вместимости камеры (№№ 164, 190), что соответственно составляет 0,8–1 м³ /мин на 1 м² сечения камеры. технические характеристики приведены в таблице 5.1.2.

Таблица 5.1.2

Технические характеристики флотационной машины «Wemco»

Производительность одной машины до: по пульпе, м ³ /ч	600,0
по твердому, т/ч	50,0
Количество камер, шт.	6,0
Объем одной камеры, м ³	14,2
Мощность электродвигателя, кВт	6×37
Содержание твердого в питании флотации, кг/м ³	до 120,0
Габаритные размеры (не более), мм:	
длина	18500,0
ширина	4040,0
высота	4580,0
Масса, кг	43 700,0

Съем пены в машинах «Wemco» обычно двусторонний и осуществляется самотеком, однако при необходимости для удаления пены используется пеногон. Машина состоит из отдельных прямоточных звеньев, устанавливаемых каскадно.

Флотационная машина PNEUFLOT («Гумбольдт-Ведаг») (рис. 5.1.5) предназначена для обогащения мелких классов угля.

Особенностью машины является то, что во флотокамерах гидрофобные частицы, не прилипшие к пузырькам воздуха, снова подхватываются воздушными пузырьками противоположного потока.

Исходная пульпа для проведения флотации направляется к единственному аэратору, установленному в верхней части машины над флотационной камерой, непосредственно на вертикальной питающей трубе.

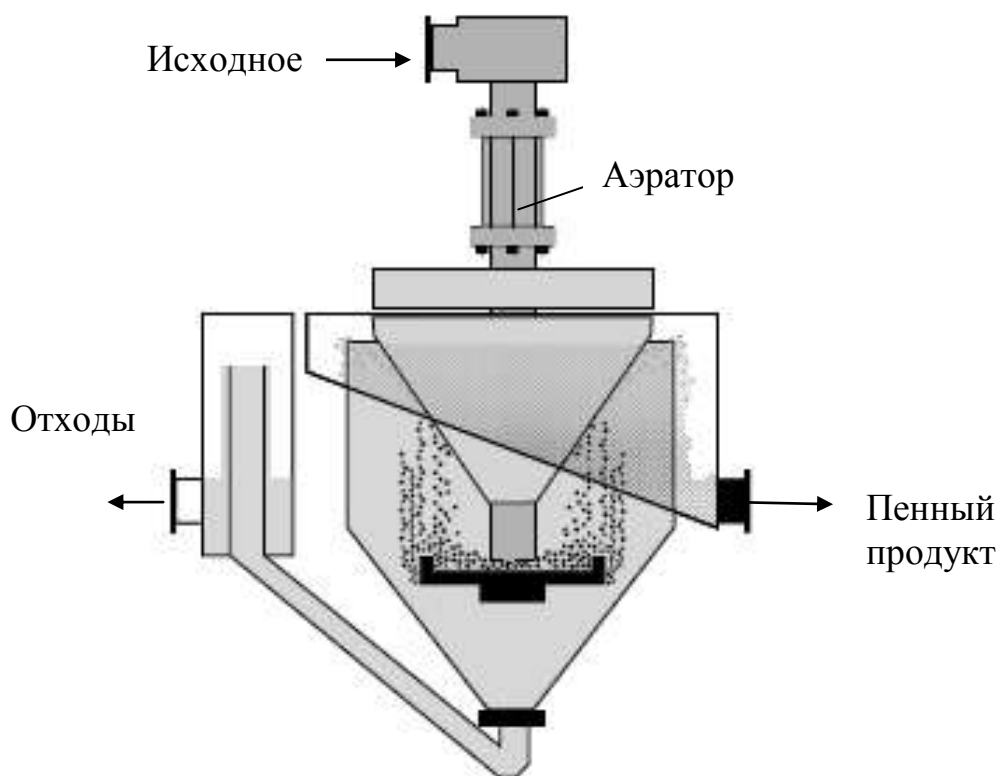


Рис. 5.1.5. Флотационная машина PNEUFLOT

Далее пульпа через аэратор протекает по центральной трубе, где поток делится с помощью распределительного кольца по всей внутренней, нижней площади флотационной камеры. Из распределительного кольца через износостойкие керамические форсунки пульпа выходит в вертикальном направлении вверх. Пузырьки воздуха, с прикрепленными гидрофобными частицами, поднимаются в верхнюю часть камеры и образуют на поверхности пенный слой, который вытекает в пенный желоб, расположенный по окружности камеры в виде кольца. Частицы, не вступающие в контакт с пузырьками воздуха, разгружаются в нижней точке флотационной камеры в зумпф.

Уровень пульпы в флотационной камере поддерживается постоянным с помощью ультразвукового датчика уровня пульпы, ко-

торый приводит в действие клапан, контролирующий разгрузку камерного продукта, либо за счет устройства «S-образное колено».

Самовсасывающие аэраторы не требуют подачи сжатого воздуха. Исходная пульпа, перекачиваемая шламовым насосом, поступает в самовсасывающий аэратор под давлением, проходит через специальные камеры, распределенные по окружности аэратора. В результате движения пульпы происходит засасывание воздуха из атмосферы по принципу Вентури. Далее поток пульпы, двигаясь вниз по пульпопроводу, распределяется через расположенные по окружности форсунки, при этом создается турбулентность, необходимая для обеспечения интенсивного контакта «воздух–частица».

Преимущества аэратора эжекторного типа заключаются в низком потреблении энергии, в отсутствии необходимости одного или даже нескольких этапов повторной очистки пенного продукта благодаря его высокому качеству.

Технические характеристики приведены в таблице 5.1.3.

Таблица 5.1.3

Технические характеристики флотационной машины PNEUFLOT

Диаметр, м	Производительность, м ³ /ч	Объем камеры, м ³	Площадь основания, Д×Ш, мм
0,8	8–12	0,5	1000×1000
1,2	15–30	1,5	2000×2000
1,8	30–70	3	2500×2500
2,5	70–150	6	3000×3000
3,0	150–300	12	4000×4000
4,0	300–600	25	5000×5000
5,0	600–1000	53	6000×6000
6,0	1000–1400	80	7000×7000

Пневматическая флотационная машина колонного типа CoalPro («Сетка», США) (рис. 5.1.6) предназначена для обогащения угольных шламов крупностью менее 0,5 мм.

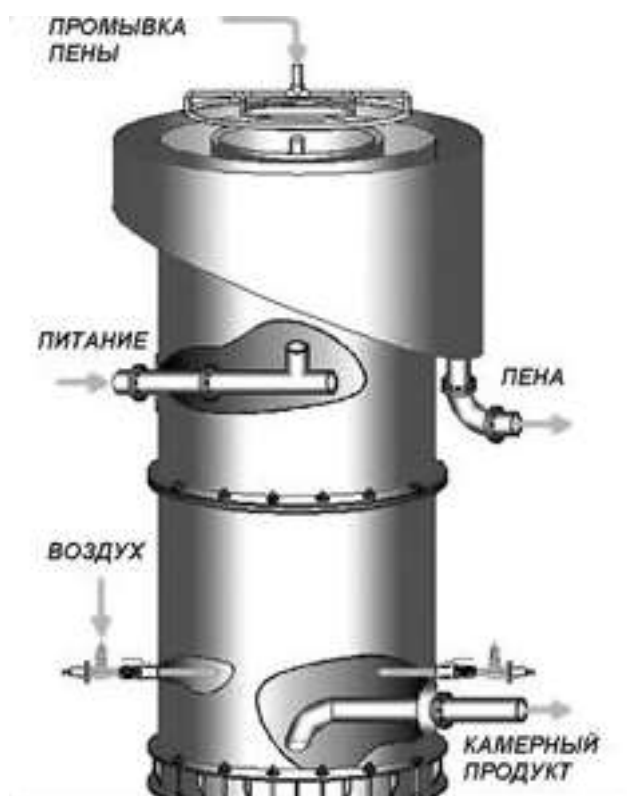


Рис. 5.1.6. Пневматическая флотационная машина CoalPro

В отличие от традиционных флотационных машин, в колоннах не используется механическое перемешивание. Отсутствие интенсивного перемешивания способствует селективности и помогает извлекать очень крупные частицы. Загружаемая пульпа подается в колонну через одну или несколько загрузочных точек, расположенных в верхней трети корпуса колонны, и спускается навстречу поднимающемуся рою мелких пузырьков генерируемых воздушно-барботажной системой. Аэратор состоит из 18 форсунок «Slam Jet», обеспечивающих высокую степень аэрации пульпы мелкими пузырьками.

Частицы которые сталкиваются с пузырьками и прилипают к ним поднимаются в верхнюю часть колонны, достигая, в конечном счете границы раздела между пульпой (зона улавливания) и пеной (зона очистки) Расположение границы раздела которое может регулировать оператор, поддерживается неизменным при помощи контура автоматического регулирования, который управляет клапаном в линии отвода из колонны хвостов. Меняя расположение границы раздела, можно увеличивать или уменьшать высоту зоны пенообразования.

Факторы, влияющие на процесс флотации: крупность частиц, плотность пульпы, температура, степень аэрации пульпы, технологический режим, расход реагентов, производительность, рН среды.

Техническая характеристика аппарата (одной колонны)

Производительность, т/ч.....	25
Диаметр колонны, мм	4270
Высота колонны, мм.....	8000
Длина форсунок, мм	(700)...1000
Диаметр отверстия сопла SlamJet®, мм.....	7,62; 5,08
Объем питания флотации, м ³	300–500

Пеногасительные устройства

Пеногасители, применяемые для удаления воздуха из пенного продукта, по принципу действия делят на механические, вакуумные, вакуум-механические и центробежные.

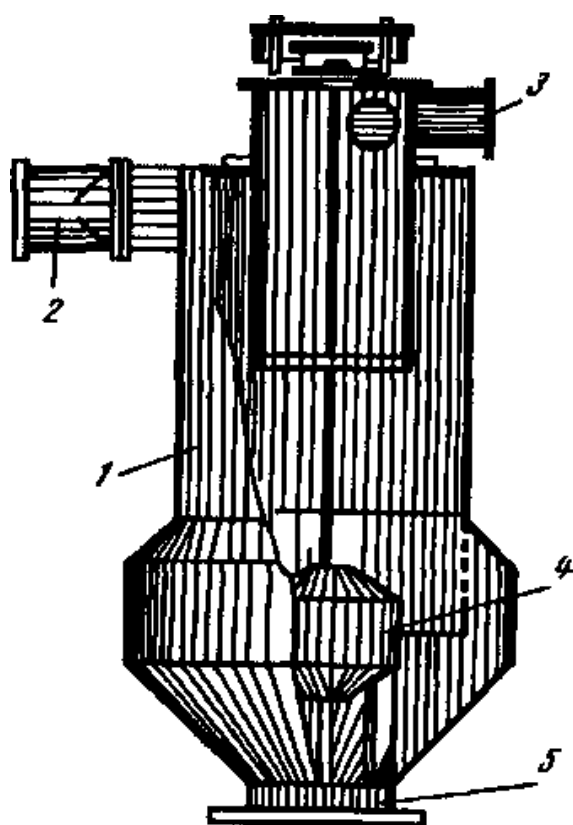


Рис. 5.1.7 Пеногаситель центробежно-вакуумный ЦВ

Пеногашение применяют для удаления воздуха из пенного продукта флотационных машин. Разрушение пены необходимо для улучшения транспортирования ее по желобам, работы вакуум-фильтров и насосов, перекачивающих пенные продукты флотации. Эффективность гашения пены при механическом способе составляет 30–40 %, при вакуумном 60 %, при вакуум-механическом до 80 %.

Пеногаситель центробежно-вакуумный ЦВ (рис. 5.1.7) представляет собой герметический сосуд 1 цилиндрической формы с патрубками для отсоса воздуха 3, подачи питания 2 и разгрузки дегазированной суспензии концентрата 5. Питающий патрубок подводит флотационную пену тангенциально к рабочей камере (как у гидроциклона). Он снабжен поворотной

заслонкой, регулирующей перепад давления в аппарате. Рабочая часть цилиндра в нижней части перфорирована. Для предотвращения закручивания дегазированного концентрата корпус аппарата выполнен расширяющимся и разгрузочная воронка снабжена радиальными перегородками. Пеногаситель снабжен предохранительным клапаном, связанным посредством штыка с поплавком 4, который в случае переполнения аппаратура пульпой, всплывая, срывает вакуум.

КузНИИУглеобогащением разработаны три типоразмера пеногасителей ПЦВ с производительностью по флотоконцентрату 250; 500 и 750 м³/ч. Пеногасители устанавливают между флотационной машиной и вакуумным фильтром.

Система ПЦВ кроме собственно пеногасителя включает пенокосборник, вакуум-насос, вакуум-ресивер и гидрозатвор.

Эффективность разрушения пены ПЦВ составляет 62–90 % и зависит от разрежения, создаваемого в камере пеногашения, которое в оптимальных условиях достигает 0,3–0,5 кПа.

Пеногасители аэродинамического типа (ПА-150) имеют производительность по флотоконцентрату 150 м³/ч при расходе сжатого воздуха на пеногашение 1–1,5 м³/ч и давлением 0,2–0,3 МПа. Эффективность пеногашения не менее 72 %.

Наличие в пене илистых включений в количестве 30–40 г/л снижает эффективность пеногашения до неудовлетворительной.

По конструкции пеногаситель аэродинамического типа похож на инжектор. Струей сжатого воздуха концентратная пена засасывается и разгоняется до большой скорости. В образующемся факеле струя расслаивается на жидкое ядро и охватывающий его кольцевой слой, состоящий из пузырьков воздуха. При этом происходит процесс деминерализации пузырьков. Затем струя входит в камеру дегазации, где в результате соударения со специально оформленной поверхностью происходит активная коалесценция пузырьков, из камеры через специальные патрубки выпускаются отдельно воздух и дегазированная пульпа концентрата.

Свойства твердой фазы и жидкой фазы пульпы

Процесс флотации угольного шлама – сложный процесс вследствие большого числа влияющих на него факторов. К наиболее существенным относятся:

факторы, связанные со свойствами твердой фазы (степень углефикации, петрографический состав, степень окисленности, характер вкрапления пустой породы, гранулометрический состав, форма частиц угля, наличие размокаемых глинистых включений);

факторы, связанные со свойствами жидкой фазы пульпы (содержание твердого в пульпе, температура пульпы, аэрированность пульпы и наличие в пульпе флокулянтов);

факторы, связанные со схемами и режимами флотации.

Рассмотрим указанные факторы.

Степень метаморфизма (углефикации). Практикой флотации установлено, что лучше флотируются угли средней стадии метаморфизма (К, Ж и ОС). Они имеют высокую природную гидрофобность и хорошую флотирруемость, обладают минимальной пористостью. Плохо флотируются частицы, которые содержат вкрапления минеральных примесей. Практически не обладают естественной флотирруемостью глинистые и другие минеральные примеси (кроме пирита).

Петрографический состав прежде всего определяет флотирруемость углей. Блестящие ингредиенты углей (ветрен и кларен) флотируются лучше матовых (дюрен и фюзен). Это объясняется более высокой природной гидрофобностью этих разновидностей. В связи с чем блестящие разновидности флотируются в начале процесса, а матовые в конце. Поэтому флотацией можно добиться некоторого петрографического обогащения углей.

Степень окисленности. Окисленные угли флотируются хуже неокисленных. При небольшом окислении поверхности углей положительное действие оказывает применение реагентов, содержащих молекулы типа спиртов. Окисленный шлам требует большего времени флотации.

Свойства шлама (степень метаморфизма, петрографический состав, окисленность и гидрофобность поверхности) не контролируются, они изучаются в лаборатории в пусконаладочный период.

Характер вкрапления пустой породы. В настоящее время на флотацию поступает большое количество труднообогатимых шламов, т. е. сростков угля с породой, что значительно усложняет технологию флотации. Наличие тонкой вкрапленности неорганических минералов определяет трудность флотационного обогащения, о чем можно судить по фракционному составу питания угольной флотации.

Гранулометрический состав является важным фактором, определяющим эффективность процесса флотации. С уменьшением крупности шлама увеличивается вероятность механического уноса породных частиц в пенный продукт и, следовательно, вероятность повышения зольности концентрата. При наличии избыточного количества крупных частиц увеличиваются потери низкозольного угля с отходами флотации. Крупность шлама влияет на расход реагентов. С уменьшением размеров твердых частиц увеличивается общая площадь их поверхности и соответственно количество реагента-собирателя, а также увеличиваются время флотации и объем пенного продукта, и тогда подача питания уменьшается.

В технологии флотации углей большое значение имеет поведение частиц крайних флотационных размеров (самых крупных и тончайших). Известно, что крупные классы флотационных концентратов являются наименее зольными, т. е. крупные частицы породы не попадают в пену. Зольность же тонких классов концентрата, как правило, является наиболее высокой. В то же время основные потери угля с отходами происходят в виде крупных частиц: крупные чистые зерна угля извлекаются при флотации не полностью.

Таким образом, крупные частицы угля флотируются избирательно, но недостаточно полно, а тонкие классы – неселективно. Кроме того, тонкие шламы обычно значительно ухудшают весь процесс флотации углей. Шламы часто заметно снижают скорость флотации в первых камерах флотационных машин. Вследствие своей огромной удельной поверхности они занимают большую часть поверхности пузырьков, затрудняя флотацию относительно крупных зерен угля.

Оптимальной крупностью зерен угля в питании флотации считается размер до 0,5 мм, причем наилучшей флотируемостью обладают частицы класса 0,08–0,3 мм. При флотации этого класса

крупности в условиях оптимальной плотности пульпы и расхода реагентов получается наиболее нагруженная пена.

На обогатительных фабриках, где крупный шлам обогащается на спиральных сепараторах, на флотацию поступают частицы крупностью до 0,3 мм, что практически исключает потери крупных частиц угля с отходами. Однако, в этом случае, заметно снижается эффективность флотации разбавленных пульп с высоким содержанием тонких шламов. При флотации таких пульп существенный положительный эффект достигается при использовании подготовки пульпы методом масляной аэроагломерации.

Форма частиц угля. Форма, а также положение частицы в момент соприкосновения ее с пузырьком воздуха, играют большую роль. Так, плоские частицы при соприкосновении с пузырьком плоскостью наибольшего сечения должны закрепиться лучше, чем шарообразные зерна или частицы другой формы, но соприкоснувшиеся с пузырьком небольшим участком своей поверхности. Следует также отметить, что плоские частицы угля, хорошо закрепившиеся на воздушных пузырьках, способствуют стабилизации пены.

Наличие размокаемых глинистых включений. Глинистое вещество представлено различными минералами. Они очень часто заполняют мельчайшие трещины, образуя в них агрегаты тончайших чешуек. Глинистые минералы легко размокают в воде, образуя огромное число тончайших глинистых шламов, которые нарушают процесс флотации.

Фракционный состав. По данным фракционного состава можно судить о теоретически возможных показателях флотации. В угольных шламах содержится от 3 до 30 % промежуточных (по плотности) фракций. При высоком содержании этих фракций и их высокой зольности практически невозможно получить два конечных продукта обогащения – концентрат и отходы. Промежуточные фракции, как правило, выделяются в последних камерах флотомашин. Высокозольные промежуточные фракции выделяют в отдельный конечный продукт крайне редко, т. к. это связано с усложнением технологической схемы.

Содержание (концентрация) твердого в пульпе. Влияние плотности пульпы на флотацию весьма существенно и многообразно. Для получения качественных продуктов флотации следует

применять разбавленную пульпу (менее 100 г/л), хотя при этом общее извлечение уменьшается. Максимальный выход концентрата достигается при более высокой плотности пульпы, но при этом повышается ее вязкость и качество концентрата резко ухудшается. Это объясняется механическим выносом породных включений в пену. Жидкие пульпы считаются лучшими для флотации тонкозернистых угольных шламов, так как в этом случае уменьшается механический вынос породных частиц в пену. При флотации крупнозернистого материала пульпа должна быть плотнее, чем при флотации тонкого материала, хотя флотация тонких частиц угля протекает активнее в плотных пульпах, но с меньшей селективностью, а крупных – в разбавленных.

Снижение концентрации твердого в пульпе усиливает избирательность действия и обеспечивает повышенную чистоту первичной пены. Однако при этом не всегда получаются два кондиционных продукта. Оптимальная концентрация пульпы, подаваемой на флотацию, в значительной мере определяется содержанием в ней частиц мельчайших размеров (класс 0–0,05 мм), особенно коллоидной глины, и зависит от заданной зольности флотационного концентрата.

Особо тонкий материал требует большого разжижения. Чем плотнее пульпа, тем более зольным окажется концентрат и несколько менее зольными будут хвосты. При разбавленных пульпах увеличивается расход реагентов.

Температура пульпы имеет особенно большое значение для флотационных реагентов, растворимость и активность которых увеличиваются с повышением температуры. Подогрев пульпы горячим воздухом влияет на флотацию положительно, не только благодаря улучшению действия реагентов, но и из-за уменьшения вязкости пульпы. Все это увеличивает скорость флотации, улучшает качественно-количественные показатели флотационного обогащения, в том числе повышает производительность флотационных машин на 15–20 %.

Аэрированность пульпы определяется тремя факторами: содержанием пузырьков воздуха в единице объема пульпы, дисперсностью пузырьков воздуха и равномерностью распределения пузырьков в пульпе. Чем выше эти показатели, тем интенсивнее осуществляется флотация. При недостаточной аэрации снижается

скорость флотации, при избыточной – скорость флотации возрастает, но в ущерб селективности, так как флотация осуществляется крупными воздушными пузырьками. При концентрации твердой фазы 100–150 кг/м³ оптимальная аэрация пульпы составляет 25–30 %.

Для машины заданной конструкции и при постоянном составе питания имеется вполне определенная оптимальная аэрация пульпы, которая определяется экспериментально во время наладки процесса.

pH пульпы влияет в основном на свойства пены. Так, в кислой среде пена обычно быстро разрушается, а щелочная среда способствует лучшему пенообразованию. Обычно флотация угольных шламов протекает в нейтральной среде. Практика флотации показала, что в кислой среде можно успешно флотировать уголь катионными реагентами. Небольшие изменения pH пульпы, имеющие место на фабрике, на результаты флотации влияют незначительно и поэтому не контролируются.

5.2. Обогащение угольных шламов методом селективной масляной агломерации

В настоящее время реально рассматривать в качестве одного из альтернативных вариантов процессу флотации угля технологию селективной масляной агломерации тонких шламов, основанную на различном смачивании угольных и породных частиц масляными реагентами в водной среде. Сущность процесса заключается в селективном образовании углемасляных агрегатов при перемешивании пульпы в присутствии углеводородного связующего. В результате турбулизации пульпы образовавшиеся агрегаты уплотняются, структурно преобразуясь в прочные гранулы сферической формы. При этом, в зависимости от концентрации связующего, образование агрегатов может происходить либо путем слипания омасленных угольных частиц через тонкую пленку связующего, либо в результате избирательного наполнения капелек масла гидрофобными угольными частицами.

К достоинствам процесса масляной агломерации можно отнести высокую селективность при разделении частиц менее 100 мкм, широкий диапазон зольности обогащаемого угля, возмож-

ность вести процесс при плотности пульпы до 600 г/л, дополнительное обезвоживание концентрата за счет вытеснения воды маслом при образовании углемасляных гранул, практически полное извлечение ($> 90\%$) в угольный концентрат органической части угля и углеводородного связующего, что обеспечивает снижение зольности конечного продукта и повышение его теплотворной способности. Все это позволяет считать процесс масляной агломерации весьма перспективным при обогащении тонких угольных шламов, несмотря на сравнительно высокий расход масляных реагентов.

Метод обогащения угля масляной агломерацией известен уже более 90 лет, в течение которых разработаны и используются различные технологические варианты этого процесса. Впервые метод масляной агломерации угля «Трент-процесс» был разработан в 20-е годы прошлого века в США. По этому методу уголь, измельченный до крупности 0–100 мкм, перемешивался с водой и масляным агентом (печным маслом, нефтью, бензолом и т. п.) в специальном контактном чане – амальгаматоре. Расход связующего вещества составлял 25–35 % от массы угля, плотность пульпы – 20–40 %. Продукт перемешивания разделялся на сите. Была установлена возможность обогащения и обезвоживания по этому процессу антрацитов, битуминозных углей и лигнитов. При зольности исходного материала 10–35 % зольность концентрата составляла 6–26 %, а отходов 70–94 %. Влажность обезвоженных гранул находилась в пределах 10–20 %, их диаметр – 3–6 мм. Процесс был применен в промышленных условиях на углеобогащительных фабриках США и Франции. Производительность установок до 600 т/сут. Однако широкое распространение «Трент-процесс» не получил из-за высокого расхода органических масел.

В 50-е годы в ФРГ был разработан метод «Конвертоль» который отличался от «Трент-процесса» аппаратным оформлением, применением тяжелого мазута, меньшим расходом связующего вещества. Эксплуатация установки «Конвертоль» в промышленных условиях на протяжении 13 лет показала высокую эффективность процесса и стабильность качественных характеристик получаемых продуктов. Вместе с тем отмечены его недостатки – большой в сравнении с флотацией расход масла, сильный износ центрифуг, обезвоживающих углемасляный агломерат.

В 60–70 годы рядом исследовательских центров были разработаны различные модификации метода масляной агломерации. Основными из них являются: метод «Олифлок» (ФРГ), метод масляной агломерации (Индия), сферической агломерации (Канада), процесс фирмы «Шейл Ойл», метод фирмы ВНР (Австралия), процесс ВУХИНа (СССР) Эти методы отличаются один от другого технологическими схемами, аппаратным обеспечением, режимными параметрами, в том числе реагентами. Основное целевое направление – обогащение тонкодисперсных углей. Сотрудники Восточного углехимического института (ВУХИНа) предложили подвергать масляной агломерации угольную шихту перед коксованием, что по полученным данным улучшает ее коксующие свойства и качество кокса. Фирмой ВНР (Австралия) проводились работы по использованию масляной грануляции для сохранения коксующих свойств углей после их дальнего гидравлического транспортирования.

В конце 70-х – начале 80-х годов Институтом обогащения твердого топлива (ИОТТ) разработан способ «Могифлок», основное назначения которого – регенерация шламовых вод углеобогажительных фабрик. Практически все указанные способы масляной агломерации прошли опытно-промышленную апробацию. Процесс ВУХИНа использовался на Губахинском КХЗ более 10 лет. Основным недостатком, сдерживающим широкое внедрение масляной селекции в производство, являлся большой расход масляного агента.

В 80-е годы Донецким политехническим институтом наряду с процессом масляной грануляции высокозольных топлив ТЭС были разработаны новые модификации процесса масляной селекции: обогащение высокозольного угля методом масляной селекции (ОВЗУМС) и система масляной селекции при гидротранспортировании угля (СМАГТ). Они позволяют снизить расход связующего вещества до 5 % от массы угля при высоком качестве концентрата и отходов селекции.

Высокий расход связующего в процессе масляной агломерации связан с необходимостью получения крупных агрегатов, чтобы при разделении агрегированного продукта и минерализованной суспензии на сите не происходило засорение подрешетного продукта мелкими угольными агрегатами. Исследования возможности снижения расхода связующего проводились на кафедре обогащения полезных ископаемых Кузбасского государственного технического универси-

тета. Для сокращения потерь угля с отходами обогащения при низком расходе масла было рассмотрено несколько способов разделения продуктов агломерации: подача агрегированной суспензии на находящийся на сите слой более крупных частиц угля (концентрат спиральных сепараторов), перемешивание агрегированной суспензии с более крупными омасленными частицами угля перед разделением на сите, контрольная флотация загрязненного подрешетного продукта с возвращением флотоконцентрата на сито. В табл. 5.2.1 приведены результаты экспериментов при различном расходе связующего.

Таблица 5.2.1

Результаты масляной агломерации шламов
при различных способах разделения продуктов

Способ разделения	$Q_{св}$, %	γ_o , %	A^d_o , %
Через сито	1,0	9,8	16,4
	2,5	8,9	27,9
Через слой крупных частиц угля на сите	1,0	2,7	73,3
	2,5	2,1	84,5
После перемешивания с крупными омасленными частицами угля	1,0	3,6	45,4
	2,5	2,9	47,1
С контрольной флотацией подрешетного продукта	1,0	2,9	67,3
	2,5	2,6	83,2

Результаты исследований показали возможность снижения расхода связующего до 1–3 % и высокую эффективность масляной агломерации угля при разделении продуктов агрегации через слой более крупных частиц угля на сите (рис. 5.2.1). В этом случае крупные частицы угля служат дренажным слоем, на который налипают мелкие угольные агрегаты, что сокращает потерю их с подрешетным продуктом. С увеличением толщины дренажного слоя потери угля практически исключаются. При обезвоживании надрешетного продукта грохота в фильтрующей центрифуге влажность концентрата снижается до 8–12 % и его можно использовать без дополнительной обработки.

Появление новых «низкорасходных» по маслу технологий масляной агломерации, развитие вспомогательных процессов, в частности обезмасливания концентрата, а также выявление областей

применения процесса, не выдвигающих жестких требований к расходу связующего вещества (подготовка угля к брикетированию, облагораживание угля перед ожигением, утилизация маслосодержащих отходов и др.) дают новый импульс для развития и внедрения новой технологии обогащения и обезвоживания тонкодисперсных углей в различных отраслях промышленности.

Перспективы технологии масляной агломерации открываются при применении его на тепловых электростанциях и котельных, потребляющих жидкое топливо. В этом случае, низкочастотные гранулы могут служить высококалорийным наполнителем водоуглемазутной суспензии, сжигаемой с помощью мазутных форсунок. Это позволит существенно снизить расход дефицитного и дорогого жидкого топлива.

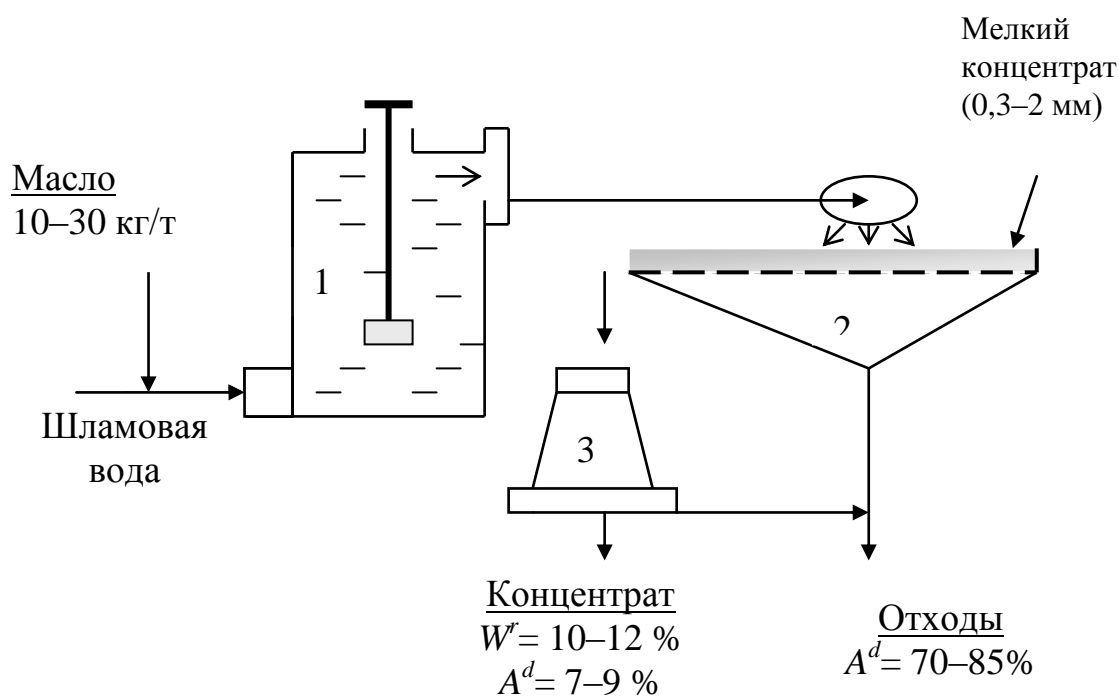


Рис. 5.2.1. Схема установки масляной агломерации угля с разделением продуктов через слой частиц угля на сите: 1 – бак с мешалкой; 2 – грохот; 3 – центрифуга

При добыче и переработке энергетических углей из дальнейшего использования обычно исключаются угольные шламы, которые в виде шламовой воды сбрасываются в наружные отстойники. В результате этого теряется большое количество ценной органической составляющей углей, происходит загрязнение

окружающей среды. Использование масляной агломерации при обогащении шламов энергетических углей позволяет получить высококалорийное топливо при низких затратах на обезвоживание концентрата.

Целесообразность включения процесса масляной агломерации в технологию приготовления водоугольного топлива (ВУТ) обусловлена следующими причинами: измельчение угля при приготовлении ВУТ приводит к обновлению угольной поверхности, что позволяет обогащать окисленные угли и шламы из отстойников; близкие качественно-количественные параметры концентрата агломерации и ВУТ исключают необходимость вспомогательных операций.

Дальнейшее совершенствование и развитие технологии обогащения тонких угольных шламов методом масляной агломерации целесообразно проводить в следующих направлениях: изучение механизма действия реагентов при образовании углемасляных гранул; изыскание новых, недорогих и недефицитных масляных реагентов; повышение эффективности операции разделения агрегированного продукта и минеральной суспензии при низких расходах связующего; разработка новых методов обезвоживания агрегированного концентрата до влажности, обеспечивающей дальнейшее использование его без сушки; расширение сырьевой базы и области применения данной технологии.

Литература 1, 3, 4, 5, 9, 11, 21, 24

Вопросы для самопроверки

- 1. На каком принципе основано разделение угольных и породных частиц при флотации?*
- 2. Почему не флотируются угольные частицы крупностью более 1 мм?*
- 3. Как влияет гранулометрический состав на результаты флотации?*
- 4. Назовите реагенты для флотации угля, способы подачи их в пульпу и расход.*
- 5. Какие требования предъявляются к машинам для флотации угля?*
- 6. Укажите преимущества механических флотомашин.*

7. *Какое вспомогательное оборудование необходимо использовать при флотации угля?*
8. *Чем обусловлена возможность применения прямых схем флотации?*
9. *Каким образом автоматизирован процесс флотации*
10. *Флотация угольных шламов. Вероятность флотации частиц угля разной крупности.*
11. *Схема цепи аппаратов отделения флотации и обезвоживания продуктов разделения.*
12. *Технологические факторы флотации углей. Подготовка пульпы и реагентный режим флотации углей.*
13. *Технологические факторы флотации углей. Аппаратурное оснащение и свойства флотируемых углей.*
14. *Масляная грануляция угольных шламов. Основы и механизм образования агрегатов.*
15. *Технологические факторы процесса масляной грануляции угольных шламов.*
16. *История развития технологии масляной грануляции угольных шламов.*
17. *Технология масляной аэроагломерации угольных шламов.*
18. *Технологические факторы процесса масляной аэроагломерации угольных шламов.*
19. *Промышленная установка МАА. Использование процесса МАА на фабриках.*

6. ОБЕЗВОЖИВАНИЕ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Обезвоживанием называется процесс удаления влаги из продуктов обогащения. Необходимость процесса вызвана тем, что после обогащения в водной среде в продуктах остаётся часть влаги, являющаяся балластом. Для дальнейшего передела продуктов влагу следует удалить, доведя до нормативных показателей. В углеобогащении влажность концентрата должна быть для коксующихся углей – до 7 % зимой и 8 % летом, в концентрате энергетических углей – до 9 %.

Чем больше энергия связи жидкости с поверхностью твердого, тем труднее эту жидкость отделить. На энергетическом принципе основана классификация форм связи влаги с материалом по Ребиндеру: 1) химическая связь (адгезионная влага); 2) физико-химическая связь (адсорбционная или гигроскопическая влага); 3) физико-механическая (капиллярная, гравитационная влага). В соответствии с этой классификацией влага разделяется на следующие виды:

1. Адгезионная (внутренняя) влага – удерживается на поверхности частиц молекулярными силами, химически связана с твердой фазой, не удаляется даже при термической сушке. Это гидратная или кристаллизационная влага.

2. Адсорбционная (гигроскопическая) влага – поглощается (адсорбируется гидрофильными материалами из воздуха. Удерживается на поверхности в виде пленок силами адсорбции. Прочно связана с поверхностью. Ее поглощают материалы капиллярно-пористой структуры и хорошо растворимые в воде вещества. Количество поглощенной влаги увеличивается с увеличением влагосодержания воздуха. Удаляется при сушке.

3. Капиллярная влага – заполняет капиллярные промежутки, образующиеся между частицами, или поры внутри самих частиц твердого и удерживается в них силами капиллярного давления. Количество влаги зависит от пористости материала и смачиваемости поверхности.

4. Свободная (гравитационная влага) – заполняет все промежутки между частицами и перемещается под действием силы тяжести.

Капиллярная и свободная влага удаляются механическими и термическими методами обезвоживания. Оказывают максимальное отрицательное влияние на такие показатели как грохотимость, смерзаемость и транспортабельность продуктов.

В практике углеобогащения различают два вида влаги – *внешнюю* W_{ex} и *воздушно-сухого топлива* W_h , которые вместе составляют влагу *общую* W_t . Содержание влаги в продуктах оценивается как отношение массы воды в продукте к массе сырого продукта в процентах.

Внешняя влага представляет собой свободную влагу на внешней поверхности зерен угля, удерживаемую капиллярными силами в открытых трещинах и порах. Внешняя влага определяется путем просушки угля при температуре не более 50 °С.

Влага *воздушно-сухого топлива* представлена адсорбционно-связанной влагой и характеризует пористость и гидрофильные свойства угля. Влага воздушно-сухого угля определяется путем его сушки при температуре 105–110 °С.

В зависимости от содержания воды продукты обогащения делятся на:

1) обводненные (жидкие) – содержат ~40 % воды, обладают подвижностью жидкости, представляют собой механическую смесь твердого и воды. Это слив мельниц, отсадочных машин;

2) мокрые – 15–40 % влаги, не обладают подвижностью жидкости. Содержат все виды влаги. Получаются после обезвоживания жидких;

3) влажные – 5–15 % влаги. В них нет гравитационной влаги. Получаются после обезвоживания мокрых;

4) воздушно-сухие – сыпучие продукты, удерживают гигроскопическую влагу адсорбционными силами на поверхности частиц в виде молекулярной пленки. Влага, конденсированная на поверхности частиц, не превышает 5 %;

5) сухие – содержат только внутреннюю влагу.

На углеобогатительных фабриках применяют следующие основные методы обезвоживания продуктов: дренирование, центрифугирование, фильтрование, сгущение и термическую сушку. Выбор способа обезвоживания зависит от гранулометрического состава и свойств материала, а также от требований к влажности продукта.

В табл. 6.1 приведена влажность продуктов обогащения углей, которая принимается в расчетах по данным практики углеобогащения.

Таблица 6.1

Влажность продуктов обогащения углей,
принимаемая по результатам практики

Наименование продукта	Крупность, мм	Влажность продуктов, %, после обезвоживания в:					
		элеваторы	грохоты	центрифуги	вакуум-фильтры	фильтр-прессы	гипербар-фильтры
Продукты отсадки:							
Концентрат	13–150		6–12				
Концентрат (марка А)	6–13		7–9				
Концентрат	0,5–13	18–22	14–16	8–10			
Промпродукт	13–150	9–14	7–13				
Промпродукт	0,5–13	19–23	15–17	8–12			
Отходы	13–150	10–15	8–14				
Отходы	0,5–13	20–24	16–20				
Продукты тяжелых сред							
Концентрат	13–200,300		6–12				
Концентрат (марка А)	6–13		7–9				
Концентрат	0,5–13		14–16	8–10			
Концентрат	0,5–6		16–18	9–10			
Промпродукт	13–200,300		7–13				
Промпродукт	0,5–13		15–17	7–12			
Отходы	13–200,300		8–14				
Отходы	0,5–13		20–24				
Продукты флотации:							
Концентрат	0–0,5				23–30	18–23	18–22
Отходы	0–0,5					30–40	

Большие значения влажности принимаются для углей меньшей степени метаморфизма. При размокаемых породах (содержание глинистых частиц больше 50 %) влажность породы увеличивают на 20 %.

6.1. Дренаживание

собственного веса. Дренаживание – наиболее простой способ удаления влаги, обычно его применяют для обезвоживания крупных и средних классов крупности. Этот способ обезвоживания осуществляется на дренажных площадках, в бункерах, на неподвижных и подвижных грохотах, в элеваторах.

На дренажных площадках обезвоживаются угольные шламы и отходы флотации. Влажность шламов при складировании на дренажную площадку не должна превышать 35–45 %, а просушенный материал не должен содержать более 20–30 % влаги.

Этот метод обезвоживания несовершенен и малоэффективен (особенно в зимнее и дождливое время), поэтому к нему прибегают весьма редко.

В бункерах эффективно обезвоживается крупный концентрат (13–100 мм). Влажность после обезвоживания составляет 4–5 %. Время обезвоживания – 6–8 часов. Время обезвоживания мелкого концентрата (0,5–13 мм) – 16–24 часа. В настоящее время обезвоживание в бункерах применяется крайне редко.

Обезвоживание в элеваторах промпродукта и отходов отсадочных машин производится при транспортировании их из классификаторов и отсадочных машин.

Рабочим органом обезвоживающего элеватора является бесконечная цепь с перфорированными ковшами. Цепь устанавливается в наклонном кожухе, который соединяется с пирамидальной частью отсадочной машины. Исходное питание поступает через загрузочное отверстие в башмак элеватора, захватывается ковшами и транспортируется ими кверху. Вода удаляется из материала под действием силы тяжести после того, как ковш поднимется над уровнем воды, заполняющей нижнюю часть элеватора. Разгрузка обезвоженного продукта происходит при опрокидывании ковша через верхние звездочки (рис. 6.1.1). Высота точки разгрузки элеватора над уровнем воды должна быть не менее

4 м. Ковши элеваторов на передней части имеют продолговатые отверстия для стока воды. Ковши имеют передние водоотводящие листы, которые при работе элеватора препятствуют попаданию воды из верхних ковшей в нижние. При таком устройстве ковшей угол наклона элеватора может быть увеличен до 75° . Длина надводной части элеватора, где происходит непосредственно обезвоживание, определяется исходя из времени обезвоживания продукта в элеваторе ($t = 25$ с) и скорости движения цепи ($V = 0,25$ м/с). Исходя из этого, для обезвоживания требуется длина надводной части, равная $S = V \cdot t = 0,25 \cdot 0,5 = 6,25$ м. Скорость цепи элеватора принимают равной для крупного материала $0,25\text{--}0,27$ м/с, для мелкого – $0,15\text{--}0,17$ м/с.

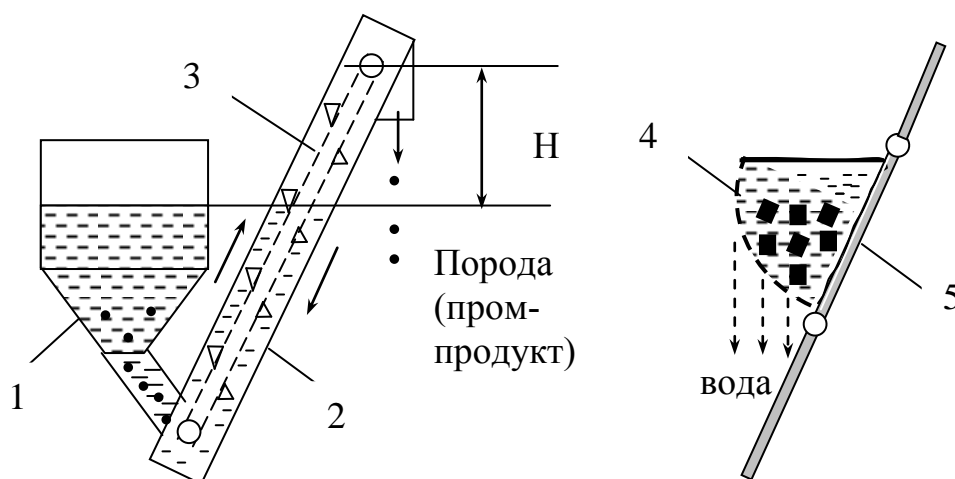


Рис. 6.1.1. – Обезвоживающий элеватор: 1 – пирамидальная часть отсадочной машины; 2 – кожух элеватора; 3 – цепь с перфорированными ковшами; 4 – перфорированный ковш; 5 – звено цепи; Н – высота надводной части элеватора

В промышленных элеваторах ширина ковша колеблется в пределах 400–1000 мм, ёмкость – от 20 до 125 литров.

Элеваторы выпускают с рассредоточенными ковшами типа ЭО (ковши закреплены через одно звено) и с сосредоточенными ковшами типа ЭОС (ковши закреплены на каждом звене цепи).

После обезвоживающих элеваторов влажность крупных продуктов составляет 10–16 %, а мелких продуктов – 16–25 %.

На грохотах обезвоживают крупный и мелкий концентраты, промпродукт, породу и шлам.

Обезвоживание на подвижных грохотах происходит в процессе подбрасывания и перемешивания материала на решетке, что значительно интенсифицирует процесс отделения воды. Дополнительное снижение влаги происходит при ополаскивании движущегося материала струей чистой воды под давлением.

Для предварительного обезвоживания материала применяются неподвижные плоские сита, вмонтированные в желоб, а также дуговые сита и конические грохоты (рис. 6.1.2), в которых дополнительно действуют центробежные силы.

Благодаря тангенциальному подводу питания на поверхности грохота создается вращающийся поток суспензии.

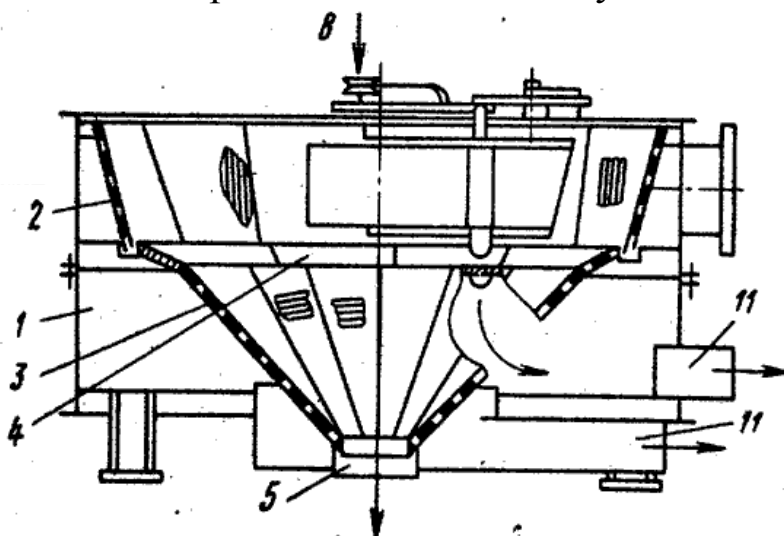


Рис. 6.1.2. Схема конусного грохота типа ГК: 1 – корпус грохота; 2 – верхнее кольцеобразное сито; 3 – нижнее пирамидальное сито; 4 – кольцевой порог; 5 – разгрузочное отверстие для удаления обезвоженного продукта; 11 – разгрузочные отверстия

На кольцевой обезвоживающей поверхности в верхней части грохота образуется слой материала определенной толщины. Под действием центробежной силы здесь удаляется 80–90 % воды и мелочи. Оставшаяся свободная влага удаляется в пирамидальной части грохота. Удельная производительность ГК больше, чем у подвижных грохотов и составляет $\approx 80 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ по суспензии и $20 \text{ т}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$ по твердому. Выпускаются грохоты ГК-1.5, ГК-3, ГК-6, цифры показывают площадь обезвоживающей поверхности, м^2 . Устанавливаются перед отсадочными машинами или для обезвоживания крупнозернистого шлама.

Для обезвоживания продуктов обогащения наибольшее распространение на УОФ получили грохоты следующих типов: ГСЛ (грохот самобалансный), ГРЛ (грохот резонансный), ГРД (грохот резонансный двухкоробный), ГИСЛ (грохот инерционный самобалансный легкого типа).

Влажность концентрата после обезвоживания на грохотах составляет, %: для крупного 6–12, мелкого 10–14 и для шлама 22–28.

В последнее время появились высокочастотные грохоты типа ГВЧ. Особенностью их является повышенная частота вибраций сита при той же амплитуде. Это обеспечивает возможность достижения высоких значений ускорений и соответственно сил инерции, действующих на частицы. На этих грохотах возможно обезвоживание частиц класса 0,2–3 мм из состояния пульпы с содержанием твердого 30–40 % до влажности порядка 25 %.

6.2. Центрифугирование

Центрифугированием называют процесс обезвоживания мелких и тонких продуктов под действием центробежных сил во вращающемся роторе. Жидкая фаза проходит через слой образующегося осадка, сито ротора и отводится из центрифуги. Использование центробежных сил, ускорение которых в десятки и сотни раз превосходит ускорение силы тяжести, обеспечивает высокую интенсивность отделения влаги от обезвоживаемых углей. Обезвоженный осадок, в зависимости от конструкции центрифуги, под действием собственного веса, либо с помощью шнека, либо под действием вибраций разгружается в приёмный бункер. Отфильтрованная влага вместе с тонкими частицами угля (фугат) направляется на переработку шламовых вод. Различают обезвоживание в фильтрующих и осадительных центрифугах.

Все центрифуги по назначению делятся на две группы:

1. Фильтрующие, предназначенные для обезвоживания материалов крупностью 0,5–13 мм;

Фильтрующие центрифуги, в зависимости от способа разгрузки осадка, подразделяются на следующие типы:

- 1) с центробежной разгрузкой осадка (инерционные);
- 2) со шнековой разгрузкой осадка

- 3) с вибрационной разгрузкой осадка;
- 4) вибрационно-пульсирующие

По расположению вала ротора центрифуги выполняют горизонтальными и вертикальными.

Процесс центробежного фильтрования разделяется на три периода: образование осадка, уплотнение осадка и его механическая сушка. Первый период представляет собой обычное фильтрование под давлением, создаваемым центробежной силой. В течение второго периода образовавшийся осадок, являющийся двухфазной системой, постепенно уплотняется. К началу третьего периода осадок становится трехфазной системой, так как его поры частично заполняются воздухом, а жидкость остается в местах контактов частиц, образуя мениски.

Вибрационные центрифуги с вертикальным ротором – самый распространенный тип фильтрующих центрифуг. Основные преимущества – возможность регулирования времени пребывания осадка в роторе с помощью изменения режима вибрации, меньшая по сравнению со шнековыми центрифугами степень переизмельчения угля (примерно в 2 раза), небольшой удельный расход потребляемой электроэнергии и высокая производительность (до 400 т/ч).

Фильтрующие центрифуги служат для обезвоживания мелких продуктов переработки углей, предварительно обезвоженных до влажности 25–30 %. Влажность обезвоженного осадка составляет 7–10 %, а унос твердого с фугатом – 3–5 %.

Наибольшее влияние на влажность обезвоженного продукта оказывают его гранулометрический состав и особенно содержание частиц крупностью менее 0,5 мм. Степень обезвоживания зависит от центробежной силы, удельной нагрузки, характера фильтрующей поверхности, времени пребывания осадка в роторе, равномерности нагрузки и др.

Центрифуга ФВВ – фильтрующая вертикальная вибрационная – применяется для обезвоживания влажного (20–25 %) мелкого (0,3–13 мм) концентрата или промпродукта после предварительного обезвоживания на грохотах или в багер-элеваторах (6.2.1).

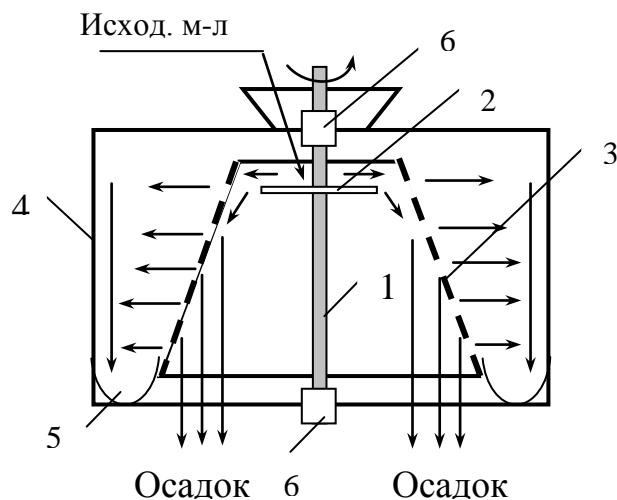


Рис. 6.2.1. Фильтрующая центрифуга с вибрационной разгрузкой осадка: 1 – вал ротора; 2 – диск разбрасывателя; 3 – перфорированный ротор; 4 – кожух; 5 – кольцевой желоб фугата; 6 – подшипники

К центрифугам с *инерционной выгрузкой осадка* относится машина ФВИ-100 (фильтрующая, вертикальная, с инерционной выгрузкой), показанная на рис. 6.2.2.

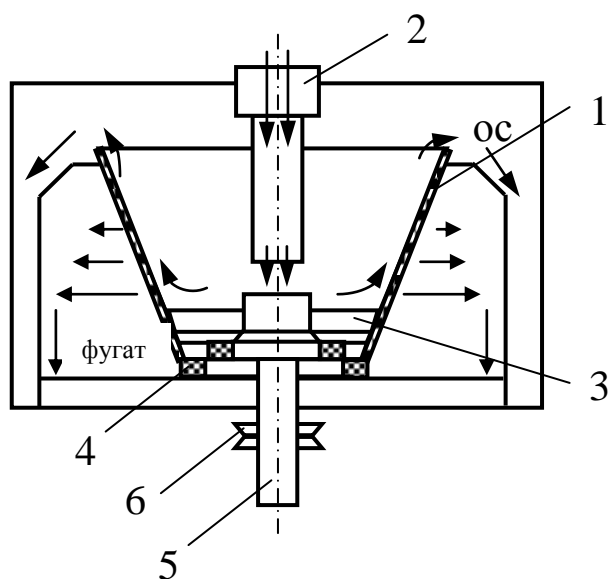


Рис. 6.2.2. Схема инерционной центрифуги типа ФВИ: 1 – фильтрующий ротор; 2 – загрузочное устройство; 3 – тороидальная вставка; 4 – упругие опоры; 5 – вал; 6 – приводной шкив

Ротор центрифуги установлен на упругих опорах. Ротор вращается от электродвигателя через клиноременную передачу. Питание через загрузочное устройство поступает на днище ротора. Здесь

ему придается начальное ускорение с помощью тороидальной вставки. За счет того, что ротор постепенно увеличивается в диаметре в направлении разгрузки, происходит дополнительное обезвоживание осадка из-за его растрескивания. Осадок перемещается к верхней кромке ротора и разгружается. Жидкая фаза фильтруется через осадок и стенки ротора, собирается в приемнике фугата и отводится. Производительность до 80 т/ч, влажность осадка 8 % при влажности питания 25 %.

Основные преимущества: 1) возможность регулирования времени пребывания осадка в роторе за счет изменения режима вибрации, 2) по сравнению со шнековыми степень переизмельчения материала в 2 раза меньше, 3) низкий удельный расход потребляемой электроэнергии, 4) высокая производительность (до 400 т/ч).

Недостатки: 1) отсутствие разбрасывающего устройства, 2) сложности в эксплуатации и ремонте.

Влажность осадка зависит от содержания класса $< 0,5\text{мм}$ и составляет 9,5–14 %.

В последнее время наиболее широко применяются центрифуги с горизонтальным расположением ротора. Схема такой машины типа ВГ-1320 приведена на рис. 6.2.3.

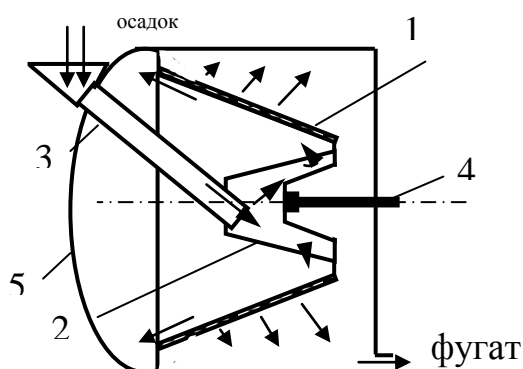


Рис. 6.2.3. Схема горизонтальной вибрационной центрифуги:
1 – ротор; 2 – вращающийся конус-распределитель; 3 – загрузочный желоб; 4 – эксцентриковый вал; 5 – крышка

Центрифуга снабжена двумя электродвигателями – для вращения и для придания вибрации ротору через эксцентриковый вал. Производительность 250 т/ч, влажность кл. 0,5–13 мм 7,5 %, унос твердого 1,5–3 %.

Технические характеристики центрифуг приведены в табл. 6.2.1.

Таблица 6.2.1

Технические характеристики центрифуг

Показатели	ФВВ-1121 У-02	ФВВ- 1000	ФВВ- 1500	ФГВ- 1321-02	ФГВ- 115.1- 1У-0-1	ФГВ- 150.1У- 01
Производительность по исходному материалу, т/ч	60-80	80-100	300	250	100	400
Ротор максимальный внутренний диаметр, мм	1120	1000	1500	1320	1150	1500
Частота колебаний ротора, мин ⁻¹	1600-1800	1600- 1800	1200 1600	1570 1620	1570- 1620	1570- 1620
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	420	420	420	300-350	300-400	300-350
Мощность электродвига- теля, кВт	22	23	25	63	45	83
Габаритные размеры, мм						
длина	2900	2900	3653	2995	2995	3115
ширина	2180	2170	2400	2510	2510	2710
высота	1560	1560	1880	2385	2385	2485
Масса, кг	3150	3800	6210	4800	4550	7000

Шнековые центрифуги применяются для труднотранспортируемых материалов с высоким содержанием тонких частиц. Для увеличения времени пребывания осадка в центрифуге, угол конусности ротора делают меньшим ϕ . Осадок при этом сам не движется, поэтому его выгружают шнеками. Перемещение осадка обеспечивается за счет разности угловых скоростей ротора и шнека.

Схема шнековой центрифуги типа ФВШ-100 (фильтрующая, вертикальная, шнековая) показана на рис. 6.2.4. Вращение от электродвигателя передается клиновыми ремнями шкиву, связанному со шнеком и валом. С центральным валом связана шестерня б, которая передает вращение ротору. шнек транспортирует осадок к нижнему широкому концу ротора. Влажность осадка зависит от грансостава питания и нагрузки на центрифугу. При превышении нагрузки больше оптимальной, влажность осадка увеличивается.

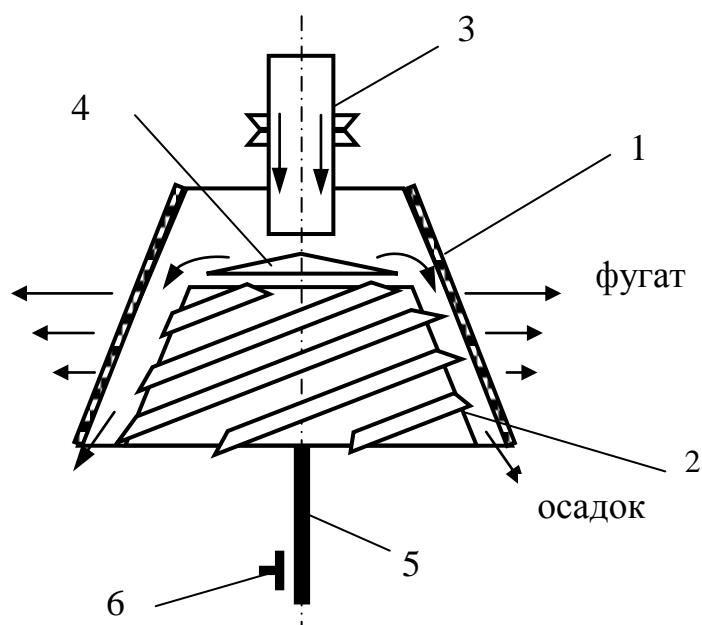


Рис. 6.2.4. Схема шнековой фильтрующей центрифуги типа ФВШ: 1 – ротор; 2 – шнек; 3 – питающее устройство; 4 – распределительная крышка; 5 – вал; 6 – передача, соединенная со шнековым ротором для обеспечения разности угловых скоростей вращения

Преимущества шнековых центрифуг: 1) возможность обезвоживать уголь с высоким содержанием класса $< 0,5$ мм, 2) получение осадка с минимальной влажностью. Недостатки: 1) значительное переизмельчение осадка (до 10 %), 2) высокий унос твердого в фугат (до 260 кг/м^3), 3) срок службы ротора в 2 раза меньше, чем у вибрационных центрифуг других типов, 4) материалоемкость больше в 2 раза по сравнению с инерционными центрифугами. Производительность до 100 т/ч, влажность осадка 6,5–8,5 %.

Технические характеристики центрифуг приведены в табл. 6.2.2.

Таблица 6.2.2

Технические характеристики центрифуг типа ФВШ

Показатели	ФВШ-1320	ФВШ-900	ФВШ-950	ФВШ-1000
Производительность по питанию, т/ч	120...200	65	95	100
Максимальный внутренний диаметр ротора, мм	1320	900	1000	1000

Показатели	ФВШ-1320	ФВШ-900	ФВШ-950	ФВШ-1000
Частота вращения шнека, об/мин	490	975	594	588
Частота вращения ротора, об/мин	489	974	592	600
Мощность электродвигателя, кВт	55	74,6	40	37
Габаритные размеры, мм				
длина	3500	2450	2450	2420
ширина	2300	1610	1680	2400
высота	1800	1400	1400	2070
Масса, кг	4650	460	3600	4110

2. Осадительные (рис. 6.2.5) и осадительно-фильтрующие, предназначенные для обезвоживания водоугольных пульп, содержащих угольные частицы размером (0–3мм) (разбавленных шламов, отходов флотации, в некоторых случаях флотационных концентратов, а также для одновременного осветления промышленных вод).

Осадительное центрифугирование осуществляется в центрифугах со сплошным ротором, которые предназначены для обезвоживания разжиженных мелких продуктов обогащения и осветления оборотных вод углеобогатительных фабрик. Конечная влажность зернистого шлама (0,5–3 мм) после обезвоживания составляет 16–25 %, мелкого шлама (0–0,5 мм) – 25–33 %.

Исходный материал через окна шнекового ротора попадает на внутреннюю поверхность вращающегося сплошного ротора и под действием центробежных сил прижимается к внутренней поверхности ротора. Крупные, тяжелые частицы осаждаются и концентрируются у стенок ротора, вытесняя воду в пространство, расположенное ближе к центру вращения. Фугат удаляется из ротора через сливные окна 4, а осадок транспортируется шнеком к разгрузочным окнам 3.

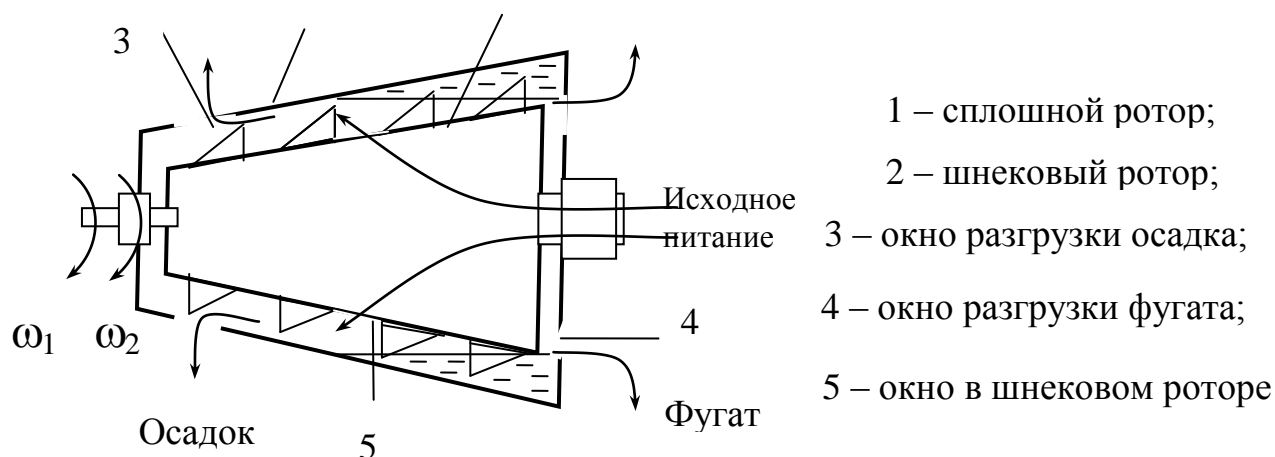


Рис. 6.2.5. Осадительная центрифуга: ω_1 – скорость вращения шнекового ротора; ω_2 – скорость вращения сплошного ротора

Процесс, происходящий в роторе работающей центрифуги, включает три основных периода: осаждение частиц твердой фазы; транспортирование осадка витками шнека по ротору и обезвоживание осадка в конической части ротора.

Общий конструктивный признак всех современных осадительных центрифуг – горизонтальное расположение ротора с соосно размещенным внутри него шнеком.

Осадительные центрифуги выпускаются противоточные и прямоточные. В противоточных жидкая и твердая фазы движутся в противоположных направлениях. Здесь исходная суспензия подается в зону с уже сформировавшимся осадком и размывает его. При этом уже осевшие частицы увлекаются к сливным окнам.

В прямоточных машинах твердая и жидкая фазы движутся в одном направлении. Осветленная вода в зоне перехода цилиндра в конус удаляется из машины по внутреннему (еще одному) цилиндру. Осадок выводится через конус ротора. В жидкостной ванне таких центрифуг нет турбулентных зон. Это облегчает отделение жидкости от осадка.

При обезвоживании в осадительных центрифугах можно получить флотационный концентрат влажностью 25–35 %, осадок угольных шламов влажностью 20–26 %, а унос твердого с фугатом составляет 25–35 %.

Технические характеристики осадительных центрифуг приведены в таблице 6.2.3.

Технические характеристики осадительных центрифуг

Параметры	ОГШ-1.32	HSG-1100	HSG-1200	НОГШ-1350	HSG-1300
Диаметр, мм	1320	1100	1200	1350	1300
Производительность по твердому, т/ч	40–50	50	200	25–35	130–320
Крупность обезвоживаемого угля, мм	0–3	3–25		0–2	
Частота вращения шнека, об/мин	576	968	745	795	790
Потребляемая мощность, кВт	132	22,4	55	160	55
Габаритные размеры (не более), мм	4250× 3700× 1850		2350× 1890× 1945	4100× 3700× 1830	
Частота вращения ротора, об/мин	500–750	975	760	800	790
Масса, кг	13000	3855	7000	12000	7000

3. Осадительно-фильтрующие центрифуги «Декантер» (рис. 6.2.6) в настоящее время являются наиболее применяемым оборудованием для обезвоживания тонкого угля в США, Австралии и в России.

Широкое использование этой центрифуги в большей степени обусловлено надежностью в работе и способностью получать более низкую влажность продукта.

При крупности в питании 0–2 мм центрифуга может обеспечивать производительность до 90 т/ч по твердому и 180 м³/ч по исходной пульпе. При этом влажность кека будет в пределах 8–14 % в зависимости от гранулометрической характеристики шлама и степени метаморфизма угля.

Осадительно-фильтрующая центрифуга является непрерывно действующей и имеет две последовательных стадии разделения твердого от жидкого исходной пульпы. Первая стадия включает центробежный отжим твердого в сплошном цилиндрическом роторе, вторая стадия включает центробежную фильтрацию на щелевом сите цилиндрической формы. Как показано на рис. 6.4, пульпа через конец стационарно установленной трубы питания. Пульпе придает-

ся вращательная скорость в разгонной камере, и она распределяется через питающий порт в осадительную часть ротора. Твердые частицы из пульпы осаждаются на сплошной стенке ротора благодаря большой центробежной силе.

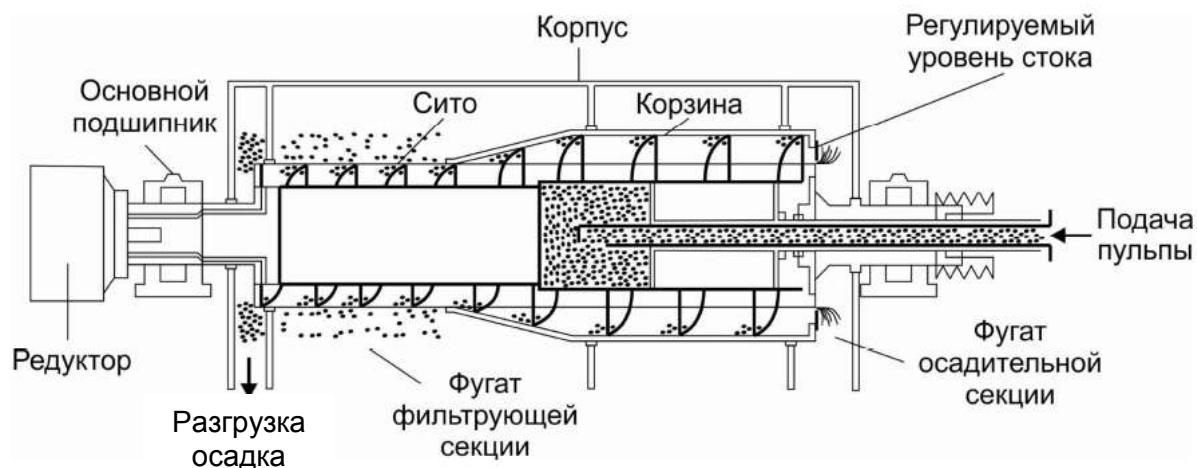


Рис. 6.2.6. Осадительно-фильтрующая центрифуга «Декантер»

Это осадительное действие является первой стадией обезвоживания в центрифуге. Отжатая вода к оси вращения центрифуги образует бассейн осветленной жидкости, которая содержит небольшое количество ультратонких твердых частиц, сливается переливом через регулируемые перегородки, расположенные в торце ротора центрифуги со стороны ввода питающей трубы. Этот слив называется фугатом осадительной секции и обычно направляется в отходы из-за низкого содержания ультратонкого твердого (около 20 г/л) и его высокой зольности. Осадок, осажденный на стенку сплошного цилиндрического ротора, транспортируется спиральным шнеком, который вращается с немного меньшей скоростью, чем ротор. Шнек перемещает осажденное твердое из цилиндрической секции на пляж, который формируется на уменьшающейся в диаметре конусной части сплошного ротора, где осадок выходит выше зеркала жидкости бассейна, и далее транспортируется в цилиндрическую ситовую секцию меньшего диаметра. Здесь влага дополнительно удаляется из кека за счет центробежной фильтрации. Действие центробежной фильтрации является второй стадией обезвоживания в осадительно-фильтрующей центрифуге. В большинстве случаев, материал, который дренировал через ситовую секцию (фугат филь-

трующей секции) содержит ценный низкозольный уголь и, поэтому, его возвращают обратно в питание на дополнительное извлечение.

Технические характеристики приведены в таблице 6.2.4.

Таблица 6.2.4

Технические характеристики осадительно-фильтрующей центрифуги «Декантер

Параметры	Декантер TS-500	Декантер 44×132
Производительность, т/ч	180	до 182
Масса, кг	20865	20865
Мощность электродвигателя главного привода, кВт	375	372
Максимальная скорость вращения ротора, об/мин	1000	1000
Содержание твердого в исходном питании, кг/м ³	350-500	370-500
Содержание твердого в – фугате фильтрующей секции, кг/м ³ – фугате осадительной секции, кг/м ³	200–400 20–40	190–370 23–45
Влажность обезвоженного осадка, %	10–14	9–12

Наиболее важные параметры пульпы, которые влияют на обезвоживающее действие осадительно-фильтрующей центрифуги это размер частиц, содержание твердого в пульпе питания и расход пульпы. Наиболее важные механические параметры центрифуги включают глубину бассейна, скорость вращения и передаточное число редуктора.

Конечная влажность продукта производимой осадительно-фильтрующей центрифугой зависит от количества ультратонких частиц в пульпе питания.

На УОФ наибольшее распространение получили фильтрующие центрифуги со шнековой выгрузкой осадка ФВШ-950; с вибрационной выгрузкой – ФВВ-100.1У-01, ФВВ-112.1У-02 и ФГВ-132.1У-01; инерционной выгрузкой – ФВИ-100.1К-02. Из осадительных центрифуг применяют машины ОГШ-1.32, НОГШ-1320Ф. Из зарубежных конструкций осадительно-фильтрующих центрифуг следует отметить центрифугу повышенной производительности типа «Де-

кантер» для обезвоживания угольного концентрата с крупностью частиц в питании 0,15–2 мм, цилиндроконические центрифуги типа «TS», «TSE», «TSS» (SIBTECHIK GmbH) для осветления воды в исполнении «ситовый декантер», высокоскоростные центрифуги «Андритц А» с использованием износостойких керамических деталей или пластин из карбида вольфрама.

6.3. Обезвоживание шламов и продуктов флотации фильтрованием

В зависимости от свойств и состава шламов и продуктов флотации их обезвоживают на дисковых, барабанных и ленточных вакуум-фильтрах, а также камерных и ленточных фильтр-прессах. Максимальный размер частиц шлама, обезвоживаемого фильтрованием, в практике углеобогащения обычно не превышает 2 мм.

Фильтрование – заключается в образовании осадка твердых частиц на фильтрующей перегородке и удалении жидкой фазы через слой осадка и пористую перегородку, которое происходит под влиянием разности давлений, создаваемых по обеим сторонам перегородки.

Влажность осадка зависит от типа и конструкции фильтра, характеристики твердой и жидкой фаз суспензии, движущей силы, продолжительности и условий просушки осадка и др.

На значение уноса твердого с фильтратом влияют концентрация твердой фазы в исходной суспензии, содержание тончайших частиц твердой фазы, толщина осадка, тип фильтровальной перегородки и ее состояние, тип и расход флокулянта.

Для обезвоживания флотационных концентратов и крупнозернистых шламов применяются вакуум-фильтры непрерывного действия: дисковые, ленточные и барабанные. В практике наибольшее распространение получили *дисковые фильтры*. Эти фильтры выполнены в виде набора вертикальных вращающихся дисков, состоящих из отдельных секторов, частично погруженных в ванну с разделяемой суспензией. Секторы обтянуты фильтровальной перегородкой и их внутренние полости через горловины сообщаются с каналами ячеякового вала.

На производительность дисковых вакуум-фильтров значительно влияет зольность тонких классов фильтруемого концентрата.

Присутствие глинистых частиц в фильтруемом материале приводит к образованию более плотных осадков с малой проницаемостью, снижению скорости фильтрования, повышению влажности осадка и забиванию фильтрующей перегородки.

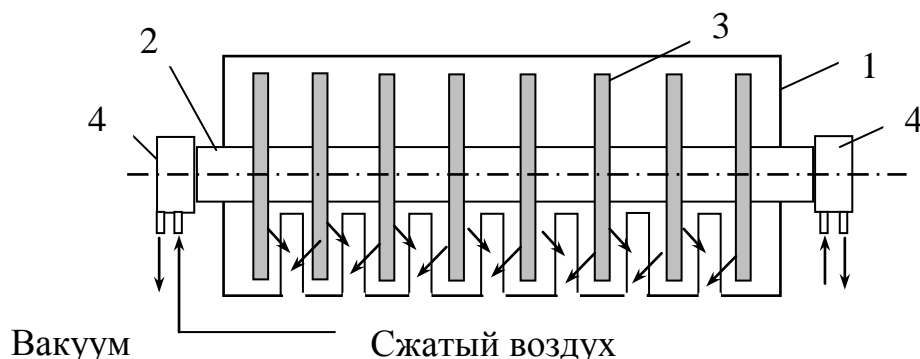


Рис. 6.3.1. Вакуум-фильтр (вид сверху): 1 – ванна; 2 – вал; 3 – диск; 4 – головки

Вакуум-фильтр (рис. 6.3.1) состоит из ванны специального профиля. В верхней части, вдоль всей ванны устанавливается вал. На валу имеется 12–16 продольных каналов. На вал устанавливается 8–14 дисков, состоящих из 12–16 секторов. Каждый сектор связан с соответствующим каналом вала. По торцам вала устанавливаются головки, связанные с вакуумной линией и линией сжатого воздуха.

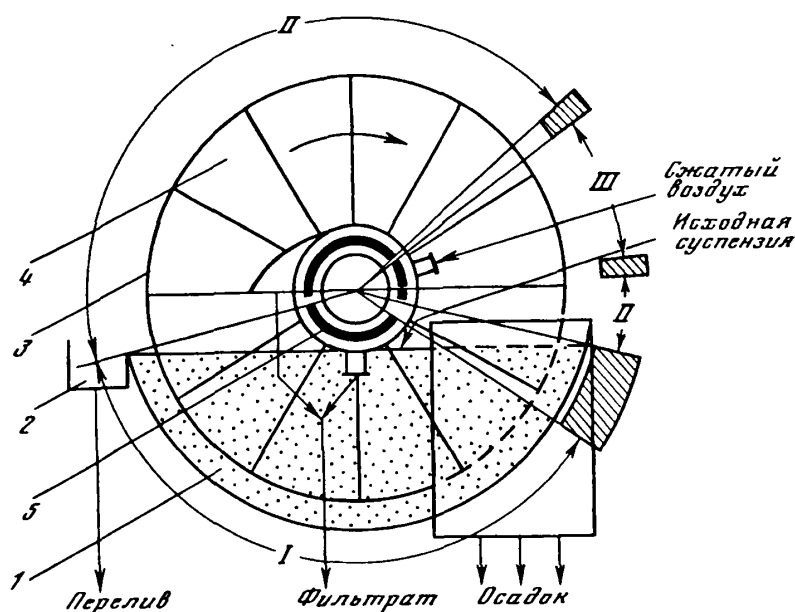


Рис. 6.3.2. Принципиальная схема дискового вакуум-фильтра: 1 – ванна; 2 – переливной порог; 3 – диск; 4 – сектор диска; 5 – распределительная головка

В процессе работы ванна фильтра заполняется пульпой (флококцентратом). Вал с дисками медленно вращается (0,5–2 об/мин). При погружении дисков в пульпу на сектора, покрытые фильтровальной тканью, воздействует вакуум. Происходит прилипание материала к секторам дисков и фильтрация влаги. При выходе секторов из пульпы вакуумная система продолжает работать. Происходит просушка материала. При подходе сектора с обезвоженным материалом к разгрузке включается клапан мгновенной отдувки и обезвоженный материал сжатым воздухом отдувается от сеток секторов.

В процессе работы диски вакуум-фильтров проходят три зоны (рис. 6.3.2):

- I – зону фильтрации, в которой идёт интенсивное удаление влаги;
- II – зону просушки, в которой удаляются остатки влаги;
- III –зону отдувки, в которой удаляется обезвоженный материал (кек) с помощью сжатого воздуха.

Эффективность работы вакуум-фильтров зависит от выбора и компоновки основного и вспомогательного оборудования. В практике фильтрования наиболее распространена схема с самотечным удалением фильтрата.

Схема работает следующим образом. Отсасываемый из вакуум-фильтра воздух вместе с фильтратом поступает в ресивер, в котором происходит разделение воздуха и фильтрата. Фильтрат из ресивера поступает самотеком по барометрической трубе в гидрозатвор, из которого откачивается насосом. Ресивер должен быть установлен выше гидрозатвора на 10,5 м (рис. 6.3.3). Преимущества данной схемы заключаются в простоте и надежности в работе, меньших потерях вакуума в вакуумной сети.

Вспомогательное оборудование фильтровальных установок включает вакуум-насосы, воздухоподувки, ресиверы, ловушки и гидрозатворы.

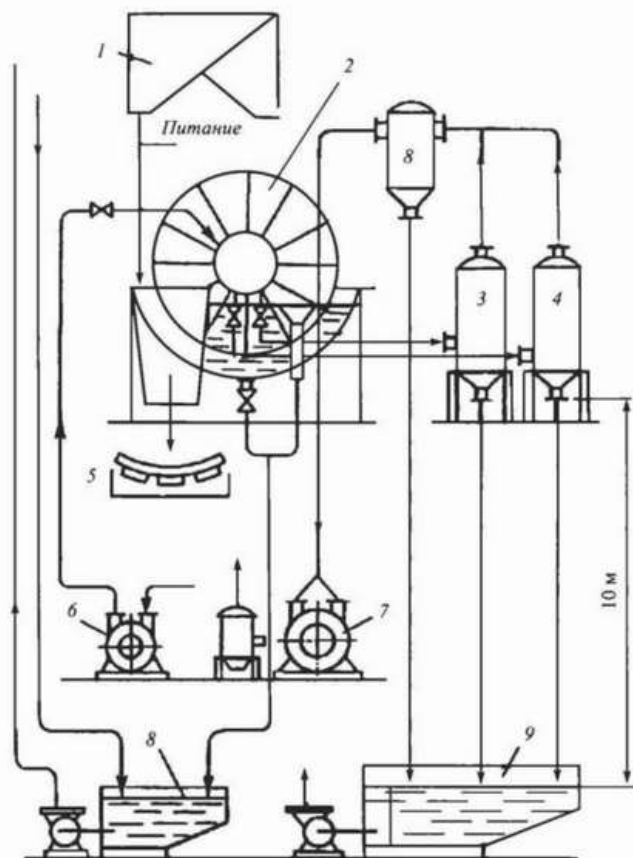


Рис. 6.3.3. – Схема установки дискового вакуум-фильтра:
 1 – сборник-пульподелитель; 2 – вакуум-фильтр; 3, 4 – вакуум-ресиверы; 5 – конвейер; 6 – воздуходувка; 7 – вакуум-насос; 9 – сборник-гидрозатвор

На углеобогатительных фабриках применяются вакуум-фильтры ДОО80-2,7 «Украина-80» с площадью фильтрования 80 м^2 , 8 дисками диаметром 2,7 м; ДОО140-3,5 «Горняк» с площадью поверхности фильтрования 140 м^2 , 10 дисками диаметром 3,5 м; ДОО250-3,75 «Сибирь» – наиболее крупнометражный серийный отечественный вакуум-фильтр с поверхностью фильтрования 250 м^2 , 14 дисками диаметром 3,75 м; вакуум-фильтры типа FTC-100 и FTC-150, FTB-6 завода горного машиностроения «Пиома» площадью фильтрующей поверхности до 144 м^2 и производительностью до 70 т/ч; вакуум-фильтры типа VF фирмы «Андритц АГ»; «Eimco FLSmidth» Derr-Oliver Eimco (Великобритания) площадью фильтрации до 320 м^2 , числом дисков до 15, диаметром до 3,8 м.

Ленточные вакуум-фильтры применяются на углеобогатительных фабриках для обезвоживания крупнозернистых шламов и

зернистой части отходов флотации в сочетании с гидроциклонами, в которых предварительно отделяются тонкие зерна и сгущается крупнозернистая часть пульпы.

Образование осадка на ленточных вакуум-фильтрах происходит следующим образом. На фильтровальной перегородке вначале откладываются более крупные зерна, а в верхних слоях – более мелкие. Такая структура осадка способствует уменьшению сопротивления протеканию фильтрата и значительному увеличению удельной производительности.

Фильтр-прессы на углеобогатительных фабриках применяют для обезвоживания наиболее высокодисперсных взвесей, образующих труднофильтруемые осадки. Это суспензии отходов флотации, илистых и наиболее мелкозернистых необогащенных шламов. Использование других видов фильтровального оборудования для обезвоживания такого рода материала оказывается неэффективным. Оптимальными условиями фильтрования на фильтр-прессах являются концентрация твердого в питании 500–600 кг/м³, содержание класса +0,5 мм не более 5 %.

Для обеспечения требуемой концентрации твердого в питании фильтр-прессов в технологических схемах фабрик предусматривается операция сгущения. В этом случае достигаются высокая степень сгущения отходов флотации и получение чистой воды в сливе сгустителя, а влажность обезвоженного на фильтр-прессе осадка составляет 30–40 %. Применение такой схемы обеспечивает получение двух конечных продуктов: обезвоженного транспортабельного осадка и практически чистой осветленной воды, позволяет иметь на фабрике одно, а не два отвальных хозяйства, благодаря совместно складированию отходов флотации с отходами гравитационного обогащения угля, отказаться от дорогостоящих илонакопителей и осуществить замкнутый цикл воды.

Для обезвоживания отходов флотации используются камерные фильтр-прессы периодического действия и ленточные фильтр-прессы непрерывного действия, которые компактнее и дешевле камерных, имеют более низкий расход электроэнергии, проще в эксплуатации и обслуживании.

Фильтр-прессы применяются при фильтровании шламов и мелких отходов. Бывают вертикальные и горизонтальные по

расположению, по конструкции фильтрующих элементов – рамные, камерные и диафрагмовые.

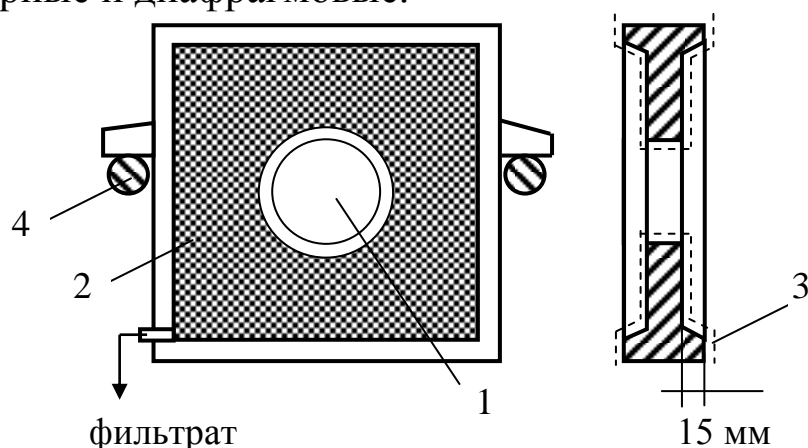


Рис. 6.3.4. Устройство плиты горизонтального фильтр-пресса: 1 – центральное отверстие; 2 – нарифления на поверхности плиты; 3 – фильтровальная ткань; 4 – опорная штанга

Горизонтальный фильтр-пресс состоит из вертикально расположенных плит (рис. 6.3.4), размещенных между концевыми плитами: подвижной прижимной и неподвижной концевой.

Камерный пресс состоит из набора одинаковых плит с отверстием в центре плиты и нарифлениями на ее поверхности (рис. 6.3.5). При смыкании плит создается общая фильтровальная камера, отверстия плит образуют центральную трубу внутри пресса, по которой подается питание.

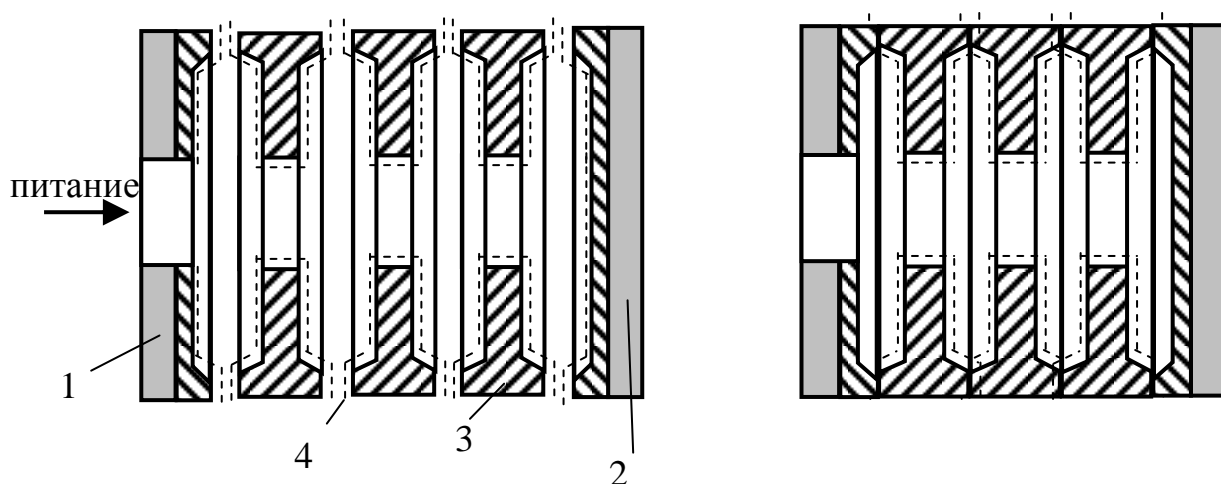


Рис. 6.3.5. Горизонтальный камерный фильтр-пресс в разомкнутом (а) и сомкнутом (б) состоянии: 1 – неподвижная концевая

плита; 2 – подвижная прижимная плита; 3 – фильтровальная плита; 4 – фильтровальная ткань

Преимущества камерных прессов: 1) значительная площадь фильтрования, 2) отсутствие движущихся частей.

Камерный пресс ФКМ-600 или PF-ROW состоит из 150 чугунных плит, общий объем камер фильтрования 9 м^3 , площадь фильтрования 600 м^2 , производительность 13–14 т/ч. Плиты размером $1,5 \times 1,5 \text{ м}$.

Цикл фильтрования состоит из следующих операций: 1) сдавливание плит – 2 мин – с помощью маслостанции, 2) подача питания насосом – 3 мин, 3) фильтрование – 40–45 мин, 4) продувка центральной трубы сжатым воздухом – 1,5 мин, 5) сброс давления маслостанции – 5 мин, 6) раздвигание плит и перемещение их с помощью собачки – 15 мин. Плотность питания пресса составляет 400–600 г/л. Коржи необходимо разгружать сразу же, т. к. из-за высокого давления они сильно прилипают к фильтровальной ткани. Вес коржа около 90 кг, толщина 30 мм. Коржи выгружаются на короткий ленточный конвейер, расположенный под каждым прессом. Он подает коржи на сборный конвейер.

При сжатии плит пресса давление в механизме зажима должно быть выше рабочего давления в камерах. Суспензия подается насосами по центральной трубе. В начальный период насос работает при невысоком давлении с максимальной производительностью, т. к. камеры должны заполняться за минимальное время. От скорости заполнения зависит общая продолжительность цикла фильтрования, и следовательно, производительность пресса. Для быстрого заполнения параллельно основному насосу высокого давления (плунжерный, мембранно-поршневой, винтовой) подключают центробежные насосы. Когда давление на входе в пресс достигает максимального напора центробежного насоса, его отключают и суспензия подается только основным насосом. Часто вместо насосов высокого давления применяют буферные сборники для суспензии. Из них материал подается в пресс сжатым воздухом под давлением 1 МПа.

После заполнения камер толщина осадка и сопротивление фильтрования возрастает. В этой фазе суспензия должна подаваться с максимальным давлением. Количество ее должно соответствовать скорости фильтрования. После заполнения камер осадком подача

суспензии прекращается. Через центральную трубу прокачивают сжатый воздух, удаляющий из пор остаточную влагу (1,5 мин). Окончание процесса фильтрования определяют по прекращению выделения фильтрата.

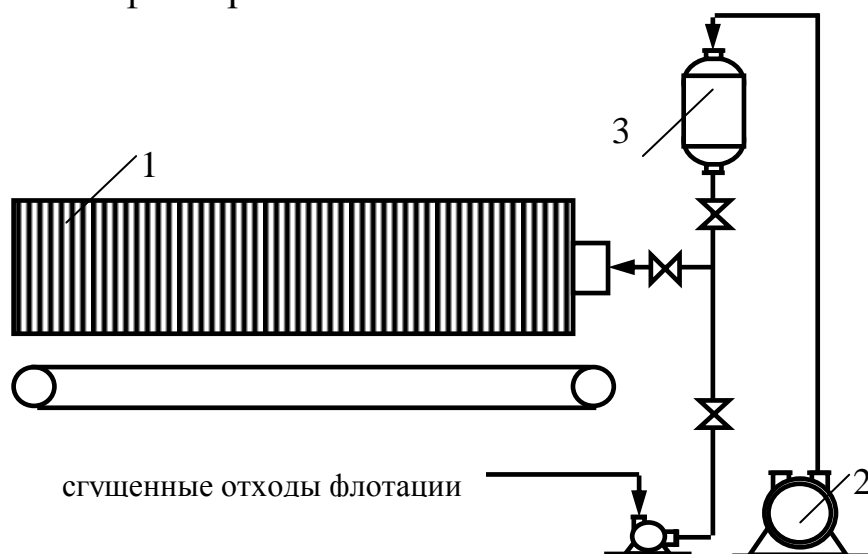


Рис. 6.3.6. Вспомогательное оборудование для работы фильтр-пресса: 1 – фильтр-пресс; 2 – компрессор; 3 – напорный буферный сборник для суспензии объемом 20 м³

Схема компоновки вспомогательного оборудования для фильтр-пресса представлена на рис. 6.3.6.

Кроме камерных применяют ленточные фильтр-прессы, общий вид ленточного пресса показан на рис. 6.3.7.

Пресс-фильтр состоит из несущей рамы (каркаса) 1, в которой смонтировано множество валов различного типоразмера. Между валами пропущены два бесконечных ленточных сита нижнего 2 и верхнего 3 расположения. Кинематика пресс-фильтра представляет собой валково-ленточную передачу. Вращение валов осуществляется посредством механического привода (на схеме не показан) через приводной 4 и два ведущих 5 валов. Натяжение ленточных сит осуществляется посредством двух натяжных валов 6, размещенных в подвижных опорах 7 с гидроприводами 8. Ленточные сита 2 и 3 совмещаются на промежуточном валу 9 и далее обкатываются совместно по нескольким валам до места их разделения на верхнем ведущем валу 5. Минимальное давление прессования шлама производится на валу 9 с последующим постепенным увеличением до максимального на валу 5.

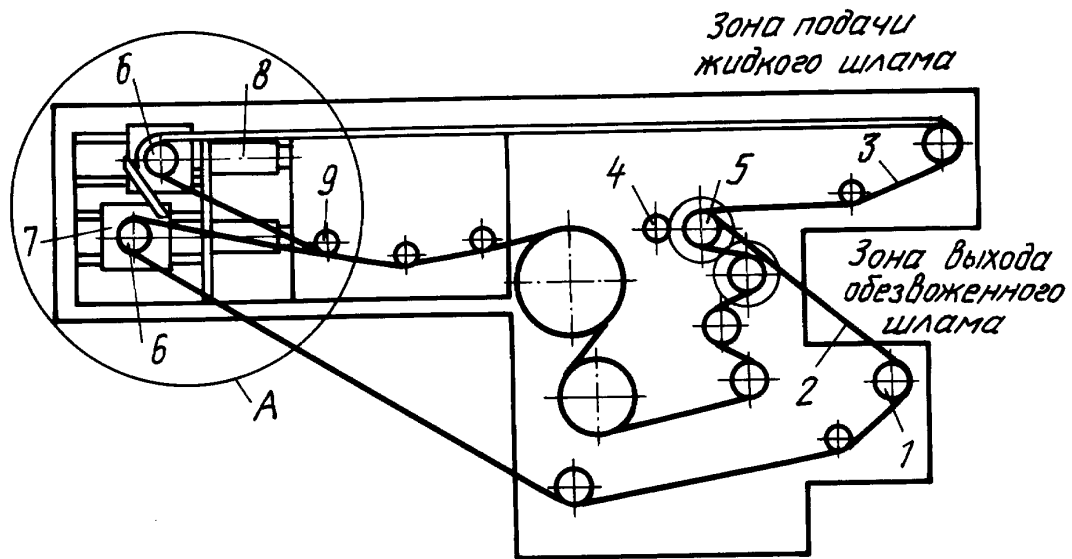


Рис. 6.3.7. Кинематическая схема ленточного пресс-фильтра с обозначением зоны размещения подвижных опор с валами натяжения ленточных сит

Технические характеристики дисковых вакуум-фильтров приведены в таблице 6.2.5.

Таблица 6.2.5

Технические характеристики дисковых вакуум-фильтров

Показатели	Peterson	ДОО140- 3,5У Горняк	ДОО160- 3,75У Донбасс	ДОО80-2,7 Украина-80	Андритц	ДОО250-3.75 «Сибирь»
Производительность, т/ч	46		25,5	24	48	
Поверхность фильтрования, м ²	230	140	160	80	120	250
Диаметр дисков, м	3,82	3,5	3,75	2,7	3,0	3,75
Число:						
- дисков	16	10	10	8	10	14
- секторов в диске	8	18	18	12	20	18
- секторов	128	180	180	96	200	252
Объем ванны, м ³		10	9	6		14
Частота вращения, мин ⁻¹ :						
- дисков	0,5–15	0,5–1,5	0,2–1,3	0,3–1,3	0,5–1,5	0,2–1,1
Продолжительность цикла, мин		0,7–2,0	0,8–3,2	0,8–3,5		0,8–3,2
Вакуум, кПа	50	До 80	До 80	До 80	70–80	До 80
Влажность осадка, %	25–30	28–30	28	28	30	25–28
Мощность электродвигателя привода, кВт:						
- дисков	9,0	11	8,0	4,75	11	11,0
- мешалки	–	–	5,5	–	–	5,5
Габариты, мм						
- длина		6310	7200	6640		9400
- ширина		4010	4400	3230		4400
- высота		3790	4600	2950		4500
Масса фильтра, кг	8000	30000	25325	13300	16000	33400

6.4. Сушка углей

Концентрат углеобогачительных фабрик должен отгружаться потребителям при влажности не более 9 % в летний период времени и не более 7 % – в зимний, поэтому мелкий и особенно флотационный концентраты необходимо подвергать термической сушке. При сушке удаляется только та влага, которая связана с материалом механическими или физико-химическими связями.

Термическая сушка заключается в удалении влаги из углей и продуктов обогащения путем ее испарения при нагревании высушиваемого материала горячим воздухом или дымовыми газами. Используются дымовые газы, образующиеся при сгорании твердого, жидкого или газообразного топлива.

Применяются следующие способы сушки:

1. Конвективный – тепло передается от сушильного агента материалу при соприкосновении

2. Контактный – тепло передается от нагретой поверхности, на которой расположен материал

3. Контактно-конвективный

4. Радиационный – тепло передается инфракрасным излучением от электрических ламп или нагретых излучающих поверхностей.

5. Сублимация – сушка в вакууме при замораживании

6. Сушка токами высокой частоты – при этом температура внутри материала больше, чем на поверхности, влага перемещается из внутренних слоев материала к наружным и испаряется.

7. Сушка ультразвуком

8. Комбинированные способы

В обогащении применяются способы 1–3 с газовым или паровым обогревом. В качестве сушильного агента при газовом обогреве применяются дымовые газы от сгорания в основном твердого топлива. В сушилках с паровым обогревом – отработанный пар (контактный метод сушки).

Для сушки угля наибольшее распространение получили барабанные сушилки, трубы-сушилки, сушилки с кипящим слоем, где в качестве сушильного агента и теплоносителя используются продукты горения твердого или газообразного топлива.

Для предотвращения уноса угля из сушилок с дымовыми газами и загрязнения воздушного бассейна служит система пылеочист-

ки. Она, как правило, трехступенчатая: разгрузочные аппараты, сухие и мокрые пылеуловители.

Сушильные установки взрывоопасны, поэтому они требуют особого внимания при эксплуатации. Наибольшая опасность взрыва возникает при наличии тлеющих очагов пыли и подъема ранее осевшей пыли в системе пылеулавливания в момент пуска сушильной установки.

Основные условия безопасной работы – непрерывная работа, снижение до минимума числа остановок, перерывов в подаче сушильного материала. Для этого перед сушильными установками устанавливаются бункеры.

С целью предотвращения возможности взрыва угольной пыли предусматриваются специальные мероприятия и строго регламентируются технологические параметры процесса сушки.

Барабанные сушилки предназначены для сушки флотоконцентрата, крупнозернистого шлама (0,5–3 мм), частично мелкого концентрата отсадки (0,5–13 мм). Схема установки барабанной сушилки приведена на рисунке.

Барабан выполняется сварным, угол его наклона $1-5^\circ$, число оборотов $1-6 \text{ мин}^{-1}$. Барабанные сушилки имеют параметры: диаметр $D = 0,5-3,5 \text{ м}$, длина $L = 2,5-27 \text{ м}$, производительность $Q = 25-100 \text{ т/ч}$. В смесительную камеру подводится холодный воздух или отработанные газы сушилки, чтобы снизить температуру сушильного агента. Воздух в топку подается дутьевым вентилятором.

Внутренняя часть барабана оборудована лопастями, которые при вращении захватывают материал и пересыпают его тонкими параллельными струйками (каскадами). В этот момент частицы соприкасаются с горячими газами. Часть материала остается на дне барабана и сушится за счет его тепла. Но теплообмен через поверхность падающих частиц в несколько раз больше.

Сушка влажного материала осуществляется при его контакте с горячим газом, который образуется в топке. С помощью дымососа горячий газ ($700-800^\circ\text{C}$) просасывается через сушильный барабан, где контактируется с влажным материалом. Происходит испарение влаги. Сушёный материал удаляется через разгрузочную камеру. Отработанный газ вместе с частицами пыли попадает в систему

пылеулавливания – батарейные циклоны и выбрасывается в атмосферу, пройдя мокрую очистку в скруббере.

На показатели работы сушильного барабана влияют: 1) герметичность трактов сушилки, особенно при загрузке и разгрузке угля, 2) использование насадок, 3) начальная температура газов (700–1100 °С) и их скорость (0,5–5 м/с), 4) крупность и влажность материала. Температура газов на выходе из сушилки 70–120°, время сушки 15–40 мин.

Показатель напряжение сушилки по испаренной влаге характеризует удельную производительность сушильного барабана (37–115 кг/м³·ч).

Промышленные модели сушильных барабанов: СБ 2.8–14–ЛС; СБ 3.5–18–ЛС; СБ 3.5–22–ЛС; СБ 3.5–27–ЛС.

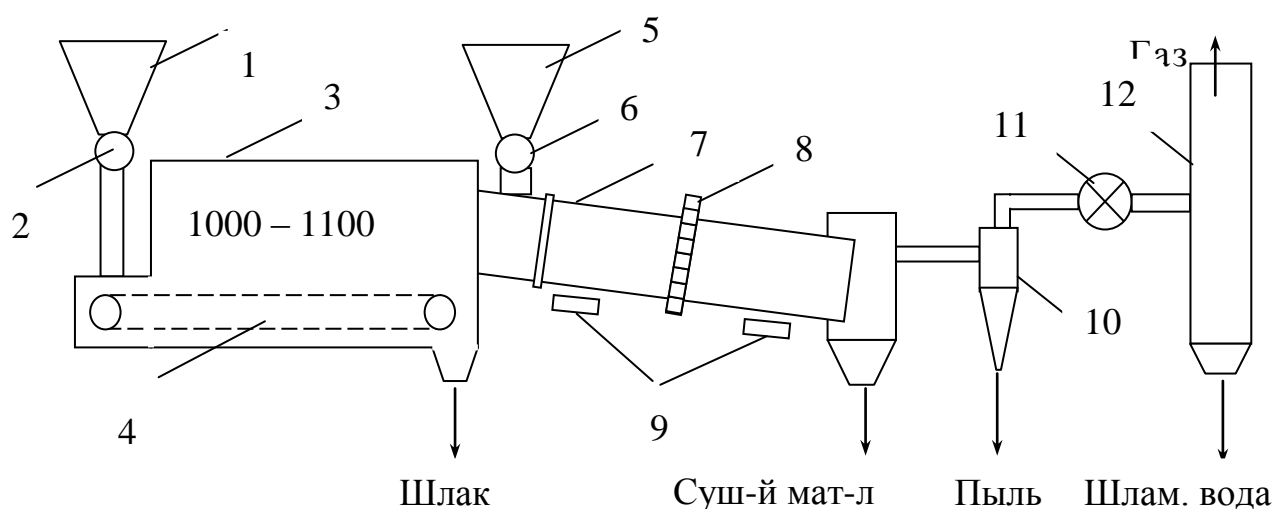


Рис. 6.4.1. Схема барабанной сушилки: 1 – бункер топлива; 2 – питатель; 3 – топка; 4 – подвижная колосниковая решетка; 5 – бункер влажного продукта; 6 – питатель; 7 – сушильный барабан; 8 – зубчатый венец привода барабана; 9 – опорные катки барабана; 10 – батарейный циклон; 11 – дымосос; 12 – скруббер

Схема трубы-сушилки показана на рис. 6.4.2.

Нижняя часть трубы присоединена к топке, верхняя – к циклону. Труба в нижней части изнутри футерована шамотным кирпичом, а снаружи покрыта асбестом. Верхняя часть трубы металлическая (чаще используют нержавеющую сталь).

Сушимый уголь потоком газов выносится вверх. В циклоне твердые частицы отделяются от газов. Для трубы-сушилки необхо-

дима тщательная очистка газов и улавливание твердых частиц. Скорость движения газов должна быть достаточной для подъема наиболее крупных частиц материала. Крупные комкующиеся частицы собираются в нижней части (в провале) и через специальный затвор выводятся.

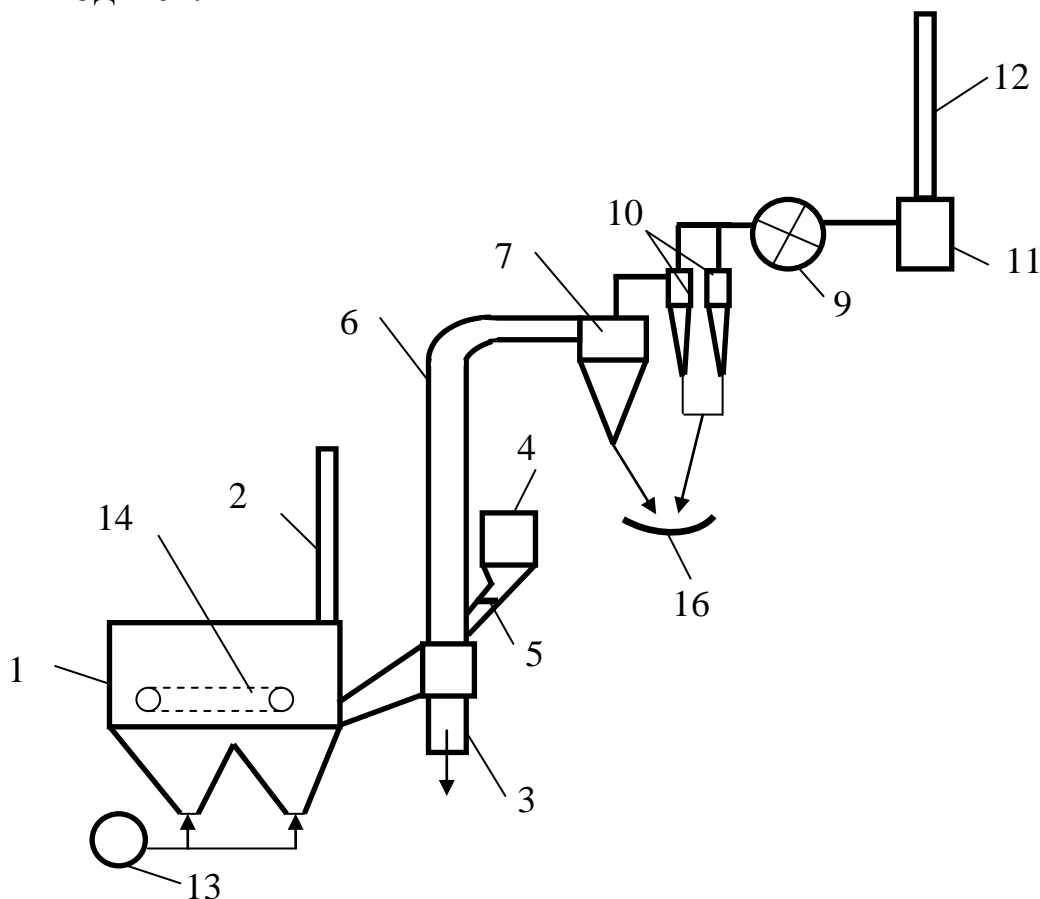


Рис. 6.4.2. Схема оборудования комплекса трубы-сушилки: 1 – топка; 2 – растопочная труба; 3 – провал; 4 – бункер сырого угля; 5 – забрасыватель; 6 – труба-сушилка ($D = 0,83\text{--}1,2$ м, $H = 15\text{--}25$ м); 7 – разгрузочная камера; 9 – дымосос; 10 – батарейный циклон; 11 – мокрый пылеуловитель; 12 – дымовая труба; 13 – дутьевой вентилятор; 14 – пластинчатый конвейер; 16 – ленточный конвейер сухого угля

В трубах сушилках напряженность по испаренной влаге гораздо больше, чем в барабанных, но выше и расход электроэнергии. Процесс сушки длится несколько секунд, поэтому необходима точная регулировка оборудования. Большой вынос пыли.

При работе трубы-сушилки необходимо избегать витания частиц.

Выпускаются трубы-сушилки с диаметром $D = 0,83\text{--}1,2$ м, высотой $H = 15\text{--}25$ м.

Общая схема сушилки кипящего слоя представлена на рис. 6.4.3. В топке сжигают газообразное или жидкое топливо, для горения подается воздух. Концентрат поступает сверху из бункера. Уголь на распределительной решетке продувается нагретым газом со скоростью, необходимой для создания кипящего слоя. Сушилка работает под разрежением или небольшим избыточным давлением (наиболее распространены).

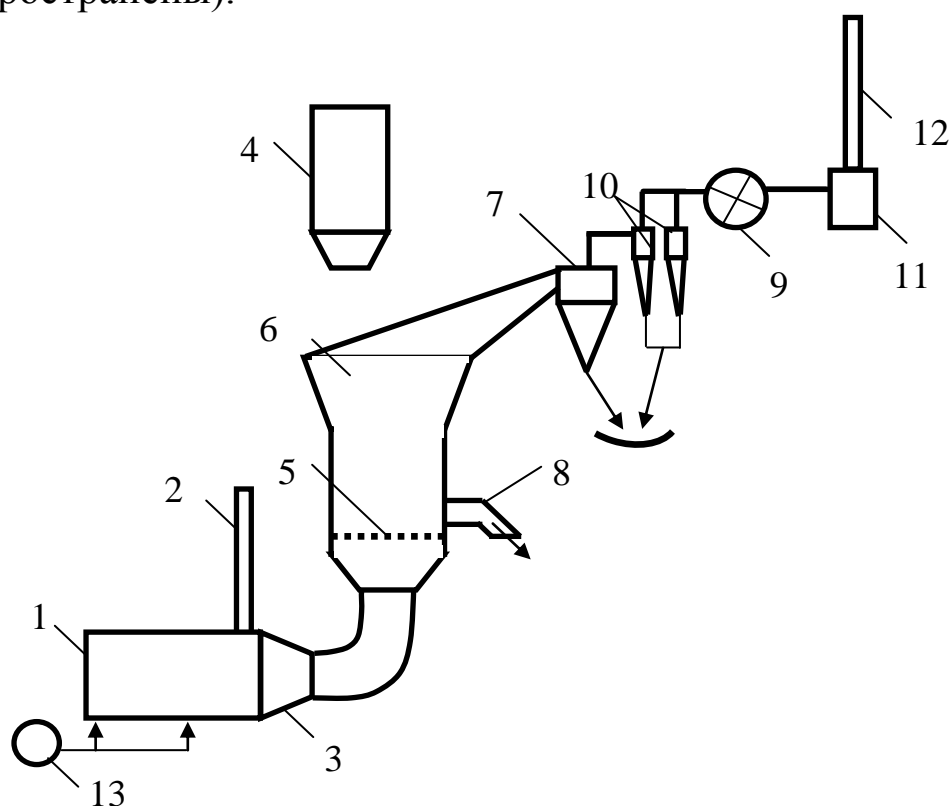


Рис. 6.4.3. Схема комплекса сушилки кипящего слоя: 1 – топка; 2 – растопочная труба; 3 – камера смешивания (боров); 4 – бункер сырого угля; 5 – решетка; 6 – сушильная камера; 7 – разгрузочная камера; 8 – разгрузочный желоб (порог); 9 – дымосос, 10 – батарейный циклон; 11 – мокрый пылеуловитель; 12 – дымовая труба; 13 – дутьевой вентилятор

Образование кипящего (псевдооживленного) слоя происходит в несколько этапов:

1) при малых скоростях газа слой частиц на решетке неподвижен. Воздух проходит через каналы между частицами. Скорость газа меньше критической $v_{\Gamma} < v_{кр}$.

2) скорость газов растет, частицы приходят в движение, но их перемещения еще незначительны – образуется переходный слой.

3) скорость газов увеличивается еще больше и приближается к критической – частицы циркулируют в пределах слоя – «кипят».

4) Скорость газов превышает критическую и приближается к скорости витания частиц $v_{\Gamma} > v_{кр}$, $v_{\Gamma} = v_{вит}$. Интенсивность перемешивания материала снижается, слой переходит во взвешенное состояние, частицы перестают циркулировать и хаотически колеблются в небольшом объеме.

При $v_{\Gamma} > v_{вит}$ может быть унос частиц с дымовыми газами.

Решетка сушилки представляет собой щелевидное сито, живое сечение 4–11 %.

Наибольшее влияние на процесс оказывают гидравлическое сопротивление слоя и скорость псевдооживления. Материал должен быть равномерным по крупности. Своевременной разгрузке высушенного материала способствует регулирование высоты порога разгрузочного желоба и сушильной камеры.

Унос материала и расход электроэнергии высоки, но сушилки кипящего слоя наиболее эффективны. Производительность 60–200 т/ч.

Основные направления интенсификации процесса сушки:

1. Увеличение температуры и скорости сушильного агента.
2. Герметизация трактов сушилки и комплексная механизация процесса.
3. Создание виброкипящего слоя материала механическим воздействием или пропусканием газа.
4. Использование перегретого пара в качестве сушильного агента.

6.5. Сгущение

Сгущение – процесс осаждения твердой фазы и выделения жидкой фазы из пульпы, происходящий в результате оседания в ней твердых частиц под действием силы тяжести или центробежных сил. При этом получается уплотненный (сгущенный) конечный про-

дукт и выделяется жидкая фаза в виде осветленного слива. Процесс осуществляется в различного типа отстойниках, сгустительных воронках и цилиндрических сгустителях.

В зависимости от расположения привода рамы с гребками для разгрузки осадка радиальные сгустители бывают с центральным (рис. 6.5.1) и периферическим приводом (рис. 6.5.2).

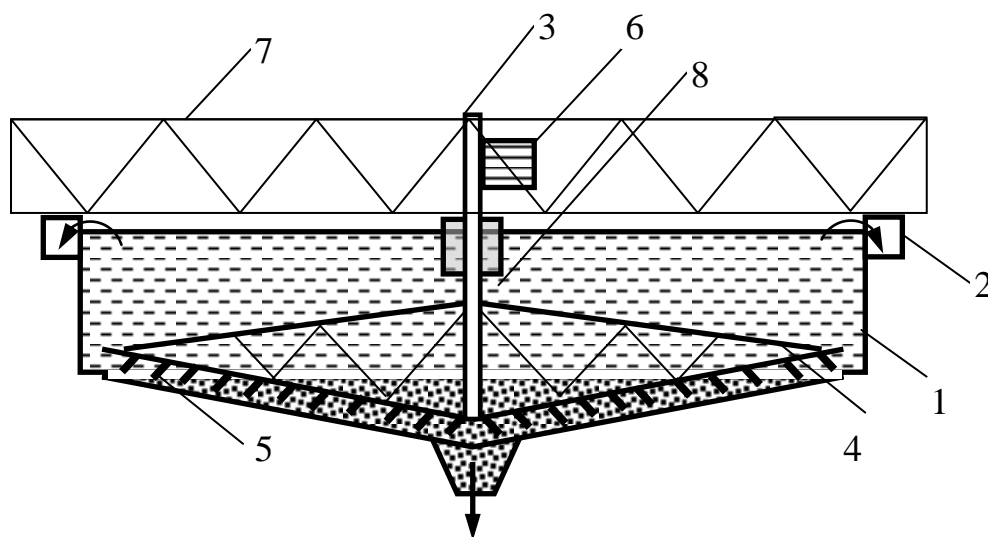


Рис. 6.5.1. Схема радиального сгустителя с центральным приводом: 1 – чан; 2 – кольцевой желоб для слива; 3 – центральный вал; 4 – гребковая ферма; 5 – гребки; 6 – привод вала; 7 – ферма; 8 – питающее устройство

Радиальный сгуститель представляет собой цилиндрический чан с механической выгрузкой сгущенного осадка. В зависимости от устройства приводного механизма сгустители бывают с периферическим и центральным приводом. Сгустители с центральным приводом могут быть одно-, двух- и многоярусными, т. е. с одним или несколькими чанами, установленным один над другим, с общим центральным приводом. Гребковая рама выполнена в виде радиальной фермы, которая одним концом закреплена в опорном подшипнике головки на центральной железобетонной колонне, а другим – опирается на ходовое колесо. Колесо перемещается по рельсу, расположенному вокруг сгустителя. При вращении рамы гребки разрушают структуру осадка, что способствует получению более плотного сгущенного продукта. Нижний край питающей воронки заглублен по отношению к уровню слива на 0,5–1 м.

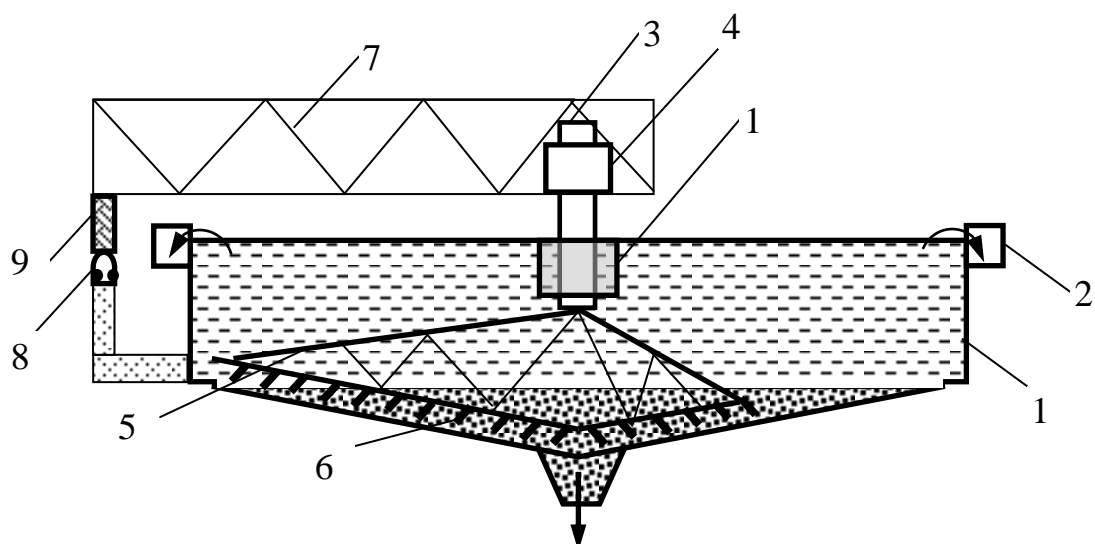


Рис. 6.5.2. Схема радиального сгустителя с периферическим приводом: 1 – чан; 2 – кольцевой желоб для слива; 3 – колонна; 4 – опорная головка; 5 – радиальная гребковая ферма; 6 – гребки; 7 – подвижная ферма; 8 – рельсовый путь; 9 – ходовое колесо; 10 – загрузочное устройство

Исходная пульпа по пульпопроводу подается в сгуститель через загрузочную воронку, нижняя кромка которой находится ниже уровня пульпы в чане. Твердые частицы, содержащиеся в пульпе, осаждаются на дно чана, а осветленная вода переливается через сливной порог в кольцевой периферический желоб, откуда поступает в зумпф для осветленной воды. Сгущенный осадок с помощью гребковой рамы непрерывно перемещается по дну чана от периферии к центру, где разгружается насосом и далее транспортируется по пульпопроводам для последующей переработки в соответствии со схемой технологического процесса.

Вращение гребковой рамы осуществляется соответственно от центрального или от периферического привода.

Радиальные сгустители с центральным приводом выпускаются с чаном диаметром от 2,5 до 18 м; сгустители с периферическим приводом имеют чан диаметром от 18 до 100 м и более.

Для повышения плотности сгущенного осадка до содержания твердой фазы 500–600 г/л, созданы и освоены цилиндрикоконические сгустители.

Эффективным устройством при сгущении отходов флотации является *цилиндрикоконический сгуститель с осадкоуплотнителем* (рис. 6.5.3).

Отходы флотации подаются в приемное устройство (стакан) с распределительным конусом внизу. Туда же подается флокулянт. Расход флокулянта при флокуляции отходов флотации такой же, как и при сгущении их в радиальном сгустителе. Основная часть потока движется в цилиндрической части сгустителя к периферическому сливу в зоне I осветления воды. Меньшая часть потока образует небольшие завихрения в зоне II коллективного осаждения флокул. Уплотнение осадка (сжатие) происходит в зоне III, образуемой конической частью сгустителя, называемой осадкоуплотнителем.

Уплотнение осадка, происходящее под действием давления, создаваемого силами тяжести твердой массы, вызывает движение жидкости в верхние слои.

При благоприятной характеристике твердой фазы отходов и

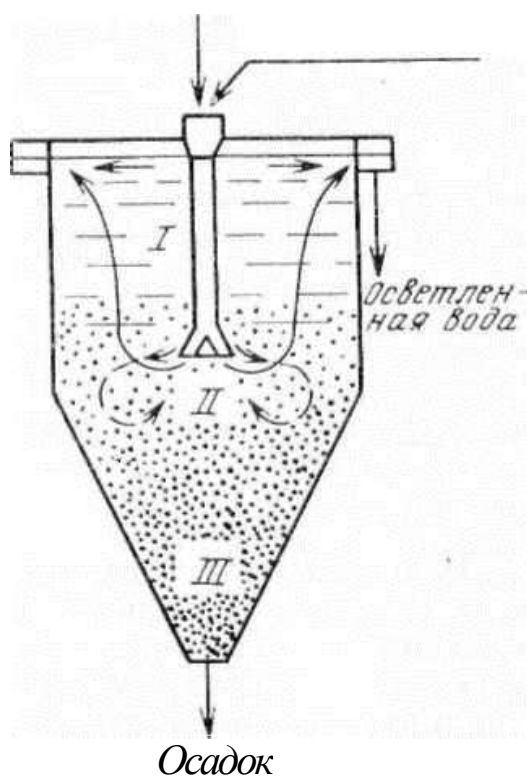


Рис. 6.5.3. Схема сгустителя с осадкоуплотнителем

чем в радиальных сгустителях.

Полученные в сгустителях с осадкоуплотнителем осадки, в отличие от сильно разжиженных отходов, обладают механическими свойствами, присущими в известной мере твердым телам, а именно: прочностью, упругостью, эластичностью и др. Поэтому отходы флотации при содержании твердого < 200 г/л оцениваются эффек-

удельной производительности, не превышающей $0,25-0,3$ $\text{м}^3/\text{ч}\cdot\text{м}^2$, сгустители с осадкоуплотнителем можно использовать для осветления вод отходов флотации без применения флокулянтов. При более высокой удельной производительности слив сгустителя загрязняется топкими илистыми частицами и становится непригодным для использования на фабрике. В этом случае необходима флокуляция твердой фазы отходов флотации.

Содержание твердого в сгущенном продукте сгустителя 700 и даже 800 г/л относительно легче достигается при более высоких удельных производительностях,

тивной вязкостью $\text{Н}\cdot\text{с}/\text{м}^2$, при содержании твердого от 200 до 900 г/л – предельным статическим напряжением сдвига ($\text{Н}/\text{м}^2$), при содержании твердого более 900 г/л – пластической прочностью ($\text{Н}/\text{м}^2$).

При легком перемешивании осадки уплотняются более интенсивно, чем без перемешивания. При перемешивании разрушаются крупные агрегаты, что способствует более интенсивной отдаче воды.

Цилиндрический сгуститель с осадкоуплотнителем имеет по сравнению с радиальным сгустителем ряд преимуществ.

Более высокая удельная производительность сгустителя с осадкоуплотнителем объясняется большей высотой цилиндрической части, а высокая степень сгущения – наличием осадкоуплотнителя. В радиальных сгустителях, как известно, наблюдаются в основном две зоны: осветления воды и сгущения твердого, в цилиндрическом сгустителе имеется еще и зона уплотнения.

Пластинчатый сгуститель (рис. 6.5.4) представляет собой емкость 1 с многочисленными наклонными пластинами 2, 7, которые расположены на некотором расстоянии друг от друга и образуют своего рода каналы. Исходная пульпа 4 подается в бак 3, где смешивается с флокулянтами, и движется снизу вверх между пластинами, благодаря чему движение потока приобретает ламинарный характер. Твердые частицы под влиянием равнодействующей скорости потока и силы тяжести оседают на поверхности пластин каждого канала и соскальзывают вниз в бункер 6, откуда выгружается сгущенный шлам 5. Освобождаемая от твердых частиц жидкость (слив) 8 движется вверх и удаляется через сборный желоб. Таким образом, осаждаемые частицы проходят незначительное расстояние между соседними пластинами.

Преимущества сгустителей с наклонными пластинами заключаются в высокой производительности при небольшой занимаемой площади, отсутствии движущихся частей, незначительном износе деталей и малых эксплуатационных расходах.

Такие сгустители изготавливают с эффективной поверхностью осаждения 50; 100; 250; 1000 м^2 . Угол наклона пластин составляет 45–55°. Для изготовления корпуса аппарата и пластин применяется обычная или нержавеющая сталь, стеклопластик.

Глубина сгустителя 2–3 м. Расстояние между пластинами обычно равно 50 мм.

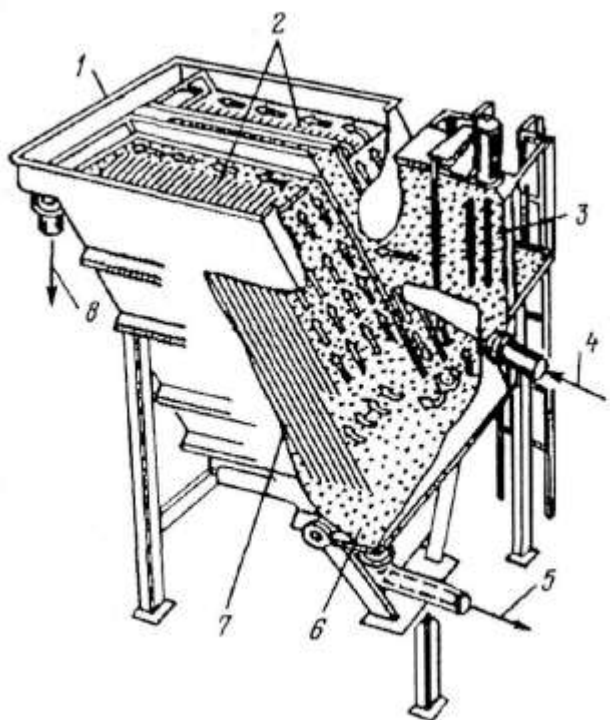


Рис. 6.5.4. Пластинчатый сгуститель: 1 – емкость; 2, 7 – пластины; 4 – загрузочное устройство осадка; 6 – бункер; 8 – разгрузка слива

Факторы, влияющие на процесс сгущения

Эффективность процесса сгущения оценивается по следующим показателям:

Плотность твёрдой фазы суспензии

Чем выше плотность твёрдой фазы, тем с большей скоростью будут осаждаться частицы.

Содержание твёрдого в исходном

Плотность суспензии при сгущении более плотных суспензий увеличивается производительность сгустителя по твёрдому, но из-за более стесненных условий уменьшается скорость осаждения частиц и твёрдая фаза выносится в слив. Существует оптимальная плотность питания для получения оптимальных показателей.

Содержание твёрдого в сгущенном продукте

При повышении плотности сгущенного увеличивается объём осветленной воды, увеличивается её плотность и уменьшается производительность сгустителя по твёрдому.

С уменьшением плотности сгущенного увеличивается откачиваемый объём сгущенного продукта, увеличивается крупность по твёрдому, становится более чистый осветлённый слой.

Вязкость

С уменьшением вязкости скорость осаждения частиц возрастает. Вязкость уменьшается с нагреванием, иногда с нагреванием улучшается эффективность действия реагента.

Крупность частиц

Чем крупнее частицы, тем выше скорость осаждения. Осаждению крупных частиц препятствуют более мелкие, опускающиеся с меньшей скоростью. В то же время, наличие крупных частиц в целом интенсифицируют процесс сгущения.

Ионный состав воды

Ионный состав воды оказывает влияние на электростатическое взаимодействие между частицами и реагентом, путём изменения ζ -потенциала.

Требования к конструкции аппарата:

- обеспечить необходимую энергию взаимного соударения частиц;
- обеспечить условия, предупреждающие разрушение образовавшихся агрегатов.

6.6. Интенсификация процессов обезвоживания

Для ускорения процесса осаждения частиц в гравитационном поле необходимо ускорить наступление процесса хлопьеобразования, т. к. крупные хлопья (флокулы) оседают быстрее, чем отдельные частицы. Для этого используют коагуляцию или флокуляцию частиц.

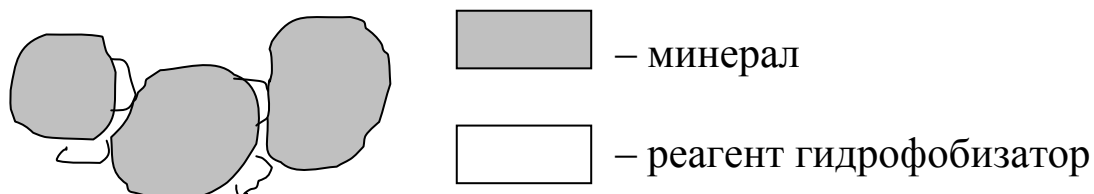
Коагуляция частиц происходит при введении в пульпу электролитов (NaCl , FeCl_3 , H_2SO_4 и т. д.). Их ионы взаимодействуют с поверхностью частиц, что приводит к изменению электрокинетического потенциала (заряда) частиц, а следовательно, и устойчивости

суспензии. Все электролиты, взятые в достаточном количестве, способны коагулировать взвешенные частицы, стабилизированные электрокинетически. Наименьшая концентрация электролита, вызывающая коагуляцию, называется порогом коагуляции. Минимальной устойчивости частиц отвечает изоэлектрическое состояние их поверхности ($\zeta = 0$). Однако коагуляция наступает не только строго в изоэлектрическом состоянии, но и при значениях, меньших некоторого критического.

Флокуляция – процесс образования агрегатов с помощью флокулянтов. Флокулянты – природные или синтетические высокомолекулярные химические соединения, которые при введении в дисперсную систему могут образовывать механические связи между частицами твёрдой фазы (мостиковая флокуляция) и вызывать, благодаря этому, дестабилизацию системы, то есть осаждение твёрдых частиц.

Флокуляция бывает:

1. Гидрофобная флокуляция – происходит при сцеплении аполярных групп реагентов собирателей, закрепившихся на поверхности двух или нескольких частиц, а также при сцеплении пленок аполярных собирателей, обволакивающих частицы. В обоих случаях флокуляция тем сильнее, чем значительнее гидрофобизация поверхности реагентами.



2. Полимерная флокуляция является одним из наиболее важных способов агрегирования частиц. Высокомолекулярные флокулянты подразделяются на две группы:

- получаемые из сырья растительного и животного происхождения (крахмал, эфиры целлюлозы, столярный клей, желатин);
- синтетические (полиакриламид, ПОЭ и др.).
- Синтетические флокулянты являются наиболее эффективными средствами этого вида флокуляции.

- В зависимости от электрического заряда функциональных групп углеводородной цепи, образующей полимерную нить, флокулянты делятся на:
- неионногенные – имеют нулевой заряд, не распадаются на ионы в воде;
- ионногенные – полиэлектролиты, которые в воде диссоциируют на ионы, каждый ион имеет свой заряд.

При растворении ионногенных флокулянтов образуются высокомолекулярные ионы и низкомолекулярные ионы.

В зависимости от знака высокомолекулярного иона флокулянты делятся на:

- анионноактивные – отрицательный заряд;
- катионноактивные – положительный заряд.

Существенное влияние на процесс флокуляции оказывает молекулярная масса полимерных флокулянтов.

В зависимости от молекулярной массы флокулянты делятся на:

- низкомолекулярные – $MM < 10^5$ кислородных единиц;
- среднемолекулярные – $MM = 10^5 \div 10^6$ кислородных единиц;
- высокомолекулярные – $MM > 10^6$ кислородных единиц.

Следует отметить, что понятие о массе полимерных флокулянтов в значительной степени является условным и характеризует лишь среднюю величину данного показателя.

Основой для большинства полимерных флокулянтов является полиакриламид (ПАА). Полиакриламидные флокулянты обычно содержат в качестве активной составной части акриламид.

ПАА поставляются зарубежными фирмами в виде гигроскопического белого порошка с хлопьями 1÷2 мм, которые медленно, но достаточно полно растворяются в воде.

Водные разбавленные растворы ПАА не обладают заметным корродирующим действием на железо, сталь, чугун. Технический ПАА нетоксичен. Он может подвергаться гидролизу (под действием температуры и щёлочи получается гидролизированный ПАА). Гидролиз этот можно контролировать, получая полимеры различного характера. Растворы ПФ при хранении стареют, что подтверждается снижением их вязкости. Это связано с деструкцией молекул под влиянием кислорода, содержащегося в растворе.

На базе ПАА создано большое количество флокулянтов, которые применяются в разных сферах действия.

Одним из эффективных флокулянтов, долго применявшихся на ОФ (в Кузбассе) – полиэтиленоксид – продукт полимеризации окиси этилена. Полимеризацию окиси этилена ведут с применением различных инициаторов: окислов железа, карбонатов стронция, кальция, цинка.

ПОЭ имеет весьма низкую токсичность; применяется при формировании искусственного волокна вместо крахмала и других аппретур. Из ПОЭ получают водорастворимые пленки для упаковки различных веществ, латексы, красители для латексов.

Механизм действия флокулянтов

По своей химической структуре молекулы флокулянта представляют собой углеводородные цепи с боковыми, так называемыми функциональными группами, которыми они закрепляются на поверхности частиц.

По данным западногерманских исследователей одним из вероятных механизмов может быть закрепление концов нитевидной полимерной молекулы одновременно на двух частицах (рис. 6.6.1).

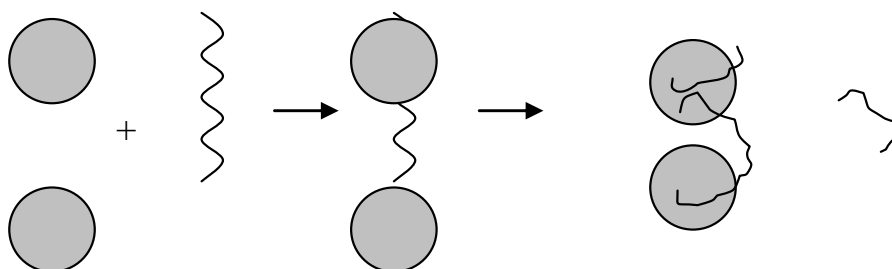


Рис. 6.6.1. Адсорбция полимера концевыми группами на двух частицах

Возможен также механизм возникновения флокул, при котором полимер закрепляется своими промежуточными функциональными группами одновременно в нескольких точках твердой поверхности (рис. 6.6.2).

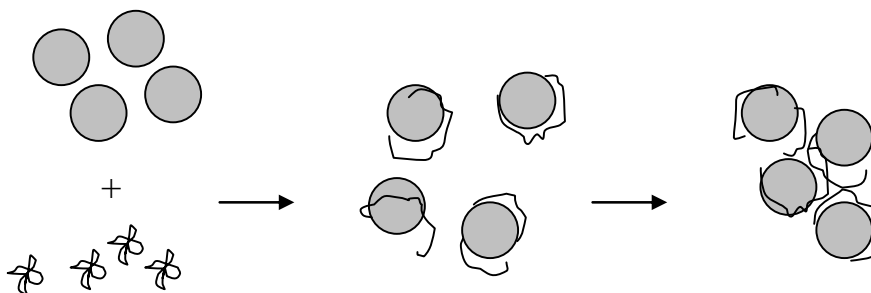


Рис. 6.6.2. Адсорбция полимера на частице в нескольких точках с образованием петель, по средствам, которых осуществляется связь с другими частицами

Посредством возникающих при этом петель (выступов) со свободными функциональными группами, обращёнными в сторону жидкой фазы, такая макромолекула адсорбируется сразу на нескольких оказавшихся на достаточно малом расстоянии твёрдых частицах.

Вероятность преобладания того или иного механизма обусловлена сочетанием многих факторов, характеризующих адсорбент, адсорбат и жидкую фазу, в которой находится флокулируемая взвесь. Также можно добавить, что эффективность флокулирующего действия в некоторых анионных и катионных полиэлектролитах (по-видимому, низкомолекулярных) при индивидуальном их использовании значительно уступает эффективности флокуляции, происходящей под влиянием соосажденных полиэлектролитов, то есть после подачи сначала анионного, а затем катионного полиэлектролитов (или наоборот) в определенных соотношениях, точно соответствующих электрическому заряду полимолекул.

Коагуляция простыми электролитами заключается в снижении ζ -потенциала до 0. Флокуляция полимерами может начинаться при более высоких значениях ζ -потенциала, благодаря мостикообразованию.

Простые электролиты, которые снижают ζ -потенциал отрицательно заряженных минеральных частиц, способствует адсорбции анионных синтетических полимеров на поверхности частиц и последующей флокуляции. Такое же положительное влияние оказывают другие катионные вещества.

Стабилизация суспензий полимерами.

Образовавшиеся флокулы могут разрушаться в результате адсорбции избытка полимеров, при механических (перемешивания) и других видах воздействий на сфлуккулированную суспензию.


1. Можно выделить электростатическую стабилизацию и стабилизацию в результате гидрофилизации поверхности при низком ζ -потенциале. Электростатическая стабилизация происходит при адсорбции на частицах полиэлектролитов с зарядом, противоположным или одноимённым заряду поверхности. При этом, по мере возрастания дозировок, поверхность приобретает высокий ζ -потенциал, флокуляция прекращается и наступает стабилизация.


2. Стабилизация также может наблюдаться при появлении избытка полимера в жидкой фазе суспензии.

3. При длительном перемешивании пульпы цепочки адсорбированных полимеров могут потерять связь с одной из частиц, адсорбируясь обоими концами на одной частице, поэтому флокуляция суспензий в этом случае ослабевает.

Почти для всех флокулянтов характерны реакции деструкции, главным образом, химическая и механическая деструкция. Для полиакриламидных флокулянтов наиболее характерны реакции гидролиза; для полиэтиленоксидных флокулянтов – механическая и химическая деструкция с разрывом цепи. Гидролиз ПАА (без разрыва цепи) иногда может усиливать его флокулирующие свойства, а деструкция полимеров, как правило, приводит к резкому ухудшению флокулирующих свойств.

Деструкция – процесс разрушения углеводородной цепи флокулянта под действием механических или физико-химических факторов.

а)  – исходная длинная молекулярная цепь, находящаяся в растворе.

б)  – за счёт интенсивного перемешивания раствора, при длительном хранении и др. произошёл разрыв молекулы, образуя сегменты.

Таким образом:

1. Деструкция молекул полимеров происходит как под влиянием механических, так и физических воздействий.

2. С увеличением времени воздействия степень деструкции увеличивается и может достигать до ста процентов.

3. В концентрированных растворах флокулянтов деструкция молекул значительно меньше, чем в разбавленных растворах.

4. Деструкция молекул флокулянтов приводит к значительному снижению её флокулирующей активности.

Факторы влияющие на процесс флокуляции

Эффективность флокуляции определяют три основных фактора: 1) флокулянт, 2) суспензия, подвергаемая флокуляции, 3) условия контакта флокулянта с суспензией.

Свойства флокулянта (рис. 6.6.3) влияют следующим образом.

По мере увеличения молекулярной массы флокулянта (увеличения степени полимеризации) увеличивается максимальная скорость осаждения суспензий при снижении концентрации раствора флокулянта.

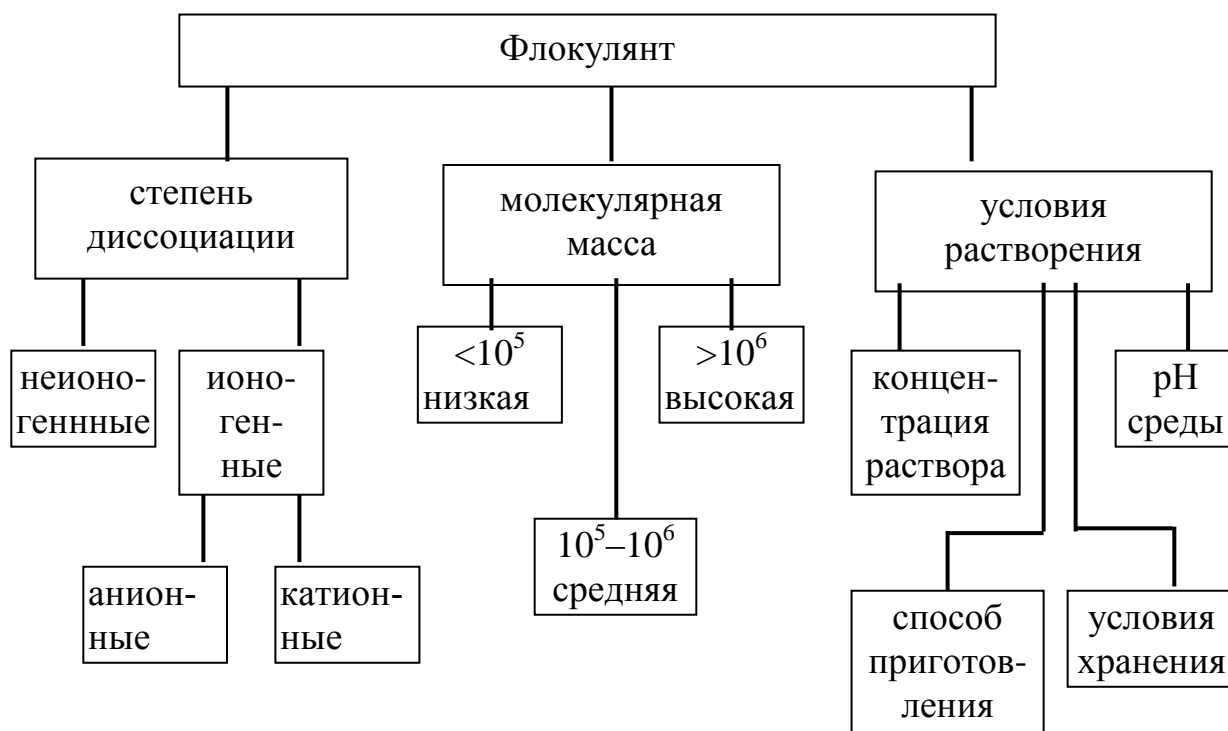


Рис. 6.6.3. Свойства флокулянта, определяющие процесс флокуляции

Растворение флокулянтов производится в две стадии: 1) гель или порошок (гранулы) растворяют до 0,1–0,5 % концентрации, 2) перед применением концентрированный раствор разбавляют до 0,005–0,01 %.

Вязкость растворов (технологические свойства флокулянтов) зависит от условий растворения. Частота вращения мешалки должна быть не более 100 об/мин. При приготовлении растворов ПФ нельзя применять центробежные насосы, рационально применение пропеллерных мешалок и пневматических устройств.

Условия хранения – гранулы ПФ можно хранить до 2,5 месяцев при температуре $-15+20$ °С в упаковке в сухом помещении. Гелеобразные ПФ можно транспортировать и хранить при положительной температуре без доступа солнечного света. Растворы хранят до 8–13 дней, иначе скорость осветления снижается в 2 раза.

Влияние РН среды – на ОФ техническая вода близка к нейтральной среде, что не ухудшает свойства флокулянта. Для гидролиза ПФ добавляют щелочь.

Свойства суспензии, имеющие значение для флокуляции, показаны в виде схемы на рис. 6.6.4.

Дисперсность твердой фазы необходимо учитывать при выборе молекулярной массы ПФ. Если размеры частиц и макромолекул сильно отличаются, флокулы не образуются, хотя и происходит адсорбция молекул ПФ. Для тонких частиц нужны ПФ с низкой ($< 10^5$) или средней (10^5-10^6) молекулярной массой. При увеличении дисперсности частиц увеличивается расход ПФ.

Концентрация твердой фазы от 20–50 до 250–350 кг/м³. При использовании аппаратов, в которых осветление основано на действии силы тяжести (отстойники, сгустители), концентрация твердого в питании должна быть не более 100 кг/м³. Иначе действие ПФ неэффективно. В аппаратах с использованием центробежной силы (центрифуги) содержание твердого может достигать 400 кг/м³.

Свойства поверхности твердой фазы – один из определяющих факторов.

1) Электрокинетический потенциал или дзета-потенциал (ζ -потенциал) возникает в двойном электрическом слое, который образуется вокруг минеральных частиц при их взаимодействии с водой.

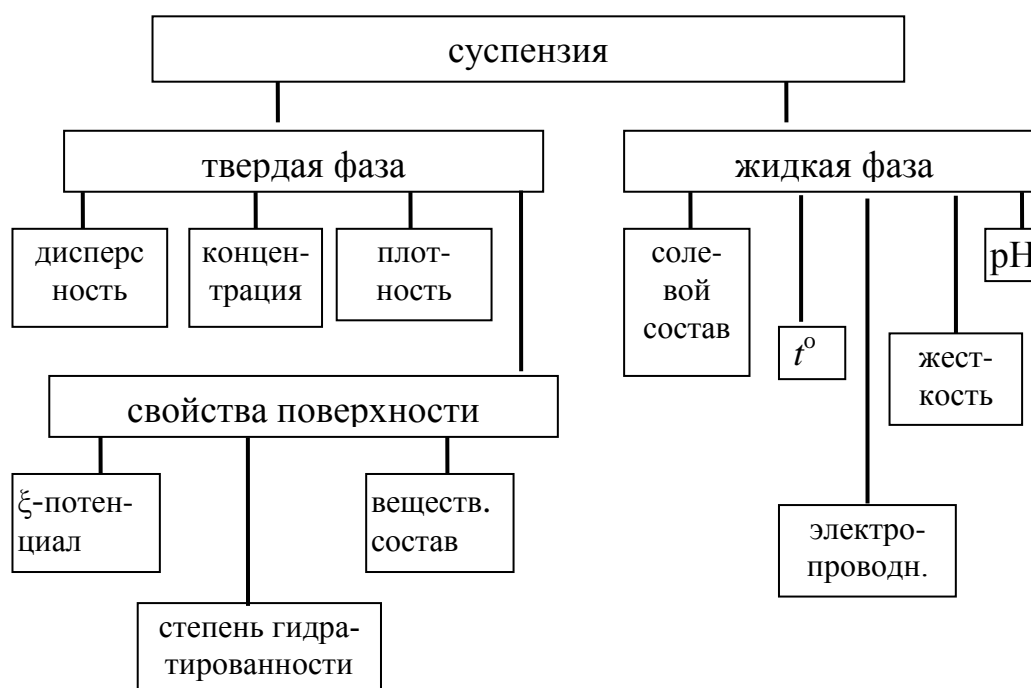


Рис. 6.6.4. Свойства суспензии, имеющие значение при флокуляции

Дзета-потенциал – разность потенциалов между подвижной и неподвижной частью двойного электрического слоя, возникает при перемещении частицы в воде, поэтому и носит название электрокинетического. Дзета-потенциал минерализованных шламов чаще отрицателен и составляет 20–30 милливольт. В связи с окисленностью угольная поверхность имеет отрицательный заряд.

2) Вещественный состав – отходы флотации и илы содержат 80–90 % глинистого материала, каменноугольные шламы – витрен, фюзен, кларен и дюрен.

3) Гидратированность поверхности: гидратная оболочка глинистых частиц по Б.Дерягину достигает 10^{-4} мм. Гидратированы и угольные шламы, т. к. в реальных условиях их поверхность всегда окислена. Толщина гидратных слоев соизмерима с длиной макромолекул ПФ при их фибриллярной конфигурации. Гидратированность поверхности отрицательно влияет на закрепление макромолекул ПФ.

Свойства жидкой фазы, имеющие значение для флокуляции, следующие:

1) Солевой состав: неорганические соли повышает эффективность мостиковой флокуляции при их содержании не более 0,5 %. Отрицательно влияет содержание ионов железа +2.

2) Температура – в тех интервалах, которые есть в производстве, влияет мало.

3) Жесткость воды – соли кальция +2 и магния +2 способствуют адсорбции полимеров.

4) Дозировка: (условия контакта флокулянта) – зависит от технологической операции, для интенсификации которой флокулянт используется, свойств шлам, типа полимера и т. п. Точка подачи ПФ выбирается в зависимости от концентрации твердого в суспензии. При концентрации твердого более 50 кг/м^3 и высоком содержании классов менее 60 мкм, флокулянт вводят на небольшом удалении от аппарата – 3–5 м. В более разбавленные и крупнодисперсные суспензии – за 8–10 м от осветлителя.

5) Способ подачи уточняется экспериментально. Наиболее эффективна пульверизация или дробная (несколькими струями) дозировка.

6) Условия контакта: Способ смешивания рабочего раствора ПФ с суспензией должен обеспечить равномерное распределение молекул флокулянта в объеме суспензии в момент поступления. Флокулянт вводится в зону умеренной турбулизации потока. После этого должно быть обеспечено спокойное (ламинарное) течение флокул от места смешивания к аппарату.

Схемы растворения флокулянтов

1. Одно-стадиальная схема – представляет собой подачу сухого флокулянта в ёмкость с водой и при перемешивании готовится разбавленный раствор (перемешивание с помощью мешалки, барботаж воздуха).

Достоинством одно-стадиальной схемы является простота и удобство использования. К недостаткам относится повышенная деградация за счёт приготовления и хранения разбавленного раствора и необходимость ёмкостей и большого количества чистой воды для приготовления разбавленного раствора.

2. Двухстадиальная схема. По такой схеме готовится концентрированный раствор, который хранится неопределенное время, а на второй стадии концентрированный раствор разбавляется и сразу подаётся в процесс.

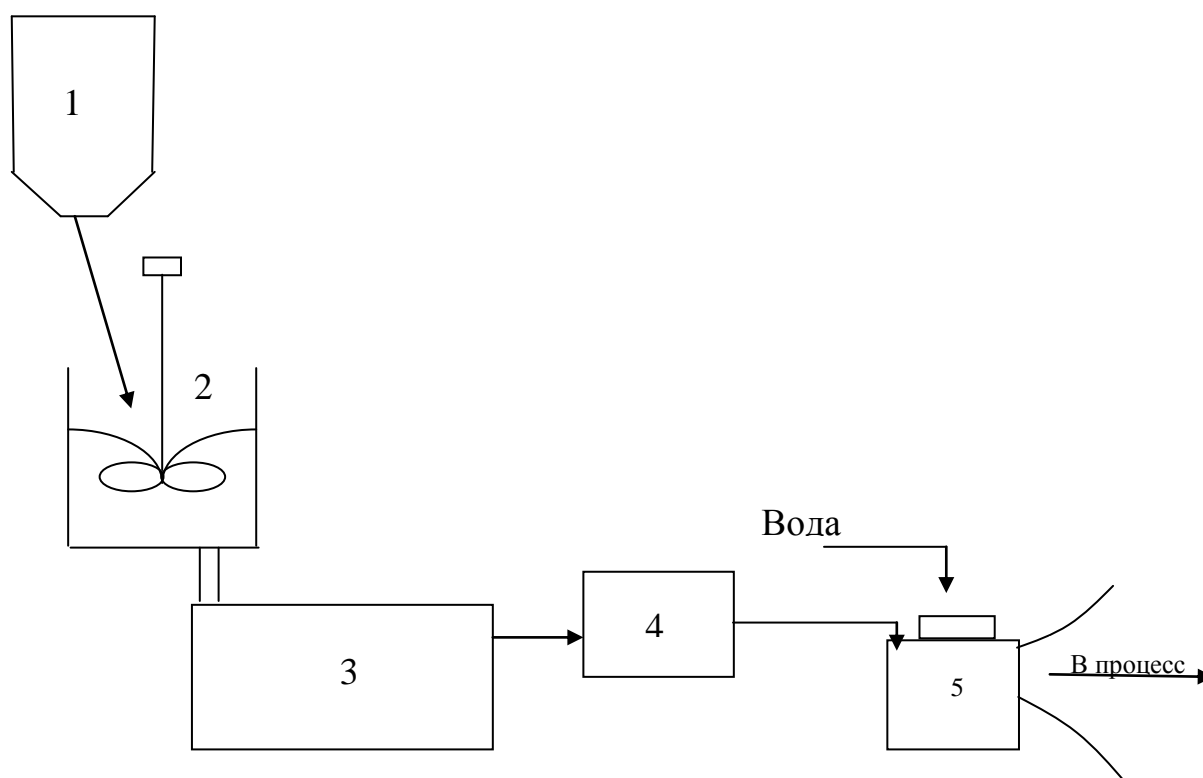


Рис. 6.6.5. Двухстадийная схема приготовления раствора флокулянтов: 1 – дозатор сухого флокулянта; 2 – бак с мешалкой для первой стадии растворения флокулянтов; 3 – аккумулятор для хранения концентрированного раствора; 4 – дозатор концентрированного раствора; 5 – устройство для второй стадии растворения (гидроэлеватор).

При эксплуатации данной схемы необходимо учитывать следующее:

1. Смачивание частиц.

При подаче порошкообразного флокулянта в бак 2 частицы полимера могут образовывать комки, агрегаты, которые при соприкосновении с водой смачиваются и образуют на внешней поверхности высоковязкий гель, который препятствует дальнейшему проникновению воды внутрь агрегата. В результате образуются гелеобразные сгустки, которые практически нерастворимы в воде. Это приводит к увеличению расходов флокулянтов, так как часть его не растворяется и не используется, кроме того сгустки могут забивать трубы, что затрудняет эксплуатацию установки.

Для устранения этого необходимо предусматривать:

- дозаторы (диспергаторы) сухого флокулянта, которые обеспечивают смачивание каждой отдельной частицы полимера;

- при подаче сухого флокулянта бак 2 должен быть на 1/2 заполнен водой;

- сухой флокулянт необходимо подавать в воронку.

2. Растворение флокулянта на первой стадии в баке 2. Включает в себя следующие этапы:

- смачивание и набухание в течении 30–60 минут (зависит от типа флокулянта), при этом необходимо перемешивание при скорости не больше 2 м/с;

- набухание и растворение в течении 60–90 минут;

- окончательное растворение для равномерного распределения молекул по всему объёму, продолжительностью 15–30 минут.

Итого первая стадия по времени занимает 2–3 часа.

3. Растворение флокулянта на второй стадии.

На этой стадии растворения целесообразно использовать разбавление концентрированного раствора в струе воды с помощью гидроэлеватора. В гидроэлеваторе рабочая струя воды подсасывает концентрированный раствор флокулянта, энергично его перемешивает и растворяет в смесительной камере. Мгновенно разбавленный раствор выбрасывается под давлением через диффузор в трубопровод, по которому поступает в процесс.

Точки ввода флокулянтов

Общие принципы, в соответствии с которыми определяется место ввода флокул: подача флокулянта в зону турбулентного движения для равномерного перемешивания, с последующей подачей в зону ламинарного движения, в котором обеспечивается сохранение образовавшихся агрегатов.

Область применения флокулянтов на углеобогатительных фабриках.

1. Осветление отходов флотации в сгустителях.
2. Фильтрование флотоконцентрата на вакуум-фильтрах.
3. Фильтрование отходов флотации в фильтр-прессах.
4. Центробежное флокуляционное обезвоживание отходов флотации в осадительных центрифугах.
5. Осветление отходов флотации в гидроциклонах.
6. Селективная флокуляция шламов.

Высокая скорость осаждения достигается с использованием флокулянтов с большой молекулярной массой.

Для получения большей степени осветления используют низко- и среднемолекулярные флокулянты, с высокой ионной активностью, то есть с высокой величиной зарядов в боковых цепях.

Для интенсификации работы шнековых осадительных центрифуг предпочтительнее прочные высокомолекулярные флокулянты неионогенного типа.

При фильтровании и уплотнении шламов рекомендуются полимеры с сильной катионной активностью, связывающие на границах твердой и жидкой фаз отрицательно заряженные гидратированные ионы.

Все эти процессы (осаждение, уплотнение и др.) протекают последовательно, поэтому рационально последовательное применение флокулянтов с различной характеристикой или коагуляционных флокулянтов.

Литература 1, 3, 4, 5, 8, 16, 21, 24

Вопросы для самопроверки

1. *Перечислить и охарактеризовать виды влаги.*
2. *Как влияет влажность угля на транспортировку, теплоту сгорания, процесс грохочения?*
3. *Дать классификацию продуктов обогащения в зависимости от влажности.*
4. *Назвать основные методы обезвоживания продуктов обогащения.*
5. *Какие методы применяются для обезвоживания крупных, мелких классов углей, угольных шламов?*
6. *В чем заключается механизм действия флокулянтов?*
7. *Какие флокулянты применяют на углеобогатительных фабриках?*
8. *Как влияет на процесс флокуляции гранулометрический и вещественный состав твердой фазы?*
9. *Обесшламливание и обезвоживание продуктов обогащения углей.*
10. *Обезвоживание отходов флотации угольных шламов. Схема обезвоживания отходов флотации с помощью фильтр-прессов.*

11. *Флокуляция и коагуляция угольных шламов.*
12. *Свойства флокулянтов, влияющие на процесс флокуляции.*
13. *Растворение флокулянтов. Схемы приготовления рабочих растворов флокулянтов.*
14. *Характеристики суспензии, влияющие на процесс флокуляции.*
15. *Смешивание растворов флокулянтов с суспензией.*
16. *Применение флокулянтов на УОФ.*
17. *Термическая сушка углей. Типы сушилок.*
18. *Очистка пылегазовой смеси после сушки.*
19. *Эксплуатация сушильных установок.*

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Современная техника и технологии обогащения российских углей. Каталог-справочник / Л. А. Антипенко [и др.]; под ред. В. М. Щадова. – Кемерово : Кузбассполиграфиздат, 2008. – 310 с.

2. Авдохин, В. М. Основы обогащения полезных ископаемых: учеб. для вузов: 2 т. / В. М. Авдохин. – Москва : Изд-во Моск. гос. горного ун-та, 2006. – Т. 1. Обогащительные процессы. – 417 с.

3. Техника и технология обогащения углей / В. В. Беловолов, Ю. Н. Бочков, М. В. Давыдов [и др.]; под ред. В. А. Чантурия, А. Р. Молякко. – Москва : Наука, 1995. – 662 с.

4. Бедрань, Н. Г. Обогащение углей. – Москва : Недра, 1988.

5. Фоменко, Т. Г. Технология обогащения углей / Т. Г. Фоменко, В. С. Бутовецкий, Е. М. Погарцева. – Москва : Недра, 1985.

6. Лебедев, В. В. Комплексное использование углей. – Москва : Недра, 1980.

7. Бутовецкий, В. С. Охрана природы при обогащении углей: справочное пособие. – Москва : Недра, 1991. – 231 с.

8. Фоменко, Т. Г. Водно-шламовое хозяйство углеобогащительных фабрик / Т. Г. Фоменко, В. С. Бутовецкий, Е. М. Погарцева. – Москва : Недра, 1974. – 272 с.

9. Обратное водоснабжение углеобогащительных фабрик / И. С. Благов, М. А. Борц, Б. И. Вахрамеев [и др.] – Москва : Недра, 1980. – 215 с.

10. Практикум по обогащению полезных ископаемых: учеб. пособие для вузов / под ред. Н. Г. Бедраня. – Москва : Недра, 1991. – 526 с.

11. Обогащение ультратонких углей / А. Т. Елишевич, Н. Д. Оглоблин, В. С. Белецкий, Ю. Л. Папушин. – Донецк : Донбасс, 1986. – 64 с.

12. Наладка и эксплуатация технологических комплексов углеобогащительных фабрик / В. И. Хайдакин, В. С. Бутовецкий, М. Н. Ковшарь [и др.]. – Москва : Недра, 1986. – 223 с.

13. Нормы технологического проектирования углеобогащительных фабрик / Минуглепром СССР. – Москва, 1986. – 176 с.

14. Артюшин, С. П. Проектирование углеобогащительных фабрик. – Москва : Недра, 1974. – 200 с.

15. Артюшин, С. П. Сборник задач по обогащению углей. – Москва : Недра, 1979. – 223 с.
16. Чуянов, Г. Г. Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды. – Москва : Недра, 1987. – 260 с.
17. Антипенко, Л. А. Технологические регламенты УОФ Кузбасса. – Кемерово, 2004.
18. Тузовская, Н. В. Технология обогащения углей. – Киселевск, 2005. – 223 с.
19. Турченко, В. К. Технология и оборудование для обогащения углей / В. К. Турченко, А. К. Байдал. – Москва : Недра, 1995. – 359 с.
20. Гройсман, С. И. Технология обогащения углей. – Москва : Недра, 1987. – 358 с.
21. Справочник по обогащению углей. – Москва : Недра, 1984.
22. Абрамов, А. А. Флотация. Физико-химическое моделирование процессов: учеб. пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых» направления подгот. «Горн. дело». Т. 6 / А. А. Абрамов. – Москва : Горная книга, 2010.
23. Елишевич, А. Т. Брикетирование полезных ископаемых. – Москва : Недра, 1989.
24. Авдохин, В. М. Обогащение углей. Т. 1. Процессы и машины : учебник для студентов вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых» направления подготовки «Горное дело» / В. М. Авдохин. – Москва : Горная книга, 2012. – 424 с. – Доступна электронная версия: <http://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=229021>

**Клейн Михаил Симхович
Вахонина Татьяна Евгеньевна**

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Учебное пособие

Печатается в авторской редакции

Подписано в печать 13.03.2017. Формат 60×84/16

Бумага офсетная. Гарнитура «Times New Roman». Уч.-изд. л. 12,0

Тираж 100 экз. Заказ.....

КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28

Издательский центр УИП КузГТУ, 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4а