

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

М. С. Клейн  
Т. Е. Вахонина

## **ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ**

Учебное пособие для студентов специальности  
130405 «Обогащение полезных ископаемых»

Рекомендовано учебно-методической комиссией специальности  
130405 «Обогащение полезных ископаемых» в качестве  
электронного учебного пособия

Кемерово 2011

## Рецензенты:

Евменова Г. Л., к.т.н., доцент кафедры Обогащения полезных ископаемых

Удовицкий В. И., д.т.н., профессор, зав. кафедрой, председатель УМК специальности 130405 – «Обогащение полезных ископаемых»

**Клейн Михаил Симхович, Вахонина Татьяна Евгеньевна.** Технология обогащения углей: учеб. пособие [Электронный ресурс]: для студентов специальности 130405 «Обогащение полезных ископаемых» / М. С. Клейн., Т.Е. Вахонина – Электрон. дан. – Кемерово: КузГТУ, 2011. – 1 электрон. опт. диск (CD-ROM); зв.; цв.; 12 см. – Систем. требования: Pentium IV; ОЗУ 8 Мб; Windows 95; (CD-ROM-дисковод); мышь. – Загл. с экрана.

В данной работе кратко изложены свойства и классификация ископаемых углей, технологии, методы и оборудование для их обогащения. Пособие предназначено для студентов специальности 130405 «Обогащение полезных ископаемых» и имеет цель – оказать помощь студентам при изучении дисциплины «Технология обогащения полезных ископаемых».

© КузГТУ

© Клейн М.С., Вахонина Т.Е.

## Содержание

1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА УГЛЕЙ	4
1.1 Происхождение каменных углей и антрацитов	4
1.2 Показатели качества углей и антрацитов	5
1.3. Классификация каменных углей и антрацитов	12
2. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ	21
3. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕТОДОВ И ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ	27
4. МЕТОДЫ И ПРОЦЕССЫ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ	29
4.1. Обогащение углей в тяжелых средах	30
4.2. Обогащение углей отсадкой	63
4.3. Обогащение углей в винтовых сепараторах	80
4.4. Обогащение углей противоточной сепараций	84
4.5. Обогащение шламов с применением гидросайзеров	88
5. ОБОГАЩЕНИЕ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ ПО СМАЧИВАЕМОСТИ	92
5.1. Обогащение угольных шламов методом флотации	93
5.2. Обогащение угольных шламов методом селективной масляной агломерации	121
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	127

# 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 ос-

новном, углерод, водород, азот и кислород. С увеличением стадии метаморфизма (степени углефикации) повышается концентрация в органической массе углей углерода и снижается концентрация других 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:

$$\begin{aligned} \text{в аналитическое, } a & - (100 - W_t^a) / (100 - W_t^r); \\ \text{в сухое, } d & - 100 / (100 - W_t^r); \\ \text{в сухое беззольное, } daf & - 100 / (100 - W_t^a - A^r). \end{aligned}$$

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.  $Q_i^r$  - выражает количество тепла, которое может быть практически реализовано при сжигании.  $Q_i^r$  определяется экспериментально и рассчитывается по формуле:

$$Q_i^r = Q_s^r - \gamma (W_t^r + 8,94 H^r), \text{ кДж/кг}$$

где  $H^r$  - содержание водорода, рассчитанное на сухое состояние угля;  $\gamma$  - 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 (в %) 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 коксуемости по *системе Грей – Кинга* (ГОСТ 16126-91).

*Плотность угля* - это отношение его массы к объему. *Действительная плотность  $\rho_d$*  (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  $\rho_o^{def}$ ) угля зависит от его природы, петрографического состава и степени метаморфизма. Так, плотность органической массы каменных углей возрастает от длиннопламенных (1160 кг/м<sup>3</sup>) к тощим и антрациту (1590 кг/м<sup>3</sup>).

*Кажущаяся плотность ( $\rho_k$ )* - это масса единицы объема пористого (натурального) тела. Она всегда меньше действительной и для каменных углей находится в пределах 1200- 1350 кг/м<sup>3</sup>.

*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 грохочённого угля, выраженный в процентах от массы загруженного в барабан, это индекс механической прочности. 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 ситовой 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 ( $\theta$ ), который изменяется от 0 до  $180^{\circ}$ . Меньшее значение краевых углов имеют хорошо смачиваемые (гидрофильные) поверхности частиц. Поверхности, которые слабо удерживают воду, являются гидрофобными и имеют большой 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 20-25мм), чистоты поверхности, наличия водной или воздушной среды коэффициенты трения находится 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-лагомеров.

*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  $10^{-9}$ – $10^{-5}$  м<sup>3</sup>/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  $1,2 \times 10^{-8}$  м<sup>3</sup>/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 пораметрам

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 **ви-ды**: 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	$\geq 24$	$\geq 8$
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  $V_{об}^{daf}$  (см<sup>3</sup>/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  $\Sigma OK$  (табл. 1.3.3). Номер категории соответствует минимальному значению  $\Sigma OK$ , 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.

Таблица 1.3.2

## Определение класса углей

Класс	Показатель отражения витринита $R_0$ , %	Класс	Показатель отражения витринита $R_0$ , %
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 $\sum OK$ , %	Категория	Сумма фюзенизированных компонентов $\sum OK$ , %
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	>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 <sup>3</sup> /г
10	<20	48	48 и более	26	26-28	20	>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	< 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				

**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.

Таблица 1.3.5

## Определение подтипа углей

Бурые угли		Каменные угли						Антрациты	
Подтип	Выход смолы полукоксования, $T_{Sk}$ , %	Подтип	Толщина пластического слоя, $Y$ , мм	Индекс Рога $RI$ , усл. ед.	Подтип	Толщина пластического слоя, $Y$ , 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 40вкл.
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						

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  $W_t$  (%).



Дополнительными параметрами для отнесения некоторых углей к определенной марке являются характеристика тигельного коксового остатка, объемный выход летучих веществ на беззольную массу  $V_{об}$  ( $\text{м}^3/\text{кг}$ ), удельная теплота сгорания  $Q_s^{daf}$  ( $\text{кДж}/\text{кг}$ ), 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), слабоспекающиеся (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  $R_0$  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 ( $\Sigma\text{ОК} < 40\%$ ) присваивается наименование витринитовых, кате-

горий 4-й и выше - фюзинитовых, что указывается после названия соответствующей марки (например второй газовой витринитовый или второй газовой 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:  $R_0$  – 1,48 %,  $\Sigma OK$  – 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 обогащении 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 штыбom класс 0-25 мм.

Таблица 1.3.6

### 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 1мм расшлаивают в статистических условиях, а крупностью менее 1мм - 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 ( $CBr_3$ ) в четырех хлористом углероде (или бензоле, бензине, ацетоне).

Кривые обогатимости позволяют определить теоретически возможные показатели обогащения. По кривым обогатимости определяют теоретические условия раздельного 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  $\alpha$  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, по-

этому 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 1500-1800 кг/м<sup>3</sup> для каменных углей если зольность фракций менее 1500 кг/м<sup>3</sup> не превышает 10 % (в противном случае – фракции 1400-1800 кг/м<sup>3</sup>) и для антрацитов фракции 1800-2000 кг/м<sup>3</sup>.

$$T = \frac{\gamma_{n.n}}{100 - \gamma_n} \cdot 100, \%$$

где  $\gamma_{n.n}$  – содержание (выход) промежуточной фракции, %;  $\gamma_n$  – выход породной фракции (плотностью более 1800 кг/м<sup>3</sup> для каменных углей и более 2000 кг/м<sup>3</sup> 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

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

## 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  $\rho'_p$  и  $\rho''_p$  посторонними для концентрата являются фракции плотностью более  $\rho'_p$ , для промпродукта – менее  $\rho'_p$  и более  $\rho''_p$ , для отходов – менее  $\rho''_p$ . 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 отрабатывают 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 не-

сколько 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 **Ханкока – Луйкена**:

$$\eta = \frac{\varepsilon - \gamma_k}{100 - \alpha} 100, \%$$

где  $\alpha$  – содержание в исходном угле фракций, плотность которых менее плотности разделения, %;  $\varepsilon$  – извлечение в концентрат фракций, плотность которых ниже плотности разделения, %;  $\gamma_k$  – выход концентрата, %.

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

$$\eta = \sqrt{\eta_1 \eta_2}, \%$$

где  $\eta_1$  – показатель эффективности при разделении угля на концентрат и смесь промежуточных и тяжелых фракций (при первой плотности разделения);  $\eta_2$  – 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  $\varepsilon$ .

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 *границной плотностью разделения*  $\rho_p$ , представляющая собой плотность бесконечно узкой элементарной фракции, вероятность попадания которой в про-

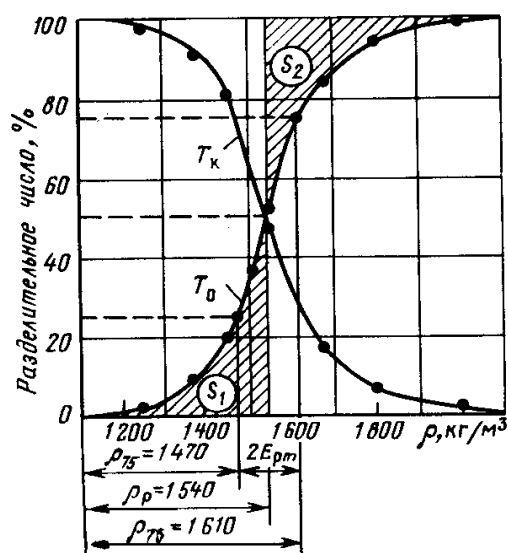


Рис.2.1. Кривые Тромпа

перешедших в концентрат — площадью поверхности  $S_2$ . Эти фракции 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%.

$$E_{pm} = \frac{\rho_{75} - \rho_{25}}{2}$$

где  $\rho_{75}$  и  $\rho_{25}$  — 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  $\rho_{75} = 1610$  кг/м<sup>3</sup> и  $\rho_{25} = 1470$  кг/м<sup>3</sup>. Тогда

продукты разделения одинакова (равна 50%).

На рис. 2.1  $\rho_p = 1540$  кг/м<sup>3</sup>.

Чем круче кривая Тромпа, тем точнее происходит разделение в обогатительной машине. Обычно для анализа достаточно построение одной кривой  $T_0$ . Тогда доля фракций плотностью менее  $\rho_p$ , потерянных при разделении и перешедших в отходы, определяется площадью заштрихованной поверхности  $S_1$ , а доля фракций плотностью более  $\rho_p$ ,



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

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  $\rho$ , а  $\text{tg}\rho$ .

При обогащении в машинах с водной средой  $E_{pm}$  возрастает пропорционально  $\rho_p - \rho_v$ , где  $\rho_v$  – плотность воды, т.е.

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

$$I = \frac{E_{pm}}{\rho_p - 1000}$$

где  $I$  – коэффициент погрешности разделения.

*Погрешность разделения*  $I$  позволяет сравнивать работу машин при различных значениях плотности разделения  $\rho_p$ . 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:  $E_{pm} = 30-130 \text{ кг/м}^3$ ,  $I = 0,14-0,16$ ; тяжелых сред:  $E_{pm} = 20-50 \text{ кг/м}^3$ .

*Энтропийный метод* оценки эффективности разделения может применяться для любых обогащительных 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

$$S = - \sum_{i=1}^n P_i \log_2 P_i$$

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  $2^x$  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  $\eta_y$  определяют как отношение действительного уменьшения энтропии  $\Delta S$  к начальной энтропии  $S_u$ .

$$\eta_y = \frac{\Delta S}{S_u} = \frac{S_u - S_k}{S_u} = 1 - \frac{S_k}{S_u},$$

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, т.е.

$$\eta_y = 1 - \frac{\gamma_1 S_1 + \gamma_2 S_2}{S_u}$$

где  $\gamma_1$  и  $\gamma_2$  – выход соответствующих продуктов разделения, доли единицы;  $S_1$  и  $S_2$  – энтропия этих продуктов

Пример: Флотация угля зольностью  $A_u^d = 15\%$ . Характеризуется следующими показателями: выход концентрата  $\gamma_k = 88,4\%$ , зольность концентрата  $A_k^d = 6,5\%$  и зольность отходов  $A_i^d = 80\%$ .

Для определения энтропийной эффективности находим энтропию исходного продукта  $S_u$ , концентрата  $S_k$  и отходов  $S_o$  (значения показателей принимаем в долях единицы).

$$S_u = -(0,850 \log_2 0,850 + 0,15 \log_2 0,15) = \\ = -(0,1991 + (-0,4102)) = 0,6098;$$

$$S_k = -(0,935 \log_2 0,935 + 0,065 \log_2 0,065) = \\ = -(-0,0906 - 0,2561) = 0,3470;$$

$$S_o = -(0,200 \log_2 0,200 + 0,800 \log_2 0,800) = \\ = -(-0,4640 + 0,2573) = 0,7219;$$

Энтропийная эффективность

$$\eta_s = 1 - \frac{0,884 * 0,3470 + 0,116 * 0,7219}{0,6098} = \\ = 1 - \frac{0,3903}{0,6098} \approx 0,46$$

### 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 обогаще-

ние, химическое обогащение, селективная коагуляция, ние 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.

## **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 тяже-

лосредное обогащение применялось в основном для углей крупных классов. Однако в настоящее время этот процесс находит все более широкое распространение для обогащения трудно-обогатимых 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 измельченные до крупности менее 0,1 мм различные минералы (иногда смесь минералов): магнетит, пирит, барит, кварцевый песок, глину и др. (см.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 <sup>3</sup>	
	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. Магнитные 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/м<sup>3</sup>, 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  $\rho_p$ . С увеличением плотности утяжелителя и его объемного содержания плотность суспензии увеличивается. Т.к. с увеличением содержания утяжелителя увеличивается вяз-

кость 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  $\text{кг/м}^3$ . Расчет плотности суспензии и других ее параметров производится по формулам, основанным на балансе твердой и жидкой фаз в данном объеме. Например, плотность суспензии  $\rho_c$  ( $\text{кг/м}^3$ ) при известных ее объеме, массе и плотности магнетита может определена из выражения:

$$\rho_c = 1000 + \frac{P_m}{V \cdot \rho_m} (\rho_m - 1000),$$

где  $\rho_m$  – плотность магнетита,  $\text{кг/м}^3$ ;  $P_m$  – масса магнетита (кг), необходимого для приготовления суспензии заданной плотности;  $V$  – объем суспензии,  $\text{м}^3$ .

*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  $(10-15) \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с}$ .

Реологический закон, описывающий течение обычной вязкой жидкости, известен как закон Ньютона:

$$\tau = \mu \cdot dv/dy. \quad (3.1)$$

Он показывает существование пропорциональной зависимости между касательным напряжением сдвига  $\tau$  в плоскостях соприкосновения смежных слоев жидкости и производной от скорости течения (скорости сдвига) по направлениям, нормаль-

ным к этой плоскости  $dv/dy$ . Коэффициент пропорциональности (Па·с) представляет собой коэффициент динамической вязкости.

Графически уравнение (3.1) выражается прямой, проходящей через начало координат (зависимость  $\tau-dv/dy$ ). Вязкость определяется как тангенс угла наклона прямой к оси абсцисс.

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

$$\mu = \mu_в (1 + 2,5 \cdot c + 7,349 \cdot c^2 + 16,2c^3),$$

где  $\mu_в$  – вязкость воды.

Поведение вязко-пластичных сред описывается уравнением Шведова-Бингама

$$\tau = \tau_0 + \mu' \cdot dv/dy,$$

где  $\tau_0$  - предельное напряжение сдвига;  $\mu'$  – 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  $\tau$  на величину  $\tau_0$ . Предельное напряжение сдвига  $\tau_0$  – 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<sup>3</sup>) течение подчиняется закону Ньютона, при более высоких плотностях (1600 кг/м<sup>3</sup> 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  $330 \text{ кг/м}^3$ , тогда как в плотных суспензиях оно не должно превышать  $150 \text{ кг/м}^3$ .

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 тяжелосреднего 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 тяжелосредних 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.

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.

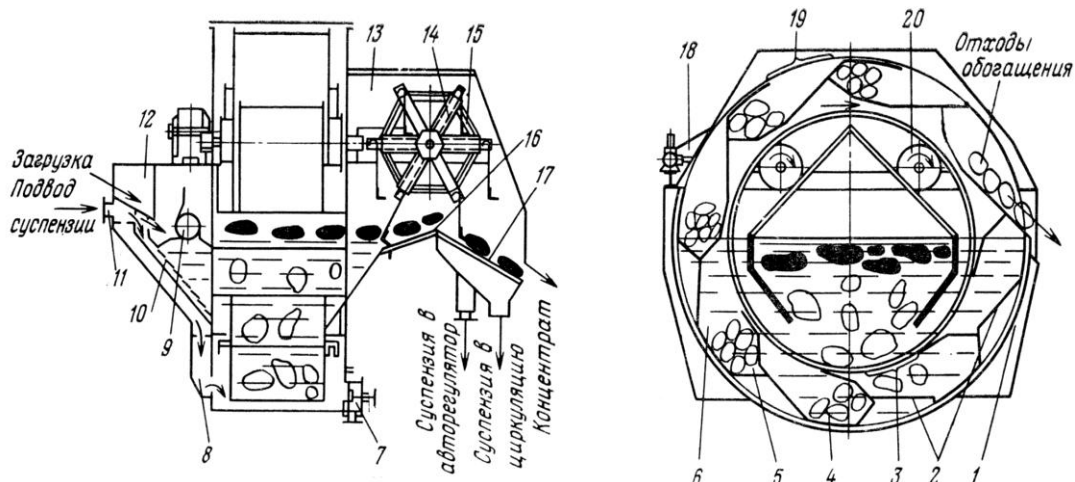


Рис. 4.1.1. Сепаратор СКВП-32

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-решетами (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.

Показатели работы тяжелосредних сепараторов при обогащении крупных классов углей разных марок приведены в табл. 4.1.1.

Таблица 4.1.1

Показатели работы тяжелосредних сепараторов

Марка угля	Крупность угля, мм	Плотность разделения, кг/м <sup>3</sup>	Зольность, %			Потери легкой фракции, %	Расход утяжелителя, г/т	$E_{pm}$
			Исходного	Концентрация	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

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:

$$Q = 100qB/\gamma, \text{ т/ч,}$$

где  $q$  – удельная нагрузка по всплывшему продукту, т/(ч·м);

$B$  – ширина ванны, м;  $\gamma$  – выход всплывшего продукта, %.

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

$$Q_k = 0,06Vnz\theta\delta_n,$$

где  $V$  – объем ковша, м<sup>3</sup> (для СКВП-20 и СКВП-32 соответственно 0,25 и 0,49 м<sup>3</sup>);  $n$  – частота вращения элеваторного колеса, мин<sup>-1</sup> ( $n=2-2,1$  мин<sup>-1</sup>);  $z$  – число ковшей в колесе ( $z=8$ );  $\theta$  – коэффициент заполнения ковша, равный 0,5-0,6;  $\delta_n$  – насыпная плотность потонувшей фракции, кг/м<sup>3</sup>.

Рекомендуемые удельные нагрузки на колесные сепараторы приведены в табл. 3.3 (учтен коэффициент возможной перегрузки  $k = 1,25$ )

Таблица 4.1.2

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.

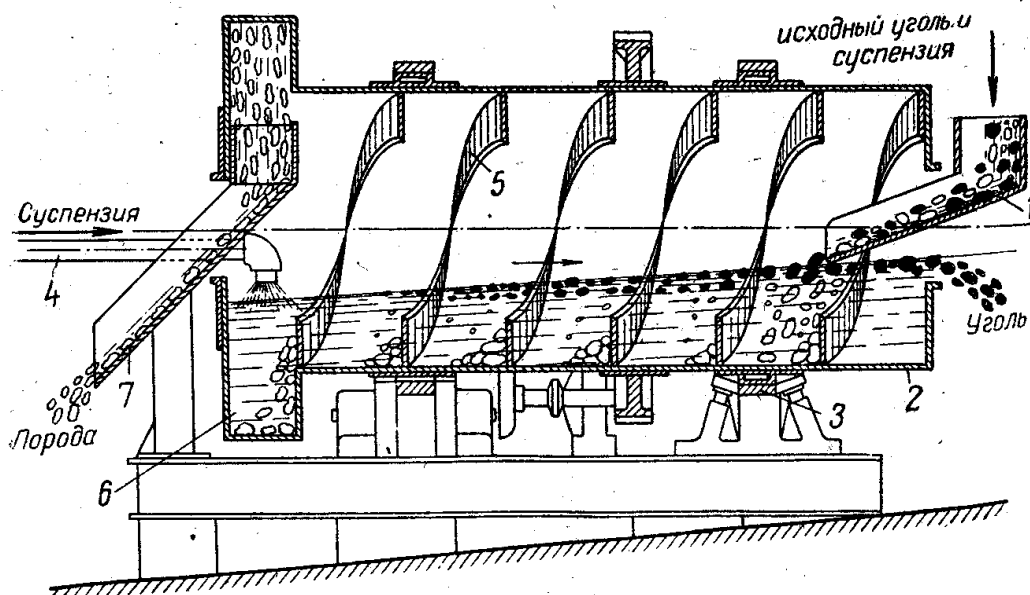


Рис. 4.1.2. Барабанный сепаратор с ленточной спиралью на внутренней поверхности: 1 – желоб для подачи исходного угля; 2 – стенка барабана; 3 – роликовые опоры; 4 – желоб для подачи суспензии; 5 – ленточная спираль; 6 – кольцевой элеватор; 7 – желоб для разгрузки породы

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, уп-

рощает управление и техническое обслуживание системы, а также уменьшает количество вспомогательного оборудования.

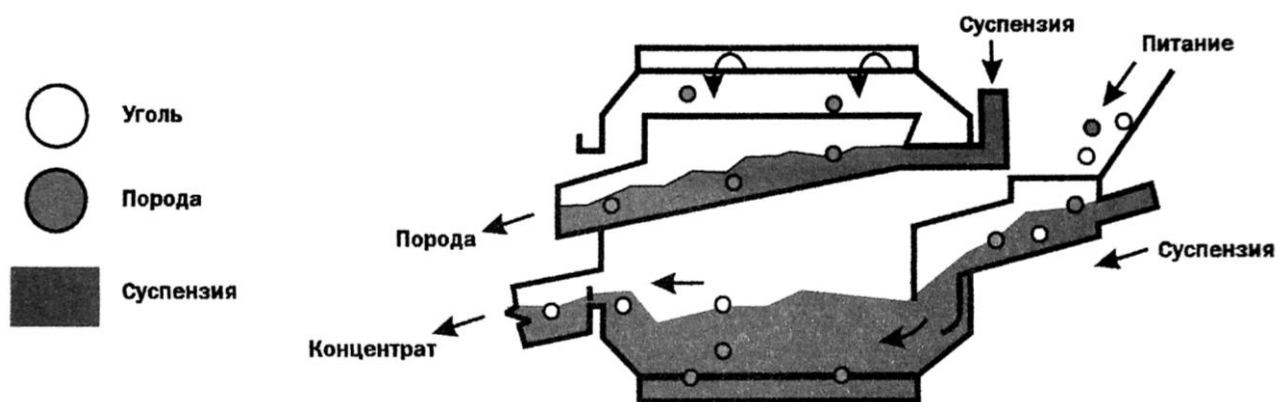


Рис. 4.1.3. Схема работы двухпродуктового сепаратора

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.

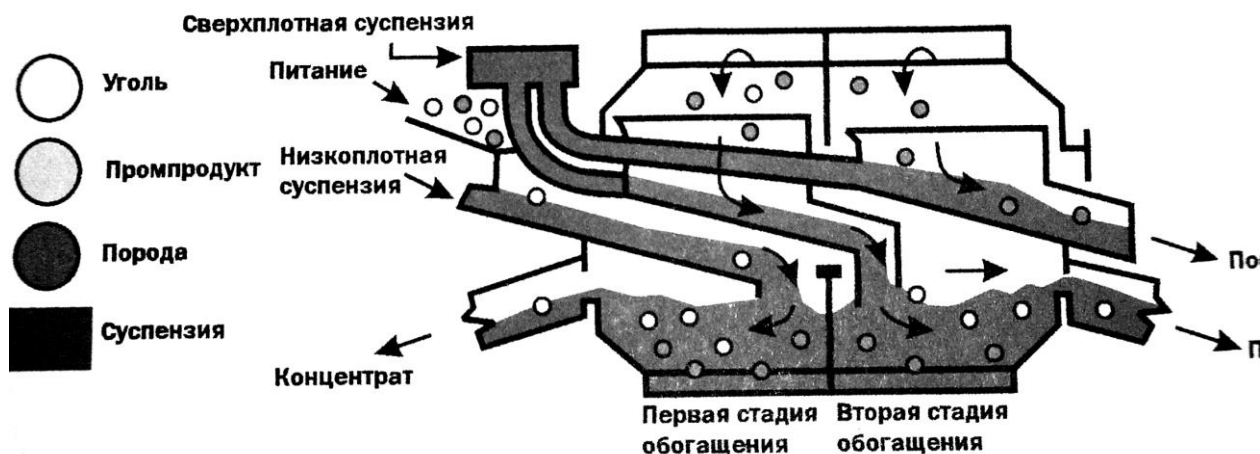


Рис. 4.1.4. Схема работы трехпродуктового сепаратора

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.

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 патрубков (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* тяжелосредный гидроциклон (рис. 4.1.6) позволяет получить в одном потоке суспензии три конечных продукта.

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

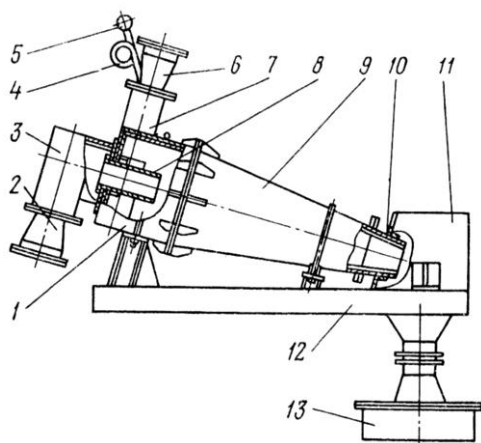


Рис. 4.1.5 Двухпродуктовый тяжелосредный гидроциклон ГТ710

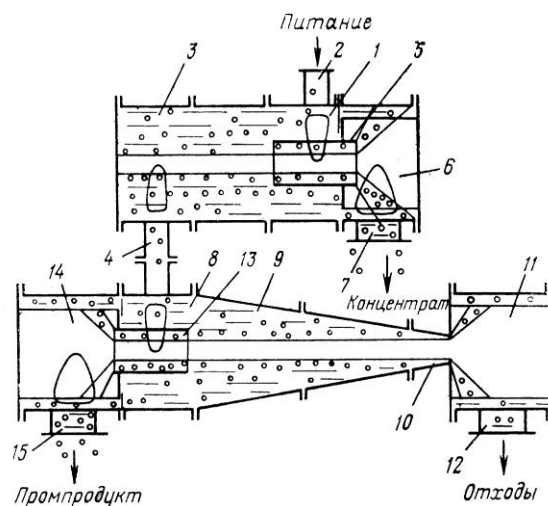


Рис.4.1.6. Трехпродуктовый каскадный тяжелосредный гидроциклон

Трехпродуктовый гидроциклон-сепаратор состоит из цилиндрического гидроциклона (1), в который по патрубку (2) подается исходная суспензия низкой 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 патрубков (7).

Смесь сгущенной суспензии повышенной плотности и твер-

дой 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 патрубок (13) направляются в промпродуктовую камеру слива (14) и выгружаются по патрубку (15).

Характеристики тяжелосредних гидроциклонов приведены в табл. 4.1.3

Таблица 4.1.3

## 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 <sup>3</sup> /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 суспензии; 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/м<sup>3</sup>.

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. 4.1.6. 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.

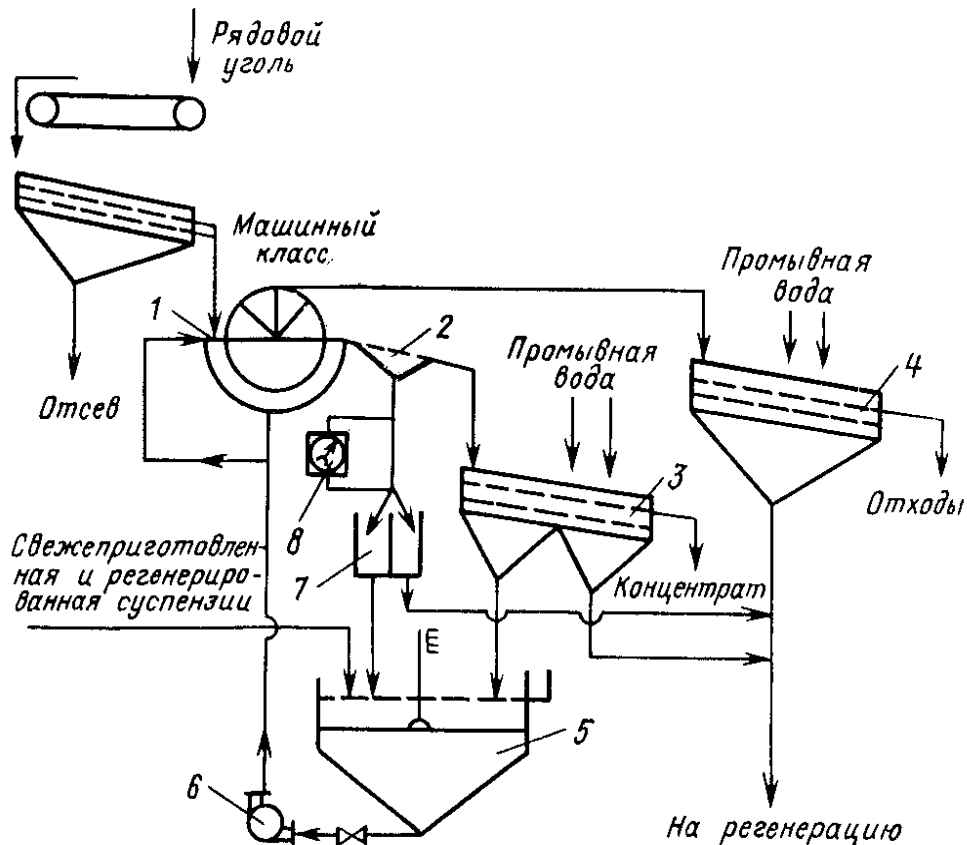


Рис.4.1.6 Схема цепи аппаратов обогащения углей крупных классов в одну стадию с выделением двух продуктов:

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

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



На рис. 4.1.7 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.

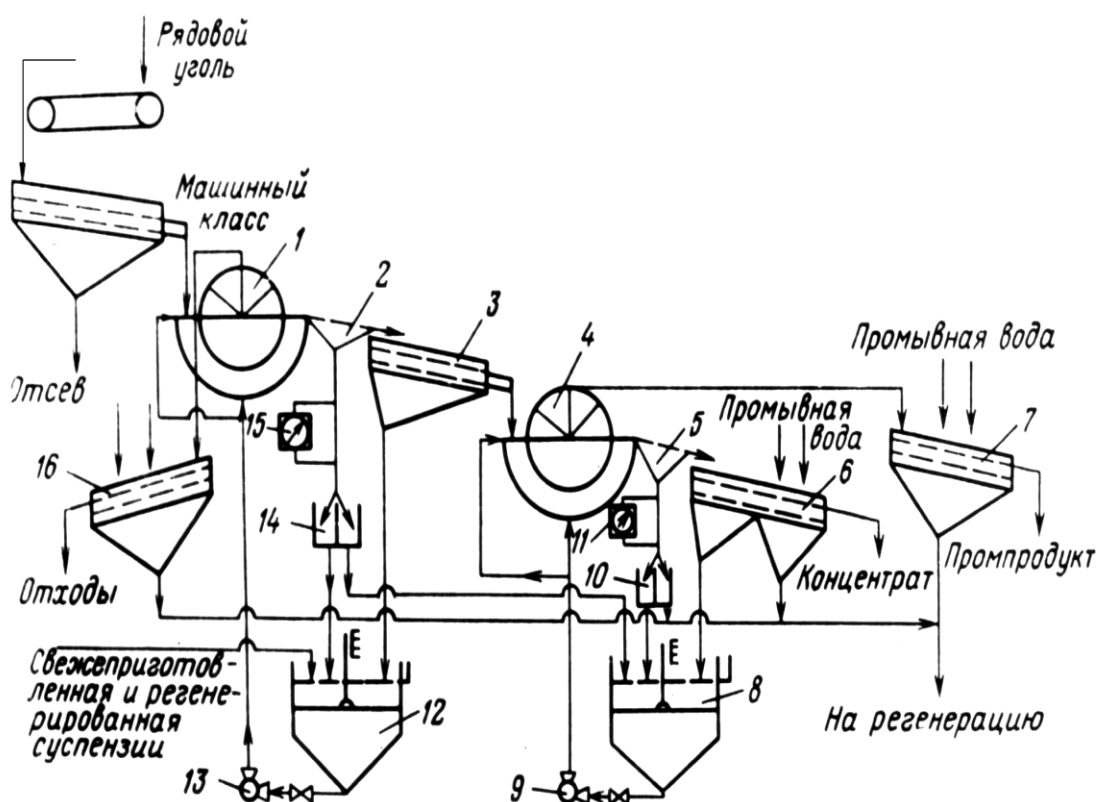


Рис.4.1.7.Схема цепи аппаратов обогащения углей крупных классов в две стадии с выделением трех продуктов: 1,4 – сепараторы тяжелосредные; 2,5 – сита неподвижные; 3 – грохот для отделения суспензии высокой плотности; 6,7,16 – грохоты соответственно концентрата, промпродукта, отходов; 8 – сборник суспензии 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.

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 км), 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 тяжелосредных гидроциклонах является технология обогащения необесшламленных углей, которая нашла применение на зарубежных УОФ.

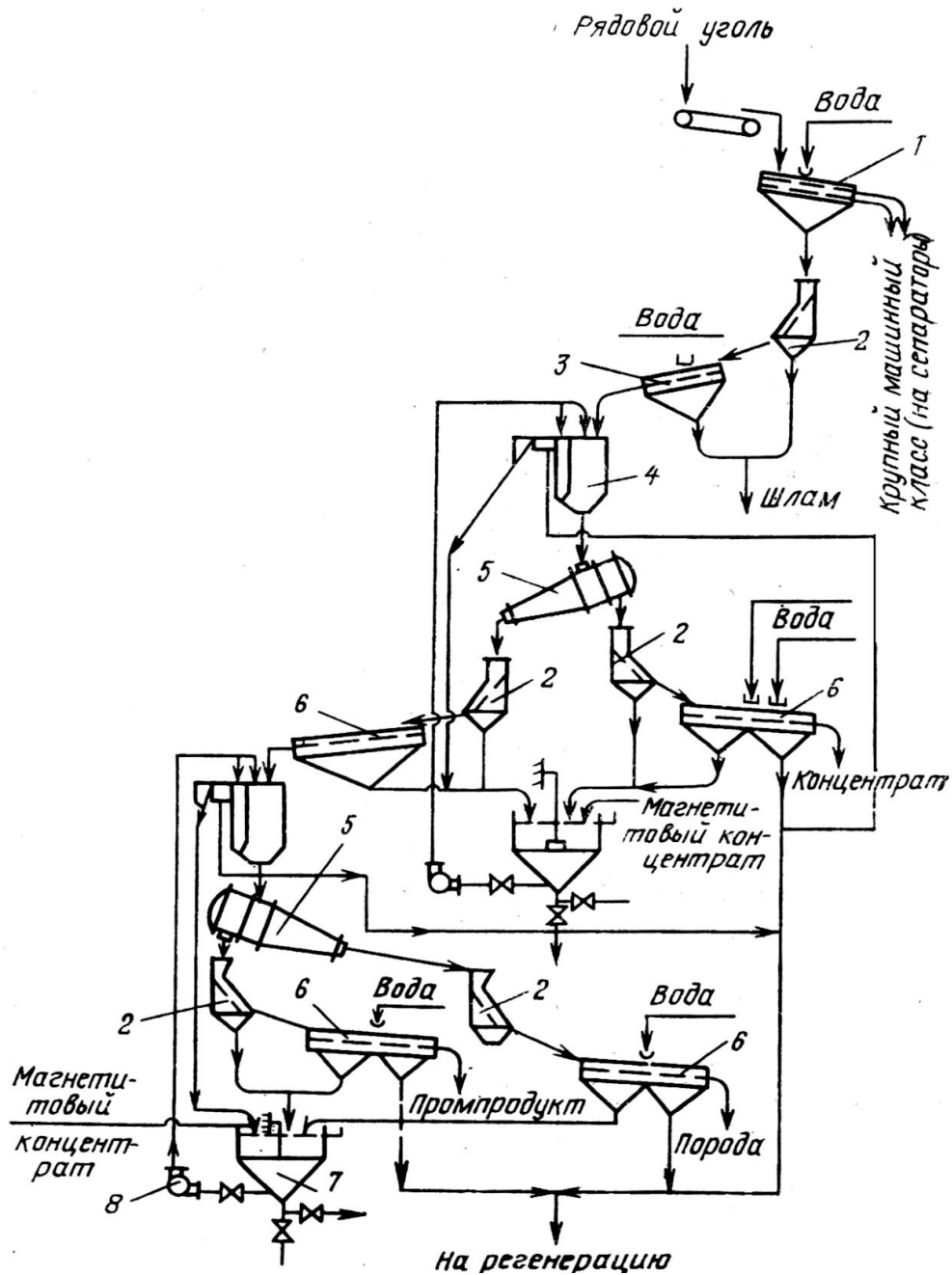


Рис.4.1.8 Схема оборудования для обогащения мелкого класса угля в двух последовательно установленных двухпродуктовых гидроциклонах:

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

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).

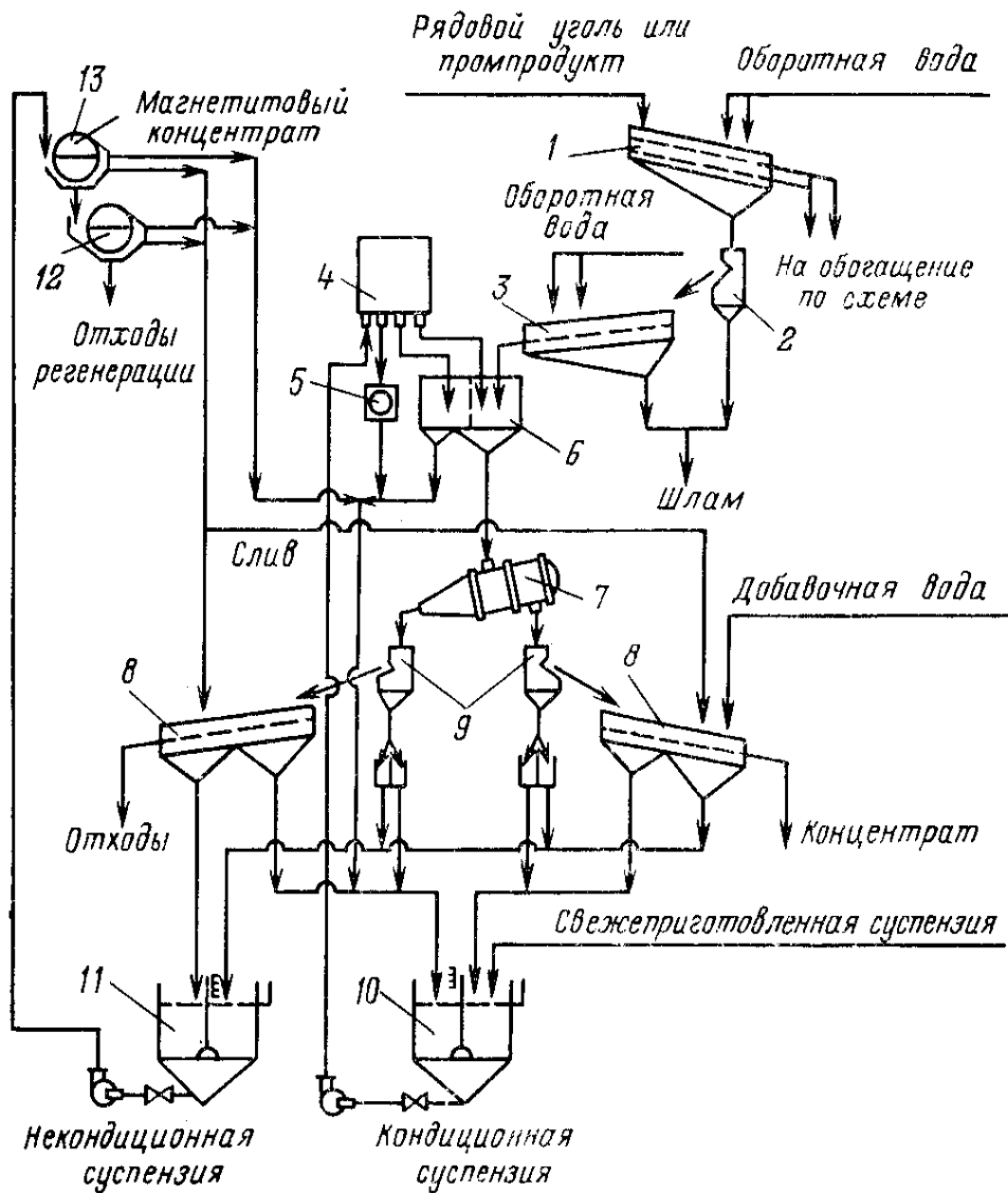


Рис.4.1.9 Схема цепи аппаратов обогащения мелких углей в одну стадию с выделением двух продуктов:

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 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. Несовместимость 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.

При одностадиальном 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.

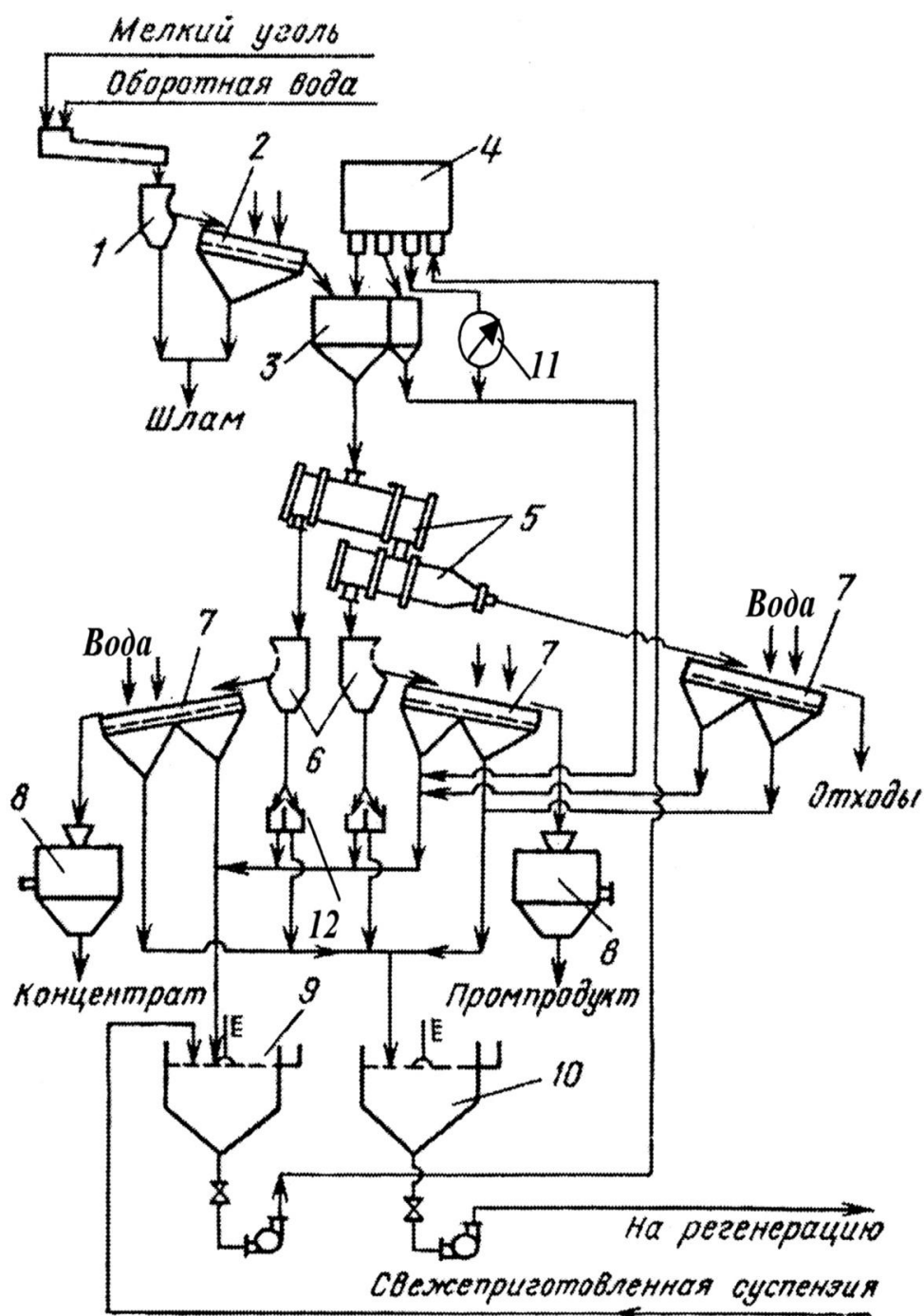


Рис.4.1.10 Схема оборудования для обогащения мелкого класса угля в трехпродуктовом гидроциклоне:

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

На некоторых зарубежных предприятиях (например, в США) тяжелосредные 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 тяжелосредного 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 регенерации; подача слива магнитных сепараторов на ополаскивание продуктов обогащения.

В зависимости от крупности обогащаемых углей и принятой технологии обогащения могут быть применены различные техно-

логические схемы регенерации: одностадиальная, двухстадиальная и комбинированная (рис.4.1.11).

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  $1 \text{ м}^3$  разбавленной суспензии. При повышенном содержании шлама одностадиальная схема может быть применена только с уменьшением производительности магнитных сепараторов до 50-60 % номинального значения.

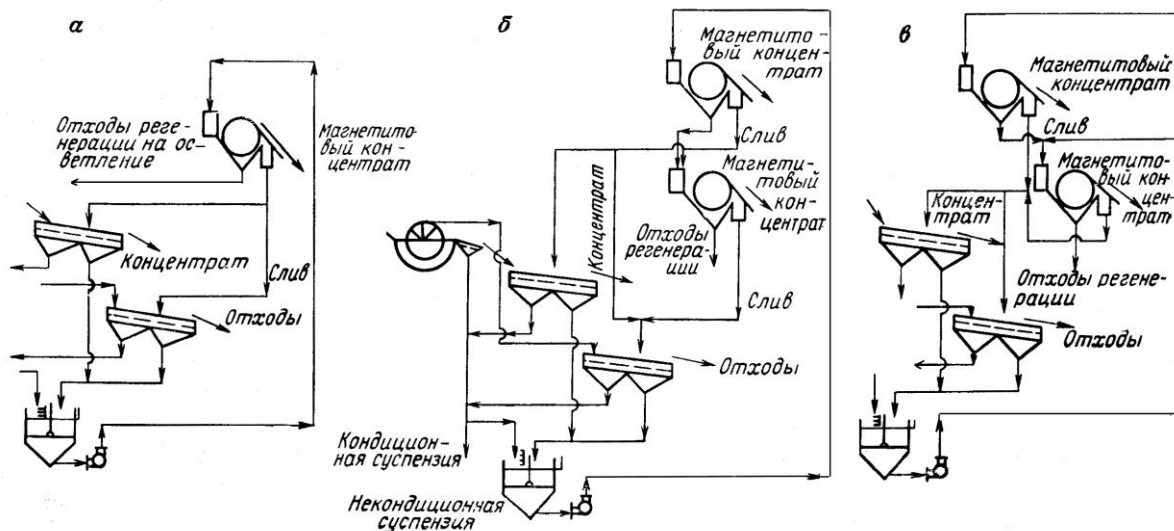


Рис. 4.1.11 Варианты схем регенерации магнетитовой суспензии: а – одностадиальная; б – двухстадиальная; в – комбинированная

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  $150 \text{ кг/м}^3$  шлама – комбинированная схема.

Схема отдельной регенерации (рис.4.1.12) 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  $0,2 \text{ мм}$  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  $0,2 \text{ мм}$  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  $0-0,5 \text{ мм}$  в обесшламленном машинном классе (до  $10 \%$  вместо нормативных  $3-5 \%$ ).

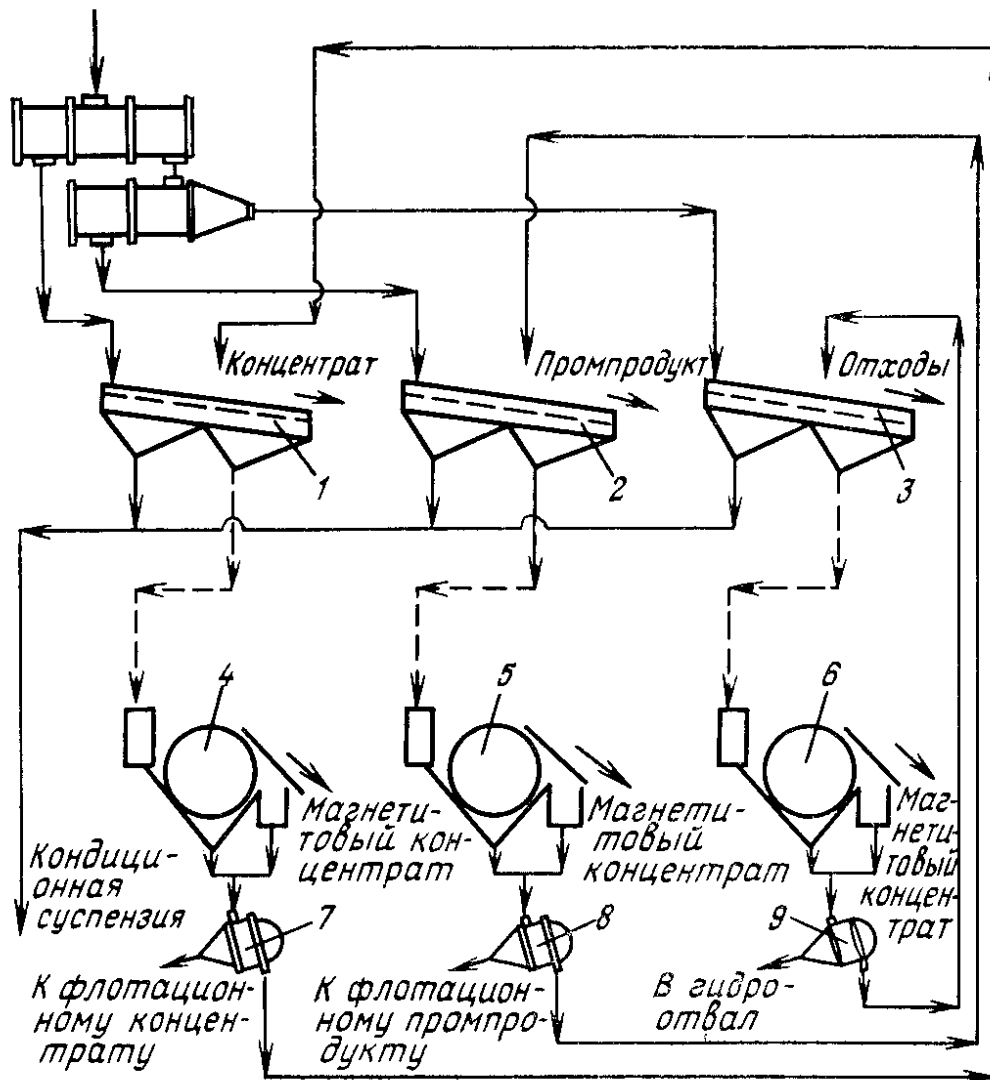


Рис. 4.1.12 Схема отдельной регенерации разбавленной суспензии: 1-3 – грохоты соответственно для концентрата, промпродукта, отходов; 4-6 – магнитные сепараторы; 7-9 – гидроциклоны классификационные

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<sup>3</sup> 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. 4.1.4

Электромагнитный сепаратор типа ЭБМ показан на рис.

4.1.13. 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).

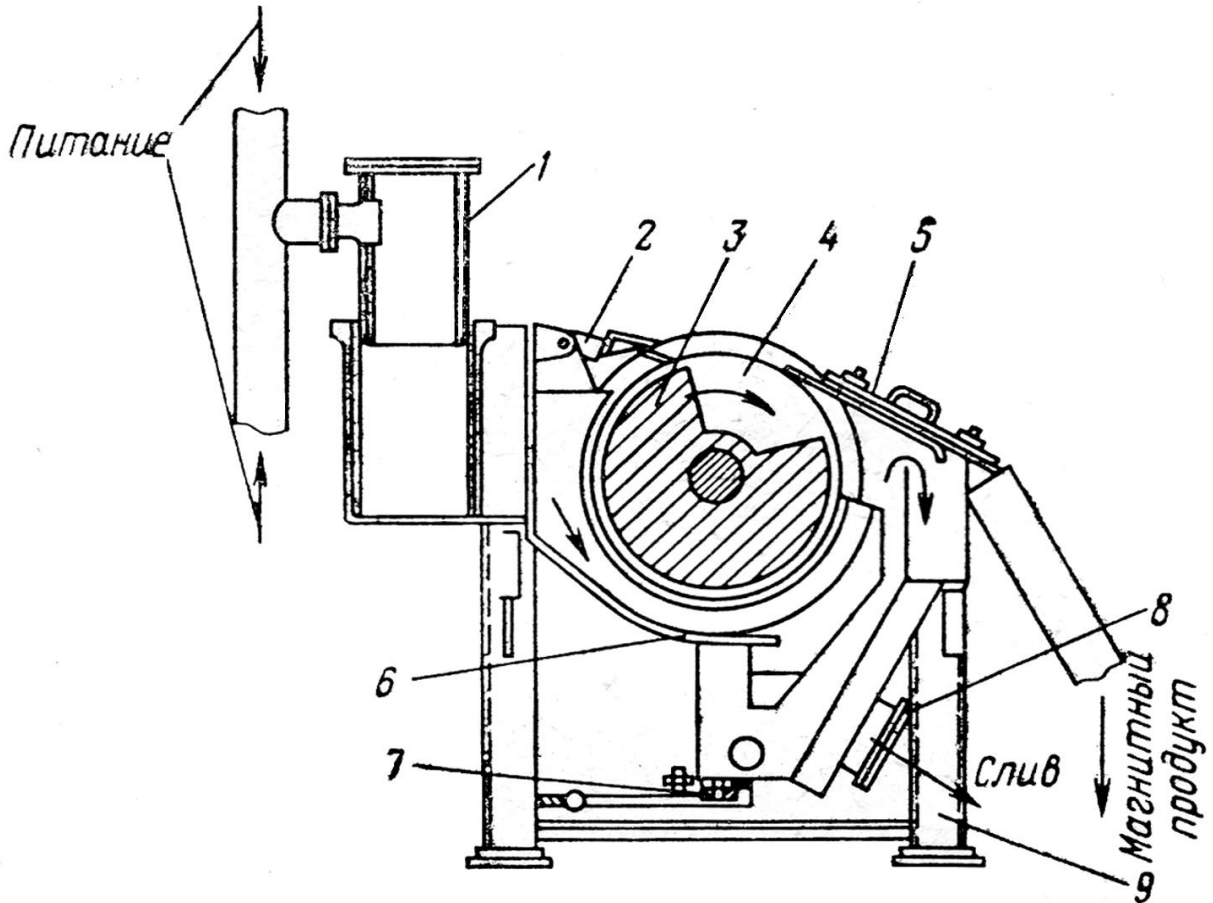


Рис. 4.1.13. Сепаратор для регенерации магнетитовой суспензии типа ЭБМ

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 электро-

магнитных сепараторов на более экономичные и удобные в эксплуатации сепараторы с постоянными металлокерамическими магнитами.

Таблица 4.1.4

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
Производительность: по питанию, м <sup>3</sup> /ч	500	500	180	270	270	270	500
по магнетиту, т/ч	100	100	40	60	60	60	100
Диаметр барабана, 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 электродвигателя, 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 > 25мм);
- *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 предварительной 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 250мм

*Производственная простота* технологии отсадки заключается в применении для процесса незначительного числа основного и вспомогательного оборудования, обеспечивающего нормальные технологические функции процесса, может косвенно характеризовать 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 низ-



кими значениями показателей эффективности  $E_{pm}$  и  $I$ . Удельная производительность действующих отсадочных машин колеблется от 5 до 30 т/ч·м<sup>2</sup>, 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 тяжёлые – 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

$$dF_p/dt = k \cdot F_p,$$

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:

$$F_e = F_u \cdot (1 - e^{-kt}),$$

где  $F_e$  и  $F_u$  – 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.

$$Q = 3600\gamma_{cp}S \cdot H \cdot k/\eta ,$$

где  $\gamma_{cp}$  – средняя насыпная плотность постели, т/м<sup>3</sup>;  $S$  – площадь рабочего отделения машины, м<sup>2</sup>;  $H$  – высота отсадочной постели, м;  $k$  – коэффициент скорости отсадки, с<sup>-1</sup>;  $\eta$  – критерий точности разделения.

$\eta = \ln \frac{100}{\sum a} - \varepsilon de \sum a$  – 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  $\eta$ . 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  $\eta$ , 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  $\eta$  на основании практических результатов обогащения углей в отсадочных машинах следующие:

$\eta$	$k, c^{-1}$	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  $\eta$ .

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 воздухохранильнике 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 хо-

де, уменьшает скорость нисходящего потока, т. е. снижает засасывание мелких классов под решетом, 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  $100 \text{ кг/м}^3$ , 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  $100 \text{ кг/м}^3$  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 50-180с.). Удельная производительность действующих отсадочных машин колеблется от 5 до 30  $\text{т}/(\text{ч}\cdot\text{м}^2)$ .

Таблица 4.2.1

Рекомендуемые удельные производительности  
при обогащении каменных углей,  $\text{т}/(\text{ч}\cdot\text{м}^2)$

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 исходного 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 тех-

нологических 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 регулируемы, 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/м<sup>3</sup> при отделении концентрата и 2000-2200 кг/м<sup>3</sup> 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 турбовоздуховодки 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/м<sup>3</sup> 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 площадью отсадки от 8 до 24 м<sup>2</sup> 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 – воздуховодками.

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 ОМ12-1 (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.

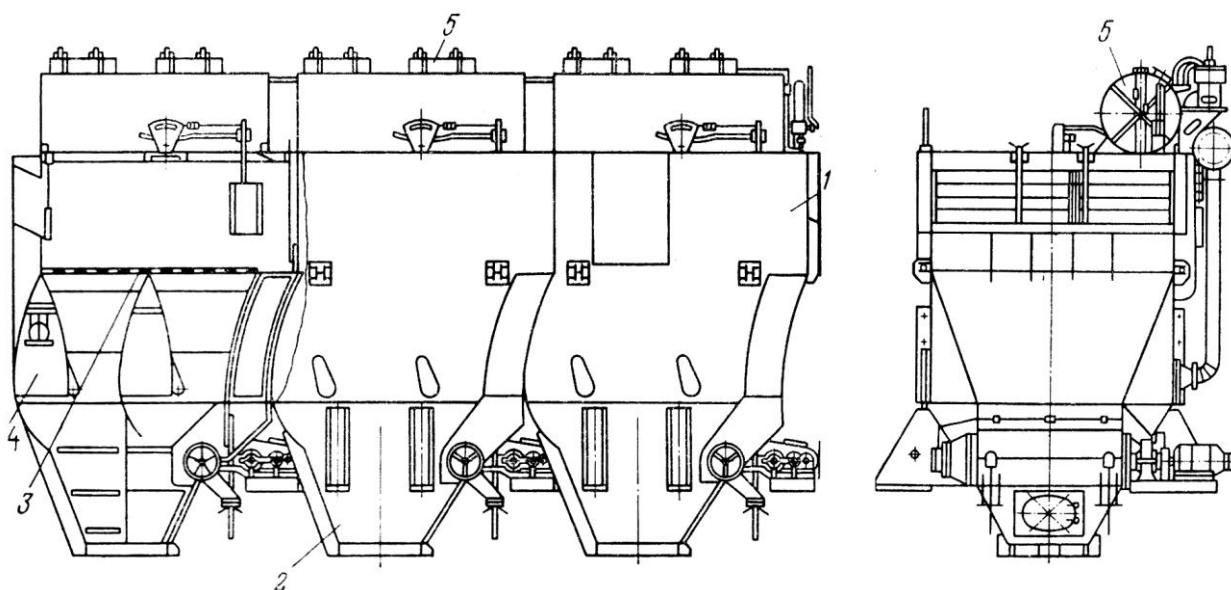


Рис. 4.2.1 Отсадочная машина серии МО

На воздушных камерах установлены шесть клапанных пуль-

саторов (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.

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.

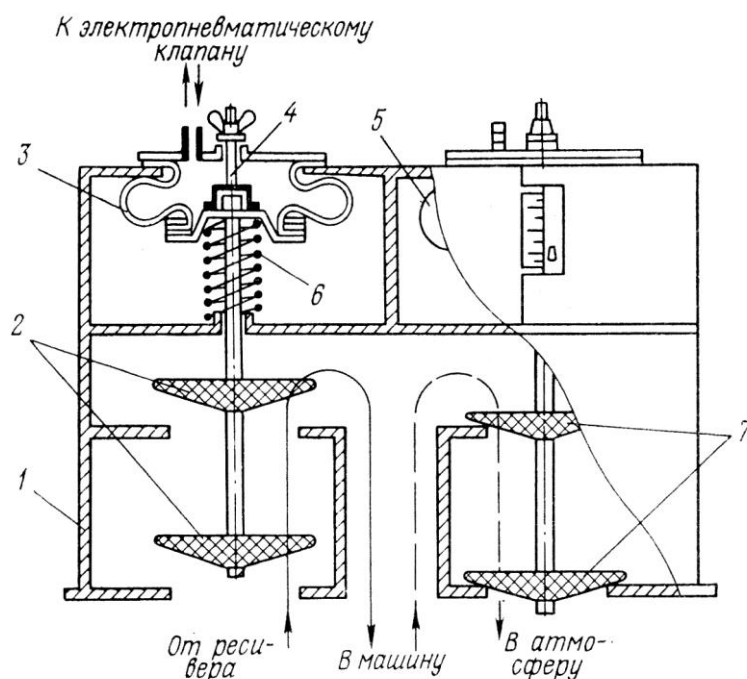


Рис. 4.2.2 Клапанный пульсатор:

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 регуляторы 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.

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

### 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 4.2.3).

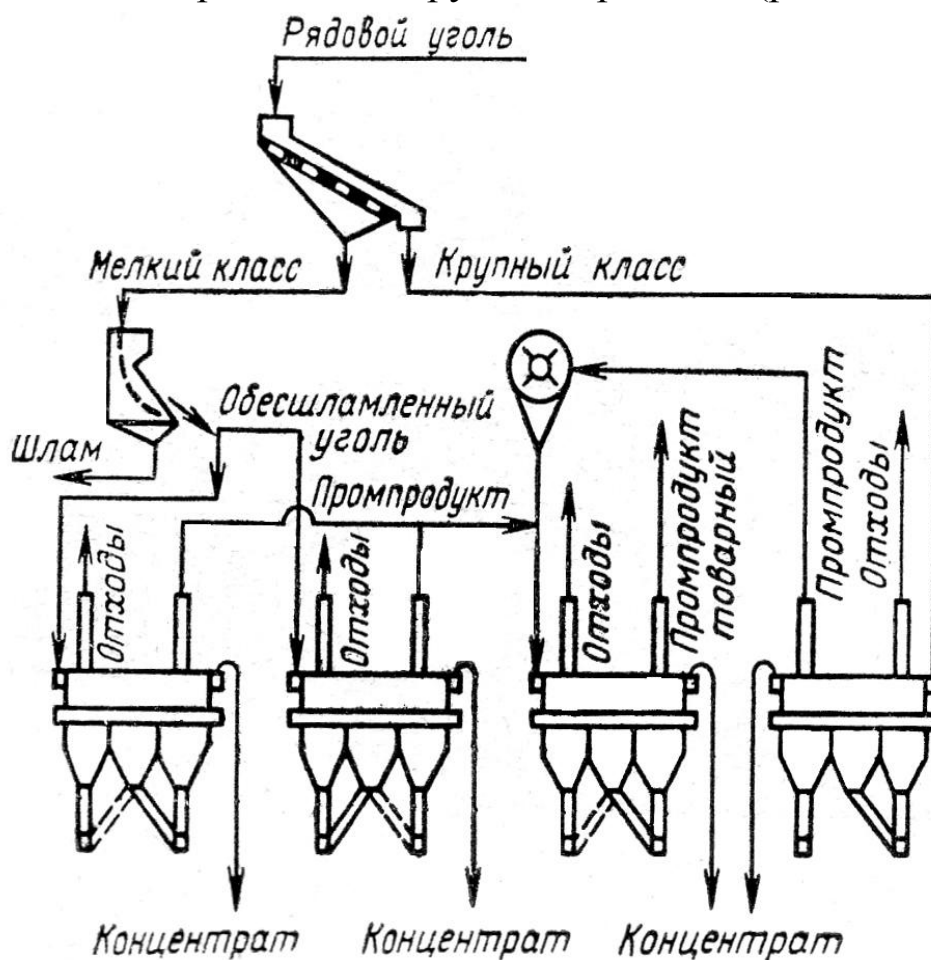


Рис.4.2.3 Схема отсадки коксующихся углей

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 дробленом 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 машины 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**

Во второй половине 80-х годов XX столетия винтовые сепараторы, применявшиеся ранее только при обогащении руд, получили распространение во многих угледобывающих странах, как в схемах действующих фабрик для обогащения зернистых шламов, так и на специально создаваемых установках для извлечения горючей массы из шламовых отстойников и илонакопителей.

*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.



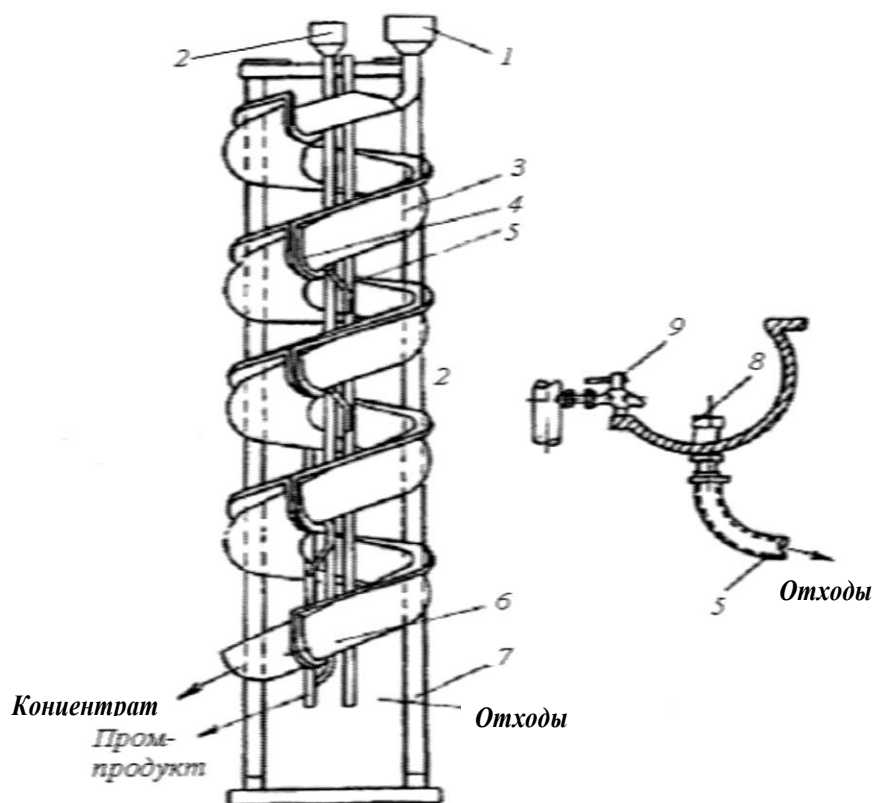


Рис. 4.3.1. Винтовой сепаратор с эллипсовидным желобом:

1 – лоток загрузочный; 2 – трубопровод для смывной воды; 3 – винтовой желоб; 4 – фланец витка желоба; 5 – шланг отсекателя; 6 – лоток разгрузочный; 7 – каркас; 8 – отсекаТЕЛЬ; 9 – кран для смывной воды

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.

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.

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.

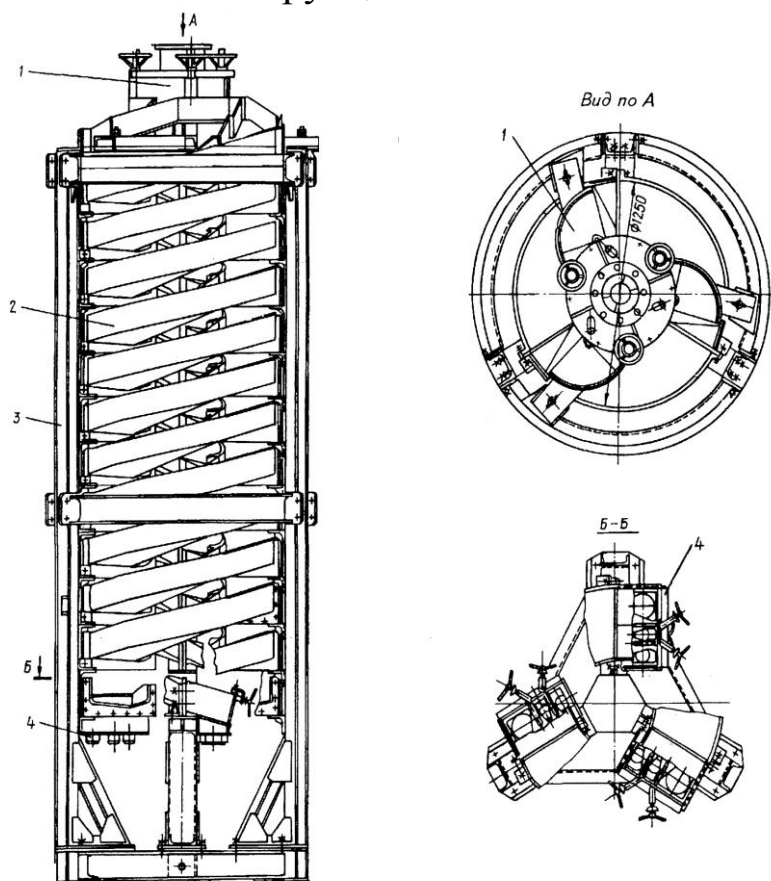


Рис. 4.3.2. Винтовой шлюз ШВМЗ-1250:

1 – пульпоприемник; 2 – винтовые желоба шлюза; 3 – рама; 4 – делитель продуктов

Результаты обогащения угольных шламов на винтовых сепараторах и шлюзах свидетельствуют, что обогащение на чрез-

вычайно 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. 4.3.2).

#### 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.).

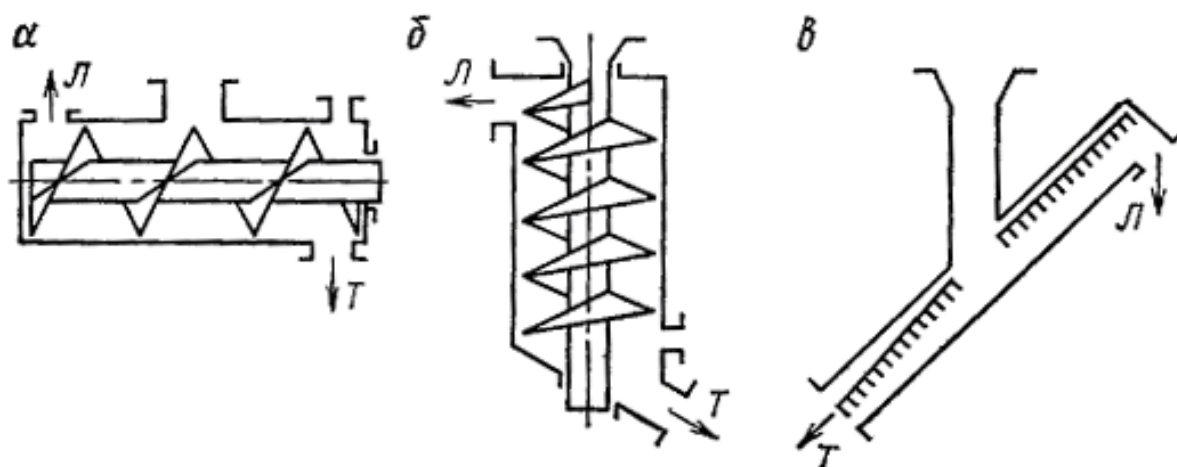


Рис. 4.4.1 Принципиальные схемы противоточных сепараторов: *а* – горизонтальный шнековый типа СШ; *б* – вертикальный шнековый типа СВШ; *в* – крутонаклонный типа КНС (*Л* – легкие фракции; *Т* – тяжелые фракции)

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.

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

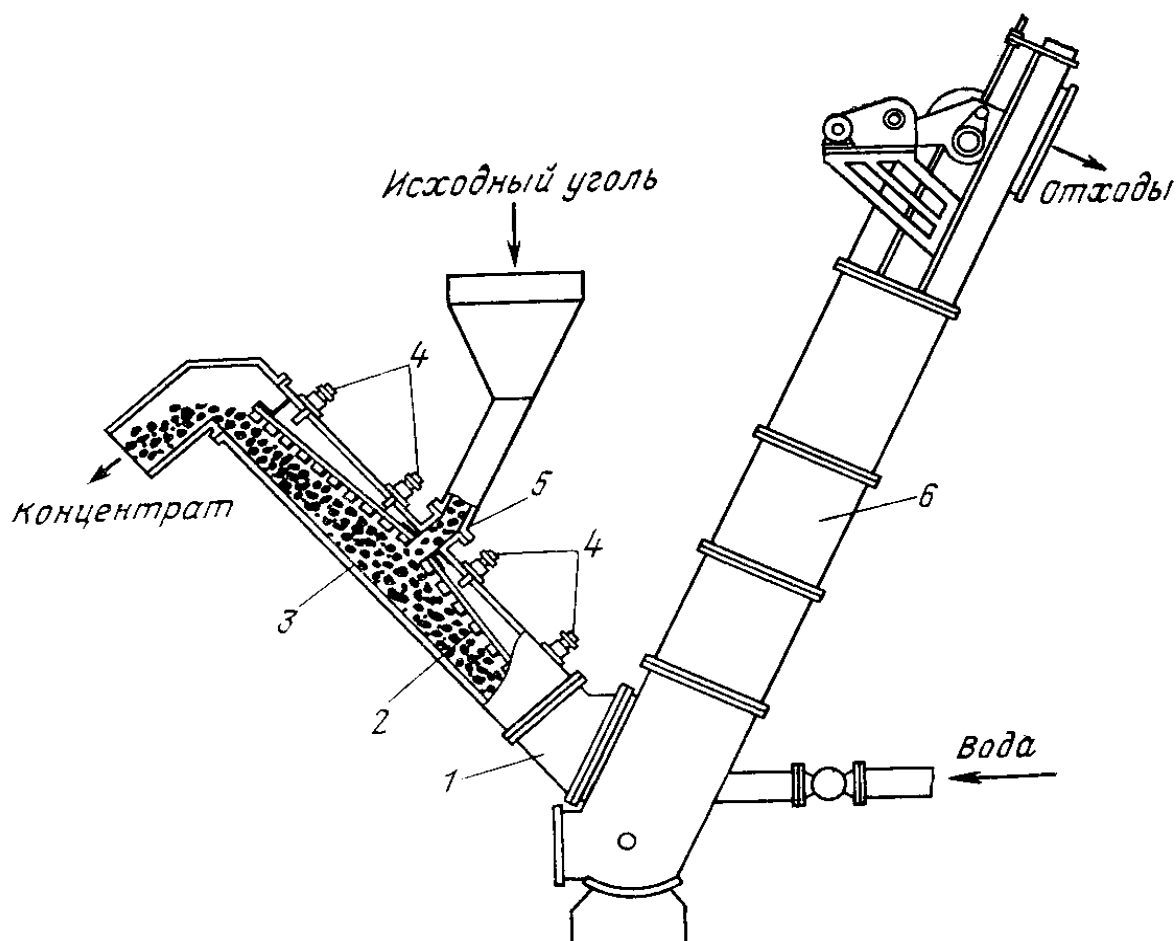


Рис.4.4.2. Крутонаклонный сепаратор КНС

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. 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 течке 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 перегоронок.

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 обогащения 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 (механизированная 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 осу-



ществляется 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.

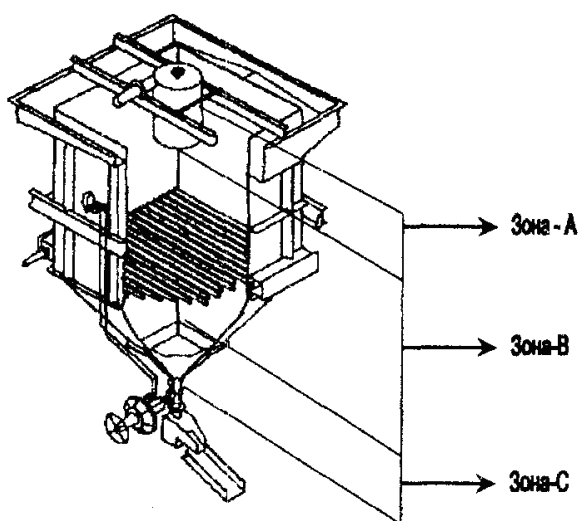


Рис.4.5.1 Схема рабочей камеры сепаратора «Floatex»

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 сформировавшейся постелью, которая находится во взвешенном состоянии за счет восходящего потока воды, скорость которого определяется гранулометрией и плотностью 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 А), в то время как относительно крупные (более тяжелые) частицы разгружаются через зону С. 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 В=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.

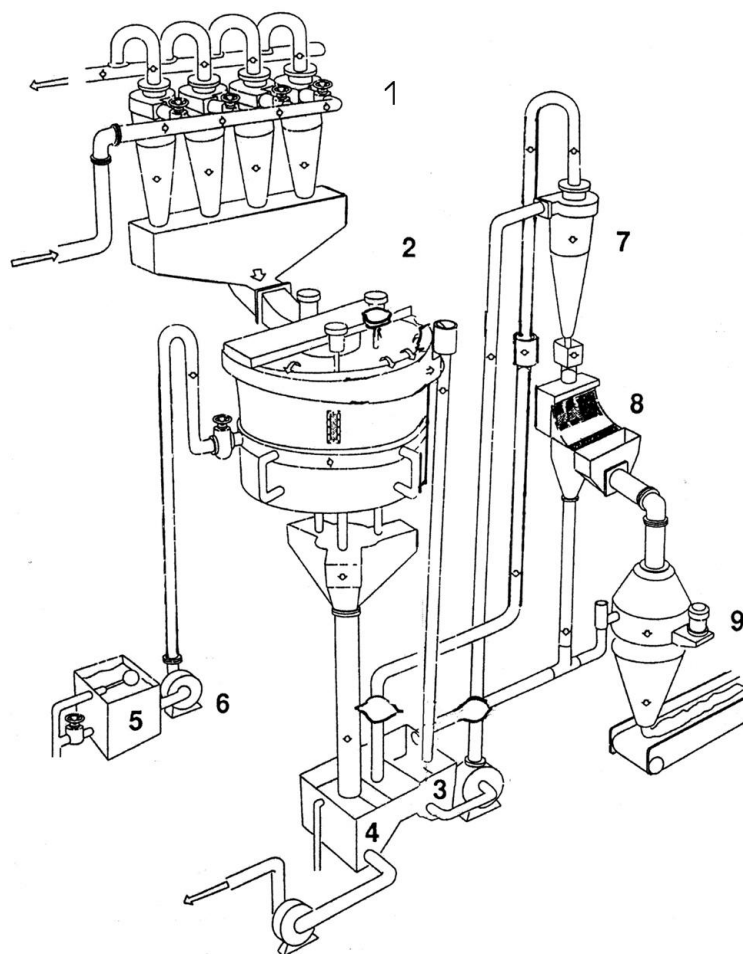


Рис. 4.5.2 Модульный агрегат для обогащения угольного шлама с гидросайзером фирмы "Stokes"

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 %.

## 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 (коксующиеся 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 0,5мм.

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  $\theta$ . 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	$\theta$ , 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.

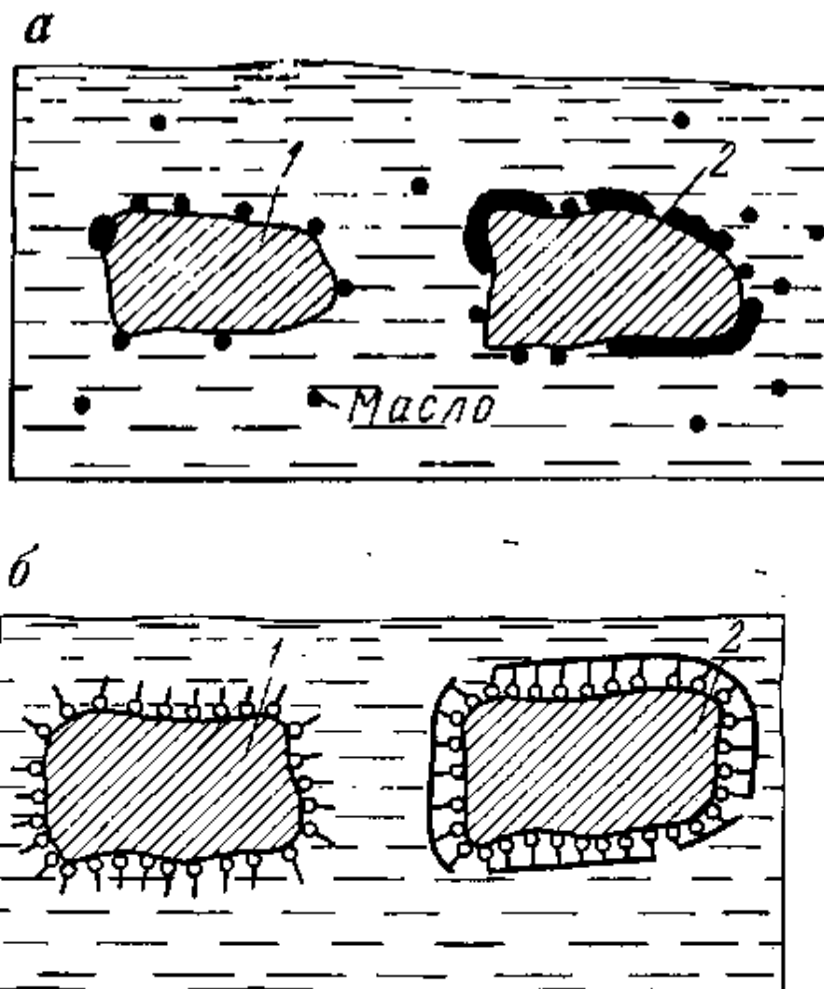


Рис. 5.1.1. Схема закрепления собирателей на поверхности угольных частиц: *а* – аполярного: 1 – в виде отдельных капель; 2 – в виде тонких пленок; *б* – последовательное закрепление; 1 – гетерополярного; 2 – аполярного

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). Коалес-

ценция 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 флотиремости 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 пульп:

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 легкофлотиремого 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 равнофлотуемости 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 пере-

распределения 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 МАА 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 по-

зволяет добиться необходимой степени агрегации частиц и практически не влияет на показатели процесса флотации.

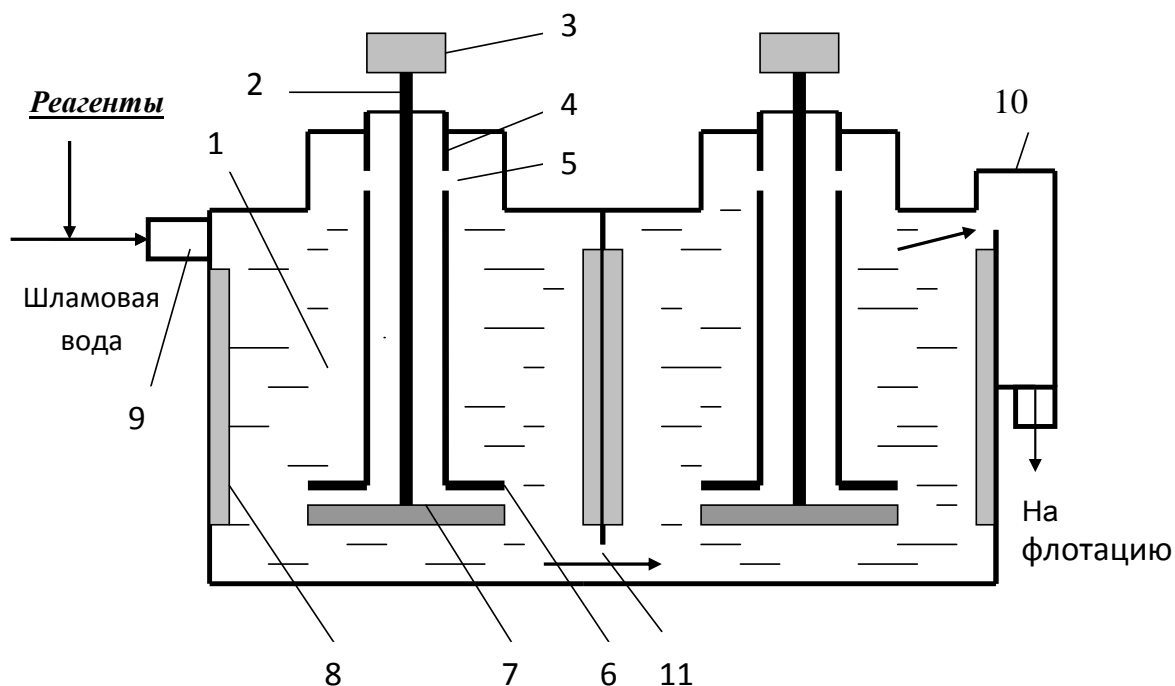
*Подача воздуха* в процесс МАА значительно повышает эффективность масляной агломерации при одновременном снижении энергозатрат на турбулизацию пульпы. Положительный эффект от аэрации пульпы возрастает с увеличением интенсивности перемешивания. При определении оптимального количества добавляемого воздуха 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.

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-ой 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  $12 \text{ м}^3$  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<sup>3</sup> полезного объема камеры. Для усиления турбулентных пульсаций в каждой камере устанавливаются отражательные перегородки 8.



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

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 %.

### *Флотационные реагенты*

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 га-

зового 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 пузырько-вого 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 дефицитом 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 кислотой.

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 углево-

дородов 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 (PCO) 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 PCO 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 PCO – однородная жидкость коричневого цвета.

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

#### **Технические характеристики реагента PCO**

Средняя молекулярная масса,	170—180
Плотность при 20°C, г/см <sup>3</sup> , не менее	0,81
Вязкость при 20°C, м <sup>2</sup> /с, не более	5·10 <sup>-6</sup>
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 иода на 100 г реагентата)	> 35
Температура, °С	
вспышки в открытом тигле, не ниже	35
самовоспламенения	350
замерзания	-18
Предел взрываемости паров, %	1,4-6
ПДК, мг/м <sup>3</sup>	
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 (МИБС) 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 диметилдиоксана.

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 "Ангарскнефтеоргсинтез". 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°C, выход фракции 120-175 °С – 30,1%, причем эта фракция содержит 70-85% спиртов типа октилового. При 250°C реагент полностью выкипает.

#### Технические характеристики реагента КОБС

Плотность при 20°C, г/см <sup>3</sup>	0,83-0,95
Вязкость при 20°C, м <sup>2</sup> /с	6·10 <sup>-6</sup>
Температура, °С:	
застывания	–(50-65)
вспышки в открытом тигле, не ниже	45
Предел взрываемости паров, %	1,6-10,8
ПДК, мг/м <sup>3</sup>	
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 керосиногазойлевые 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.

### Флотационные машины

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.

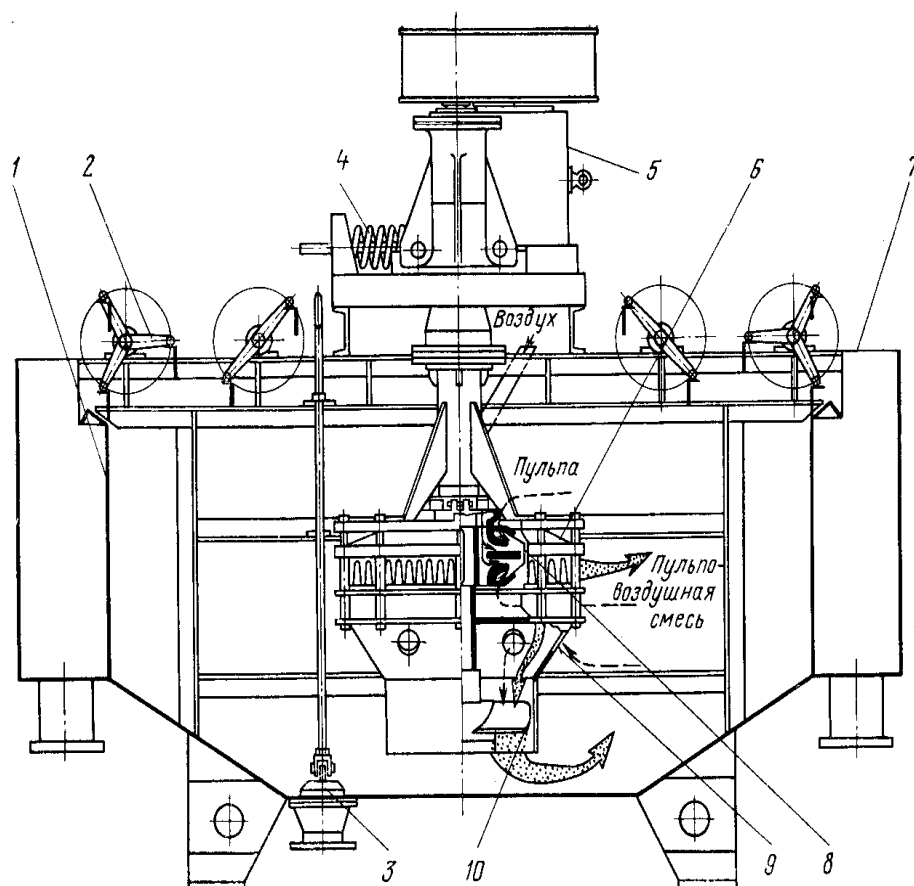


Рис.5.1.3 Флотационная машина МФУ-12:

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

В угольной промышленности получили наиболее широкое применение прямоточные механические машины. В последнее время на углеобогатительных фабриках применяются флотомашины типа МФУ и ФМ.

Флотационная машина МФУ12 монтируется из двух прямых 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 прямо-током в следующую камеру и далее в хвосты (из последней камеры), а пенный продукт (концентрат) сбрасывается пеногонами в желоба 7 и направляется на фильтрование.

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 вала 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.

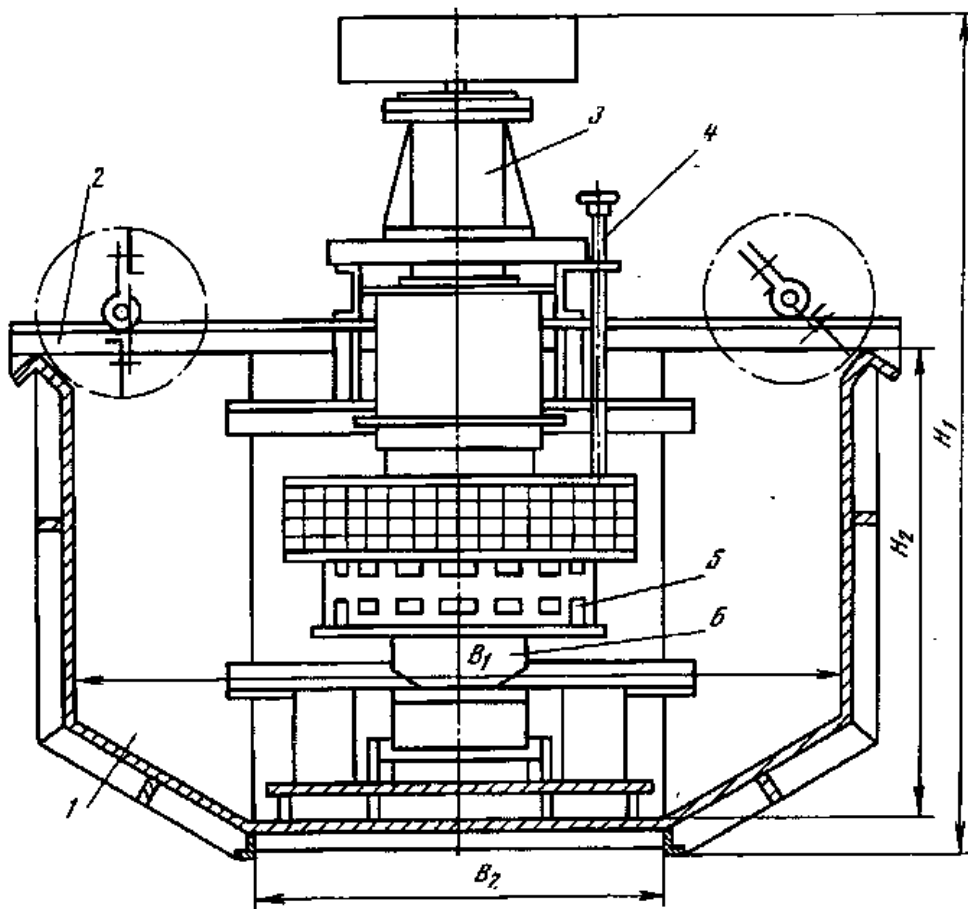


Рис. 5.1.4 Флотационная машина ФМ-12:

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 охватывается 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 регулировочное кольцо, выполненные из металлического листа, перфорированного отверстиями.

Регулировочное 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 пеноъемниками.

ИОТТ совместно с механическими мастерскими ПО "Кузбассуглеобогащение" 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 перифе-

рической скоростью, резиновый импеллер может нормально работать без замены до 1,5—2 лет, он легко реставрируется в условиях фабрики.

Таблица 5.1.1

<b>Технические характеристики флотационных машин МФУ</b>			
Параметр	МФУ-6	МФУ-12	МФУ-25
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	6	12	25
Импеллер			
диаметр, м	0,4	0,4	0,7
частота вращения, мин <sup>-1</sup>	600	600	280
периферическая скорость, м/с	12,6	12,6	10,3
удельный расход мощности, кВт/м <sup>3</sup>	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

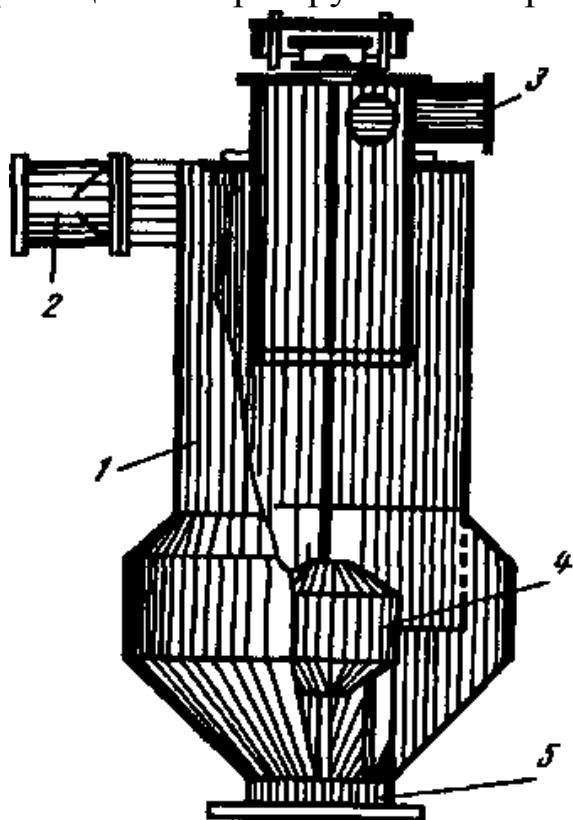
<b>Технические характеристики флотационных машин ФМ</b>			
Параметр	ФМ-8	ФМ-16	ФМ-25
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	8	16	25
Число камер	6	6	6
Пропускная способность, м <sup>3</sup> /ч	700	1000	1600
Мощность электродвигателя, кВт	22	37	45
Частота вращения импеллера, с	194	194	194
Габариты, м			
длина	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

### Пеногасительные устройства

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

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 ПЦВ 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 аппарата пульпой, всплывая, срывает вакуум.

КузНИИУглеобогащением разработаны три типоразмера пеногасителей ПЦВ с производительностью по флотоконцентрату 250; 500 и 750 м<sup>3</sup>/ч. Пеногасители устанавливают между флотационной машиной и вакуумным фильтром.

Система ПЦВ кроме собственно пеногасителя включает пеносорбник, 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  $150 \text{ м}^3/\text{ч}$  при расходе сжатого воздуха на пеногашение  $1-1,5 \text{ м}^3/\text{ч}$  и давлением  $0,20,3 \text{ МПа}$ . 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 флотируемость, обладают минимальной пористостью. Плохо флотируются частицы, которые содержат вкрапления минеральных примесей. Практически не

обладают естественной флотировемостью глинистые и другие минеральные примеси (кроме пирита).

Петрографический состав прежде всего определяет флотировемость 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 большого 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 увели-

чиваются 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/м<sup>3</sup> 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 рН 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, возможность 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 углеобогачительных 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 гг. 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 – больший в сравнении с флотацией расход масла, сильный износ центрифуг, обезвоживающих углемасляный агломерат.

В 60-70 гг. 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. Основ-

ное 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 гг. 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 университета. 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), пе-

ремешивание 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	$Q_{св}$ , %	$Y_o$ , %	$A^d_o$ , %
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 ожижением, утилизация маслосодержащих отходов и др.) дают новый импульс

для развития и внедрения новой технологии обогащения и обезвоживания тонкодисперсных углей в различных отраслях промышленности.

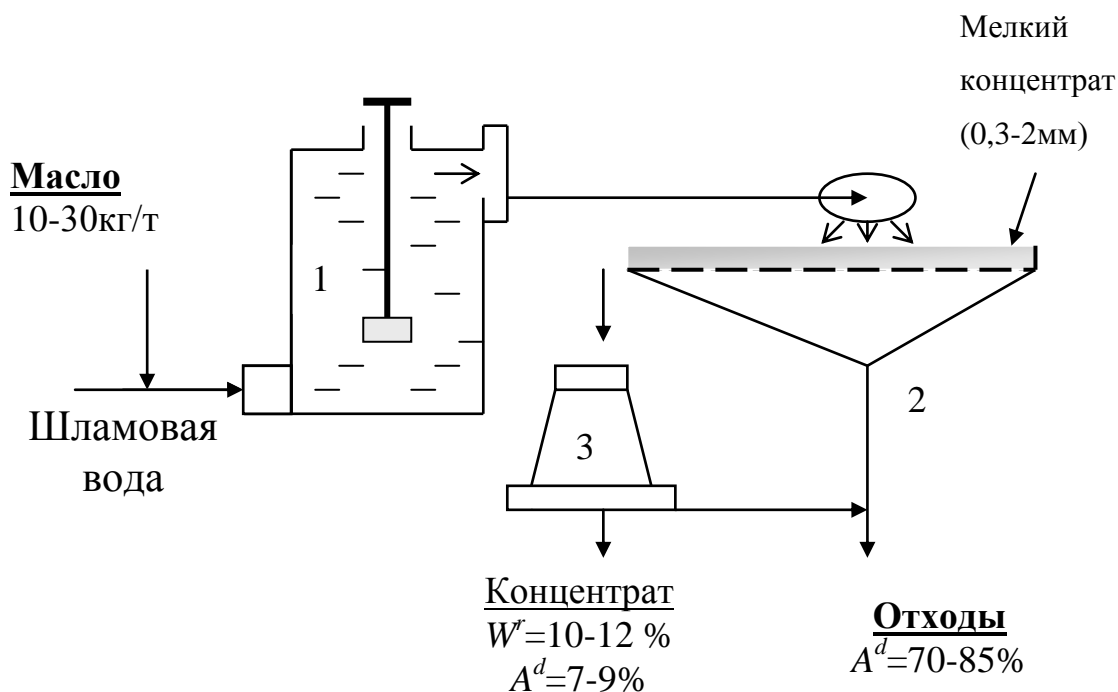


Рис. 5.2.1. Схема установки масляной агломерации угля с разделением продуктов через слой частиц угля на сите

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.

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 угле-масляных 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.

## 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. – М. : 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. Молявко. – М.: Наука, 1995. – 662 с.
4. Бедрань Н.Г. Обогащение углей - М.: Недра, 1988 г.
5. Фоменко Т.Г., Бутовецкий В.С., Погарцева Е.М. Технология обогащения углей.-М.:Недра, 1985 г.
6. Лебедев В.В. Комплексное использование углей.-М.:Недра, 1980 г.
7. Бутовецкий, В.С. Охрана природы при обогащении углей: справочное пособие. – М.: Недра, 1991.– 231 с.
8. Фоменко Т.Г., Бутовецкий В.С., Погарцева Е.М. Водно-шламовое хозяйство углеобогащительных фабрик.– М.: Недра, 1974 – 272 с.
9. Обратное водоснабжение углеобогащительных фабрик / И.С. Благов, М.А. Борц, Б.И. Вахрамеев и др. – М.: Недра, 1980.– 215 с.
10. Практикум по обогащению полезных ископаемых: Учеб. Пособие для вузов / Под ред. Н.Г. Бедраня. –М.: Недра, 1991. – 526 с.
11. Обогащение ультратонких углей / Елишевич А.Т., Оглоблин Н.Д., Белецкий В.С., Папушин Ю.Л. - Донецк: Донбасс. 1986. – 64 с.
12. Наладка и эксплуатация технологических комплексов углеобогащительных фабрик / В.И. Хайдакин, В.С. Бутовецкий, М.Н. Ковшарь и др. М.: Недра, 1986. - 223 с.
13. Нормы технологического проектирования углеобогащительных фабрик, Минуглепром СССР . - М., 1986 . - 176 с.
14. Артюшин С.П. Проектирование углеобогащительных фабрик. - М. : Недра, 1974. - 200 с.

15. Артюшин С.П. Сборник задач по обогащению углей.- М. : Недра, 1979. - 223 с.
16. Чуянов Г.Г. Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды. - М. : Недра, 1987. - 260 с.
17. Антипенко Л.А. Технологические регламенты УОФ Кузбасса. 2004.
18. Тузовская Н.В. Технология обогащения углей. Киселевск. – 2005. – 223 с.
19. Турченко В.К., Байдал А.К. Технология и оборудование для обогащения углей. М.: Недра. 1995. – 359 с.
20. Гройсман С.И. Технология обогащения углей. М.: Недра. 1987. 358 с.
21. Справочник по обогащению углей.- М.: Недра, 1984г.
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.– М.: Горная книга, 2010.
23. Елишевич А.Т. Брикетирование полезных ископаемых. - М.: Недра, 1989г.