

## 1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ И КЛАССИФИКАЦИИ УГЛЕЙ

### Происхождение 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.

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

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

### Показатели качества углей и антрацитов

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* ( $A^d$ ) - связана с наличием в нем минеральных примесей. Устанавливается прокаливанием в муфельной печи навески угля крупностью менее 0,2 мм при 800-825 °С. Зольность выражается как процентное отношение масс зольного остатка и исходной навески. С увеличением зольности потребительская ценность углей снижается.

*Влажность (содержание влаги) углей* ( $W^r$ ) - определяется высушиванием навески в сушильном шкафу при 105-110 °С в течение 60 минут и вычислением потери навески в массе (%). 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.

*Удельная теплота сгорания* ( $Q^{daf}$ , Дж/кг) - основной энергетический показатель качества топлива. Определяется количеством теплоты, выделившейся при сгорании 1 кг угля.

*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°C в течение 7 мин, находят выход летучих (в %) по разности между общей потерей массы и за счет испарения влаги.

После выхода летучих в тигле остается коксовый королек, который в зависимости от внешнего вида и прочности характеризует спекаемость угля, т. е. пригодность его для коксования. Наибольшей спекаемостью обладают угли марок Ж и К, а бурые, длиннопламенные, тощие и антрацит не спекаются.

*Пластометрические показатели* характеризуют свойства углей и зависят от толщины пластического слоя  $Y$  (мм), пластометрической усадки  $X$  (конечное уменьшение высоты столбика угольной загрузки при её нагревании в определенном режиме, мм).

*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.

Плотность органической массы (сухое беззольное вещество  $\rho_o$ ) угля зависит от его природы, петрографического состава и степени метаморфизма. Так, плотность органической массы каменных углей возрастает от длиннопламенных к тощим и антрациту (для углей Донецкого бассейна - от 1160 до 1530 кг/м<sup>3</sup>).

*Кажущаяся плотность* ( $\rho_k$ ) - это масса единицы объема пористого (натурального) тела. Она всегда меньше действительной и для каменных углей - 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. 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 характеризует 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.

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 др. параметры технологического процесса. Максимальную влагоемкость  $W_{\max}$  определяют по ГОСТ 8858-76. Пробу угля предварительно высушивается до воздушно-сухого состояния. Пробу угля крупностью 13-50мм выдерживает 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 кривым углом смачивания ( $\theta$ ), 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 больший угол смачиваемости. 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 осуществ-

влять 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) определяется молекулярной структурой органического вещества и изменяется на разных стадиях метаморфизма.

Оптические свойства углей используют для определения компонентов отражательная способность и 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 и 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:  $1 \times 10^{10}$  -  $2 \times 10^{10}$  Ом·см для донецких марок Г и Ж;  $5 \times 10^5$  –  $2 \times 10^6$  Ом·см – для антрацитов.

Нагревание каменных углей приводит к снижению электрического сопротивления до минимальных значений, определяемых температурой 1000-1300<sup>0</sup>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 и их влажности. Диэлектрические свойства углей могут быть использованы при разработке новых процессов и аппаратов глубокого сухого обогащения углей (электрическая сепарация, пылеудаление). Эти свойства углей используют для создания приборов-влажномеров.

*Радиоактивность углей.* Радиоактивность угольного вещества в зависимости от его природных свойств не выше фона земли, а радиоактивность породы (минеральных примесей) примерно в два раза выше. Используя эти

свойства угля создаются породовыборные сепараторы для обогащения крупного угля (классов 100-300 мм и 25-50 мм).

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

Угольное вещество является диамагнитным. Удельная магнитная восприимчивость диамагнитных тел отрицательная ( $\chi < 0$ ). Минеральные примеси в углях характеризуются парамагнитными свойствами; их удельная магнитная восприимчивость положительна и находится в пределах  $10^{-9} - 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$ .

Различия в магнитных свойствах угольного вещества и минеральных примесей позволяют в принципе использовать магнитный метод обогащения угля. Особенно следует считать перспективным магнитное обессеривание угля удалением пирита, удельная магнитная восприимчивость которого находится в пределах  $1,2 \times 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}$ .

*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 (США).

### **Классификация углей по генетическим и технологическим параметрам**

Производится на основе исследования к оценке их петрографических, химических, физико-химических и технологических свойств. Она представляет собой единую систему кодирования бурых, каменных углей и антрацитов, дает комплексную оценку их генетических и технологических свойств. Данная классификация осуществляется по ГОСТ 25543-82 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  $\bar{R}_0$ , удельной теплоты сгорания на влажное беззольное топливо  $Q_s^{\text{af}}$  и выхода летучих веществ на сухое беззольное состояние  $V^{\text{daf}}$ , подразделяются на следующие виды: бурые, каменные и антрациты. (табл. 1.1).

Таблица 1.1

Подразделение углей на виды

Вид угля	$\bar{R}_0$ , %	$Q_s^{\text{af}}$ , МДж / кг	$V^{\text{daf}}$ , %
Бурый	<0,4	<24	-
Каменный	от 0,40 до 2,39	$\geq 24$	$\geq 9$
Антрацит	$\geq 2,4$	-	<9

В свою очередь. Все виды углей подразделяют на классы, типы. Подтипы, группы, подгруппы и марки.

### Промышленная классификация углей Украины

Промышленная классификация углей Украины (ДСТУ 3472 - 96) предусматривает их деление на различные марки в зависимости от их физико-химических свойств и возможностей использования для энергетических или технологических целей. Классификационные параметры - средний показатель отражения витринита  $R_0$  (%), выход летучих веществ на горючую массу  $V^{daf}$  (%); толщина пластического слоя  $Y$  (мм), индекс Рога  $RI$  (ед.), теплота сгорания  $Q^{daf}$  (МДж/кг).

В соответствии с классификацией различают следующие марки углей (см. табл.2.2): *Б*- бурый; *Д*- длиннопламенный; *ДГ* - длиннопламенный газовый; *Г* - газовый; *Ж* - жирный; *К* - коксовый; *ОС* - отощенный спекающийся; *Т* - тощий; *А* – антрацит.

В зависимости от направления использования угли подразделяются на *энергетические* и *коксующиеся*. К энергетическим относятся угли, пригодные для сжигания на ГРЭС, ТЭЦ, в топках котельных и бытовых печах - Д, ДГ, Т и А. К коксующимся относятся угли средней стадии метаморфизма, используемые в металлургической промышленности для производства кокса - Г, Ж, К, и ОС.

Таблица 1.2

### Промышленная классификация углей Украины

Марка	Обозначение марки	$R_0$ , %	$V^{daf}$ , %	$Y$ , мм	$RI$ , ед.	$Q_s^{daf}$ , МДж/кг
Бурый	Б	менее 0,4	от 50 до 70 вкл.	-	-	менее 24,0
Длиннопламенный	Д	от 0,4 до 0,6 вкл.	35 - 50	менее 6	-	-
Длиннопламенный газовый	ДГ	0,5 - 0,8	35 - 48	6 - 9	-	-
Газовый	Г	0,5 - 1,0	33 - 46	10 - 16	-	-
Жирный	Ж	0,85-1,20	28 - 36	17 - 38	-	-
Коксовый	К	1,21-1,60	18 - 28	13 - 28	-	-
Отощенный спекающийся	ОС	1,30-1,90	14 - 22	6 - 12	13-50	-
Тощий	Т	1,60-2,59	8 - 18	менее 6	менее 13	35,2-36,5
Антрацит	А	2,60-5,60	менее 8	-	-	менее 35,2

## Классификация энергетических 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.

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

Таблица 1.3

### 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.

Согласно ГОСТ 4790-80 допускается производить расслоение в тяжелых жидкостях двух плотностей, а полный фракционный анализ получают в плотностях 1300 кг/м<sup>3</sup>, 1400, 1500, 1600, 1800 кг/м<sup>3</sup>, 2000, 2100 кг/м<sup>3</sup>.

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

В качестве тяжелых жидкостей могут применяться растворы хлористого цинка (ZnCl<sub>2</sub>) в воде; четыреххлористого углерода (CCl<sub>4</sub>) в бензоле (C<sub>6</sub>H<sub>6</sub>);

броформа ( $\text{CnBr}_3$ ) в четырех хлористом углеводе (или бензоле, бензине, ацетоне).

Обозначения кривых следующие:

$\lambda$  - кривая элементарных зольностей, показывающая распределение зольностей по элементарным слоям угля в зависимости от выхода фракций определенной плотности;

$\beta$  - кривая средних зольностей концентрата, показывающая зависимость суммарного выхода всплывших фракций (концентрата) от их средней зольности;

$\nu$  - кривая средних зольностей отходов, показывающая зависимость суммарного выхода потонувших фракций (отходов) от их средней зольности;

$\rho$  - кривая плотностей, показывающая зависимость суммарного выхода всплывших фракций от плотности разделения.

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.

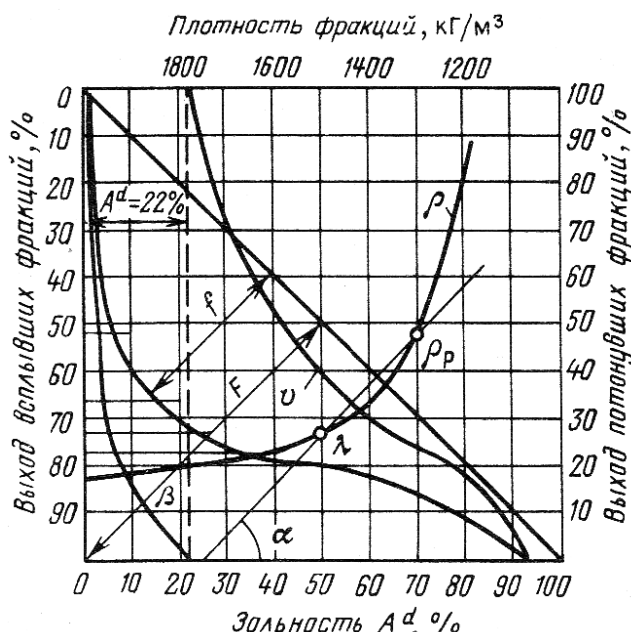


Рис.1.1 – Кривые обогатимости угля

фракций, плотность которых отклоняется на  $\pm 100 \text{ кг/м}^3$  от плотности разделения. Чем больше  $\text{tg} \alpha$ , тем труднее обогатимость. Например, при содержании смежных фракций 3%  $\text{tg} \alpha = 0,25$ , что характеризует хорошую обогатимость, а при содержании смежных фракций 6%  $\text{tg} \alpha = 0,5$  – обогатимость трудная. Графические методы, основаны на использовании данных довольно трудоемкого подробного фракционного анализа, 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 ( $1400\text{-}1800 \text{ кг/м}^3$  для

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 фрак-



каменных углей и 1800-2000 кг/м<sup>3</sup> для антрацитов) к выходу беспородной массы.

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

где  $\gamma_{np}$  – 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.

Таблица 1.4

Категории обогатимости углей  
по ГОСТ 10100-84

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

Уголь как объект обогащения характеризуется большим объемом разнородной по составу информации. Это затрудняет достоверную оценку обогатимости единым аналитическим или графическим показателем. В связи с этим УкрНИИУглеобогащение разработал метод цифрового кодирования свойств углей как объектов обогащения.

Классификацию угля по категориям для отдельных шахт, разрезов или пластов устанавливают по следующим качественно-количественным показателям: зольности и выходу легкой фракции, массовой доле общей серы в ней, а также по выходам тяжелых фракций, крупных классов и класса 0-1 мм.

Таким образом, информационная модель угля представляется шестизначным цифровым кодом. Каждый разряд может содержать один из десяти цифровых знаков 0; 1; 2; 3; 4; 5; 6; 7; 8; 9. Следовательно, весь диапазон изменения каждого качественного или количественного показателя разбит на десять интервалов и каждой кодовой цифре (категории) соответствует определенный интервал рассматриваемого признака.

В табл. 1.5 представлены классификация показателей и соответствующие интервалы численных значений отдельных категорий для углей, предназначенных для коксования. Аналогичная таблица (с несколько другим интервалом распределения) характеризует угли, используемые для энергетических целей, в том числе антрацит.

В соответствии с данной таблицей в шестизначном кодовом числе на месте первого разряда проставляют категорию зольности легких фракций, второго – категорию массовой доли общей серы легких фракций, третьего – кате-

горию выхода легких фракций, четвертого - категорию выхода тяжелых фракций, пятого - категорию выхода крупных классов, шестого - категорию выхода класса 0-1 мм.

При оценке углей, используемых для коксования, к легким фракциям относят фракции плотностью менее  $1500 \text{ кг/м}^3$ , а к тяжелым - фракции плотностью более  $1800 \text{ кг/м}^3$ .

При классификации антрацита и каменных углей, используемых для энергетических целей, к легким относят фракции плотностью менее  $1800 \text{ кг/м}^3$ , а на месте четвертого разряда ставится прочерк.

Для каменных углей крупными классами считают материал размером более 13 мм, для антрацитов - размером более 6 мм.

Перед кодовым числом пишут условное обозначение марки угля, а если последний предназначается для энергетического использования, при обозначении марки проставляют индекс "э".

Таблица 1.5

Классификация показателей и интервалы их значений  
для каменных углей, направляемых для коксования

категории	Показатели легких фракций, %			Выход продуктов, %		
	Зольность $A_l^d$	Массовая доля серы, $S_{\text{ти}}^d$	Выход $\gamma_l$	Тяжелых фракций $\gamma_t$	Крупных классов $\gamma_{\text{кр}}$	Класса менее 1мм $\gamma_{0-1}$
0	$\leq 3$	$\leq 1$	$> 80$	$\leq 12$	$> 50$	$\leq 10$
1	3-4	1,0-1,5	75-80	12-16	45-50	10-14
2	4-5	1,5-2,0	70-75	16-20	40-45	14-18
3	5-6	2,0-2,5	65-70	20-24	35-40	18-22
4	6-7	2,5-3,0	60-65	24-28	30-35	22-26
5	7-8	3,0-3,5	55-60	28-32	25-30	26-30
6	8-9	3,5-4,0	50-55	32-36	20-25	30-34
7	9-10	4,0-4,5	45-50	36-40	15-20	34-38
8	10-11	4,5-5,0	40-45	40-44	10-15	38-42
9	$> 11$	$> 5$	$\leq 40$	$> 44$	$\leq 10$	$> 42$

Классификацию по категориям используют при планировании сырьевых баз углеобогачительных фабрик, группировке углей совместного обогащения, предварительной оценке результатов обогащения.

Для получения максимального выхода концентрата категории соответствующих показателей не должны отличаться более чем на 2.

## 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 отработывают нормы содержания посторонних фракций в продуктах обогащения для отдельных углеобогатительных аппаратов в зависимости от крупности и обогатимости угля, возможности неравномерного его качества и конкретной технологии.

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

Основной недостаток этого способа в том, что при расчете зольности продуктов обогащения принимают зольности одноименных фракций в исходном угле и продуктах обогащения равными. Практика показывает, что в действительности зольность легких, промежуточных и тяжелых фракций в концентрате несколько ниже, чем в промпродукте и особенно в отходах (породе). По этой причине фактическая зольность концентрата будет всегда несколько ниже, а промпродукта и породы – выше расчетной.

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

*Эффективность обогащения (%)* угля при разделении его на два продукта может быть определена аналитически по формуле **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 (см.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  $\varepsilon$ .

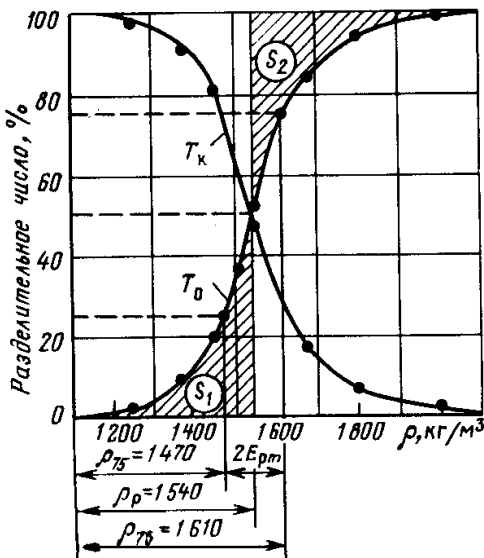


Рис.2.1 Кривые Тромпа

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

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

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

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 положе левой. Для приведения такой кривой к виду нормального распределения необходимо на оси абсцисс отложить на плотность  $\rho$ , а  $\text{tgr}$ .

При обогащении в машинах с водяной 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 углеобогащительных фабрик.

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

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

Количественно мера неопределенности применительно к процессам разделения описывается уравнением

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

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  $\eta_s$  определяют как отношение действительного уменьшения энтропии  $\Delta S$  к начальной энтропии  $S_u$ .

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

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.

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

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  $A_o^d = 80\%$ .

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

$$\begin{aligned} S_u &= -(0,850 \log_2 0,850 + 0,15 \log_2 0,15) = \\ &= -(0,1991 + (-0,4102)) = 0,6098; \\ S_k &= -(0,935 \log_2 0,935 + 0,065 \log_2 0,065) = \\ &= -(-0,0906 - 0,2561) = 0,3470; \\ S_o &= -(0,200 \log_2 0,200 + 0,800 \log_2 0,800) = \\ &= -(-0,4640 + 0,2573) = 0,7219; \end{aligned}$$

Энтропийная эффективность

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

### 3. МЕТОДЫ И ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ

#### 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 и 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 (агломерация); 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 электрических свойств минералов. К нему относятся процессы разделения по электропроводимости компонентов и процесс электрической сепарации на основе различий в электризации угольного вещества и минеральных примесей.

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

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 komponуется в схему обогащения. Различают технологические (принципиальные), качественно – количественные, водно – шламовые схемы и схему 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 смещения, их выход, зольность и влажность, содержание серы.

*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.

### **Гравитационные методы 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 методов в практике обогащения углей определяется: фракционным и ситовым составом исходного материала угля, характеристикой его обогатимости, климатическими условиями региона и необходимыми технико-экономическими показателями.

### **Обогащение углей в тяжелых средах**

Тяжелосреднее обогащение занимает одно из ведущих мест в углеобогатительной отрасли, что обусловлено ухудшающимся качеством добываемых

углей и высокими технико-экономическими показателями этого процесса. До недавнего времени тяжелосреднее обогащение применялось в основном для углей крупных классов. Однако в настоящее время этот процесс находит все более широкое распространение для обогащения труднообогатимых углей мелких классов и дробленого промпродукта отсадки в тяжелосредних гидроциклонах.

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

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

В качестве тяжелых сред применяют однородные органические жидкости и их растворы, водные растворы солей и суспензии. К органическим тяжелым жидкостям относятся: трихлорэтан  $C_2HCl_3$  ( $\delta = 1460 \text{ кг/м}^3$ ), четыреххлористый углерод  $CCl_4$  ( $\delta = 1600 \text{ кг/м}^3$ ); пятихлорэтан  $C_2HCl_5$  ( $\delta = 1680 \text{ кг/м}^3$ ); дибромэтан  $C_2H_4Br_2$  ( $\delta = 2170 \text{ кг/м}^3$ ); бромоформ  $CHBr_3$  ( $\delta = 2810 \text{ кг/м}^3$ ) 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  $HgJ_2$ ,  $KJ_2$ ,  $\delta = 3196 \text{ кг/м}^3$  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. 3.1).

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

Таблица 3.1

## Характеристики утяжелителей и суспензий

Минерал, продукт	Максимальная плотность, кг/м <sup>3</sup>	
	твёрдой 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 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.

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. В Украине 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 каскадных 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 его объемного содержания плотность суспензии увеличивается. Т.к. с увеличением содержания утяжелителя увеличивается вязкость суспензии, применяют утяжелитель с более высокой плотностью.

При обогащении в тяжелых суспензиях весь исходный продукт разделяется на вспомогательную и потонувшую фракции. Трудные фракции отличаются от плотности разделения не более чем на  $\pm 100 \text{ кг/м}^3$  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, нормальным к этой плоскости  $dv/dy$ . Коэффициент пропорциональности ( $\text{Па} \cdot \text{с}$ ) 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:

$$\mu = \mu_0 (1 + 2,5 \cdot c + 7,349 \cdot c^2 + 16,2c^3),$$

где  $\mu_0$  - 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  $1500 \text{ кг/м}^3$ ) течение подчиняется закону Ньютона, при более высоких плотностях ( $1600 \text{ кг/м}^3$  и выше) суспензия ведет себя как вязко-пластичная жидкость, течение которой описывается законом Шведова-Бингама.

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

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

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

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

Предельное содержание в суспензии твердой фазы (магнетита и шлама) составляет 32,5 %. Оно гарантирует поддержание вязкости на должном уровне, не превышающем  $7 \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с}$ . Чем выше плотность магнетитовой суспензии, тем ниже допустимые нормы содержания в ней шлама. Загрязненную сус-

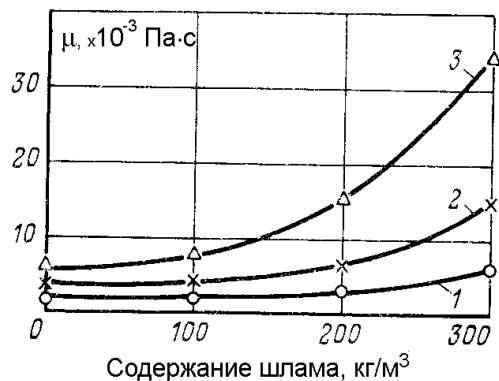


Рис.3.1 Зависимость вязкости магнетитовой суспензии  $\mu$  от содержания в ней шлама:

1-3 – плотность суспензии соответственно 1480-1570; 1710-1850; 1980-2020 кг/м<sup>3</sup>.

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 степени агрегативной устойчивости, не повышающего вязкость суспензии, гидродинамическим воздействием в рабочем пространстве тяжелосредного аппарата, а также физико-химическим воздействием реагентов-пептизаторов.

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

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

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

### Сепараторы для обогащения в тяжелых средах

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

пензию необходимо направлять на регенерацию, поскольку показатели разделения в вязкой суспензии резко ухудшаются.

В суспензиях сравнительно малой плотности (рис.3.1, кривая 1) допустимое содержание шлама может достигать 330 кг/м<sup>3</sup>, тогда как в плотных суспензиях (кривая 3) оно не должно превышать 100 кг/м<sup>3</sup>.

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

*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.

Завод им. Пархоменко (г.Луганск) выпускает серию двухпродуктовых сепараторов СКВ и СКВП, по индивидуальному заказу – СКВД.

Особенность конструкции сепаратора СКВП32 (рис. 3.2) – наличие загрузочного устройства с качающимся лотком, в днище которого имеются поперечные щели для подачи суспензии. Подсоединение загрузочного устройства к ванне позволило ее удлинить, что повысило эффективность сепарации. При возвратно-поступательном движении лотка через его щели проходит поток магнетитовой суспензии, способствующий разрыхлению транспортируемого в сепаратор материала. Суспензия в сепаратор с удлиненной ванной поступает тремя потоками; транспортным, подлотковым (подпорным) и восходящим.

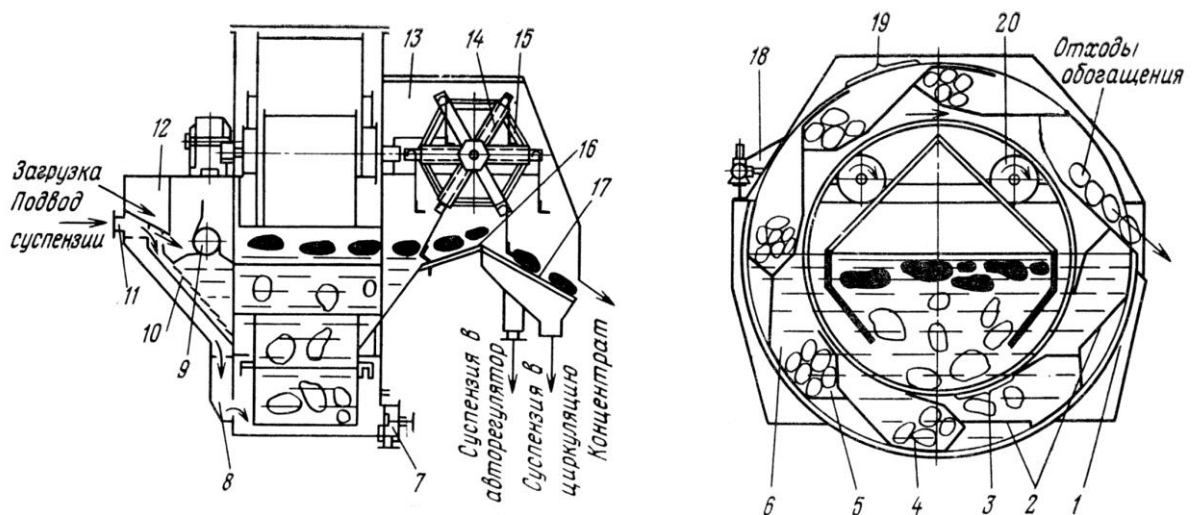


Рис. 3.2 Сепаратор СКВП32

Сепаратор СКВП32 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 погрузателя (9), кармана (8) для подачи восходя-

шего потока суспензии; разгрузочный гребковый механизм (14) с лопастями (15), кожух (13) желоба для выгрузки всплывшего продукта, опорные катки (20) элеваторного колеса. Кроме того, на корпусе крепятся общий привод качаний жалюзийной решетки и вращения разгрузочного гребкового устройства.

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

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

Сепаратор СКВП32 с короткой ванной отличается от сепаратора СКВП32 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. 3.2.

Таблица 3.2

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	Концентра	Отходов			
Г	25-300	1800	30,4	11,4	77,5	0,72	500	0,025
Ж	10-300	1900	42,7	11,1	77,1	0,35	574	0,026
Ж	20-100	1500	60,3	7,9	79,6	0,63	213	0,033
К	10-300	2000	36,8	14,5	78,4	0,90	300	0,050
Т	13-200	1600	24,0	6,5	72,1	0,80	675	0,033

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 сепаратора, м;  $\gamma$  – выход всплывшего продукта, %.

Если в угле содержится более 50 % утонувшей 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



$\text{м}^3$ );  $n$  – частота вращения элеваторного колеса,  $\text{мин}^{-1}$  ( $n=2 - 2,1 \text{ мин}^{-1}$ );  $z$  – число ковшей в колесе ( $z=8$ );  $\theta$  – коэффициент заполнения ковша, равный 0,5-0,6;  $\delta_n$  – насыпная плотность потонувшей фракции,  $\text{кг/м}^3$ .

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

Таблица 3.3

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

### ***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 предела 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. 3.3. Исходный уголь совместно с суспензией поступает в аппарат под напором через загрузочный патрубок (7), расположенному 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. 3.4) позволяет получить в одном потоке суспензии три конечных продукта.

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

Трехпродуктовый гидроциклон-сепаратор состоит из цилиндрического гидроциклона (1), в который по патрубку (2) подается исходная суспензия наименьшей плотности разделения. Промпродуктовые и породные фракции, выделенные 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).

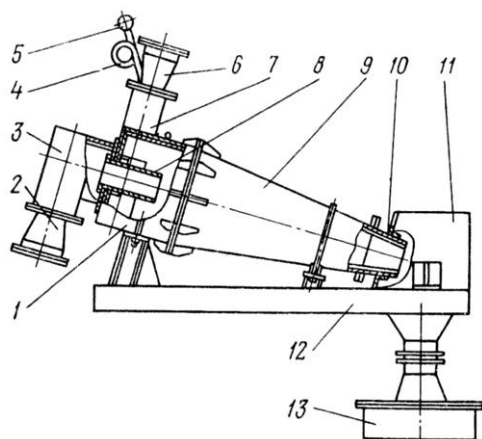


Рис. 3.3 Двухпродуктовый тяжелосредный гидроциклон ГТ710

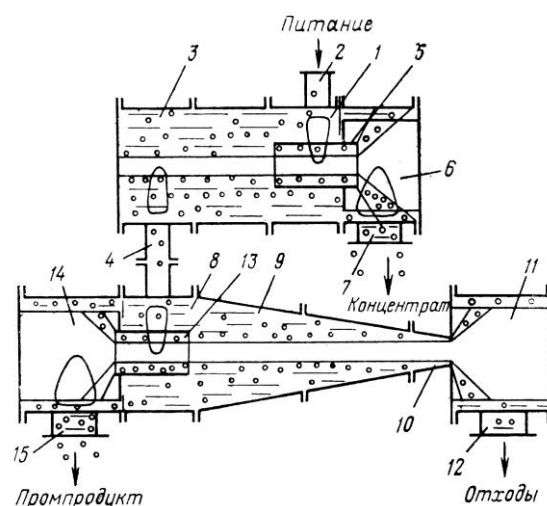


Рис.3.4 Трехпродуктовый каскадный тяжелосредный гидроциклон

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

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

Тяжелосредные гидроциклоны могут комплектоваться обесшламливающими и обезвоживающими грохотами, дугowymi ситами, насосами и вспомо-

гательным 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 тяжело-средних гидроциклонов защищены от абразивного изнашивания износостойкой футеровкой.

Характеристики отечественных тяжело-средних гидроциклонов дана в табл. 3.4.

Таблица 3.4

#### Технические характеристики тяжело-средних гидроциклонов

Параметры	ГТ-500	ГТ-630	ГТ-710	ГТ-630/500	ГТ-710/500	ГТУ-900/630-1
Производительность: по углю, т/ч	50	80	100	80	100	200
по суспензии, м <sup>3</sup> /ч	200	250	350	250	350	600
Крупность исходного, мм	0,5-25	0,5-25	0,5-40	0,5-25	0,5-40	0,5-40
Количество продуктов	2	2	2	3	3	3
Давление на входе, МПа	0,045	0,06	0,065	0,06	0,065	0,081
Габаритные размеры, мм:						
длина	2530	3170	3700	3580	4800	5200
ширина	930	940	1200	1580	1800	2900
высота	2800	2200	3500	3620	4000	5000
Масса, т	1,09	1,15	2,0	2,05	3,10	4,25
Изготовитель	Экспериментальная база института УкрНИИУглеобогащение					

#### Технологические схемы обогащения углей в тяжелых средах

Технология тяжело-среднего 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 от 1650 до 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. 3.5. Промывка продуктов на грохотах осуществляется с помощью двух рядов брызгал, причем первый ряд питается сливом регенерационных сепараторов, второй - технической водой. Свежеприготовленная

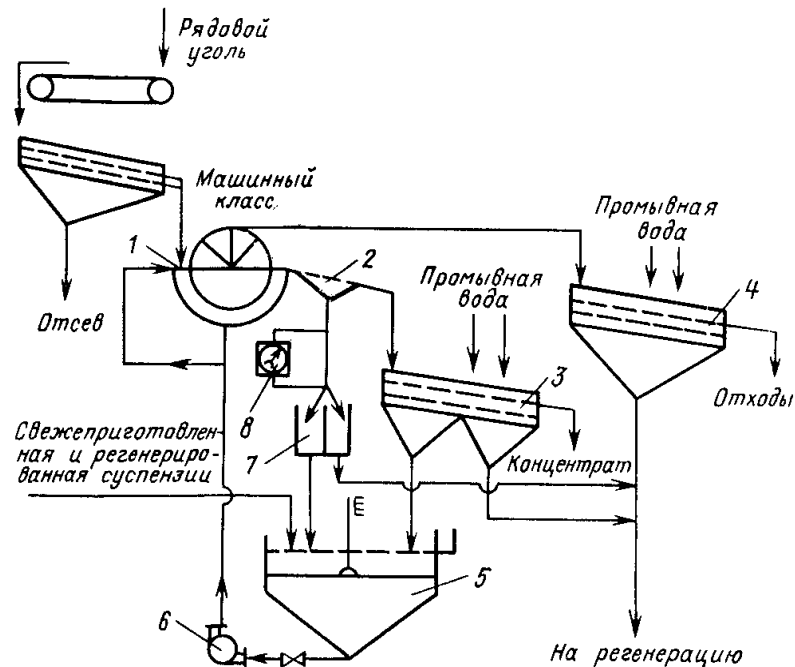


Рис.3.5 Схема цепи аппаратов обогащения углей крупных классов в одну стадию с выделением двух продуктов.

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.

суспензия для компенсации потерь и магнетитовый концентрат регенерационных сепараторов подаются в емкость кондиционной суспензии. Из нее рабочая суспензия перекачивается в сепаратор, перед которым она делится на транспортный и восходящий потоки.

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

На рис. 3.6 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.

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 от промпродукта отмывается магнетит.

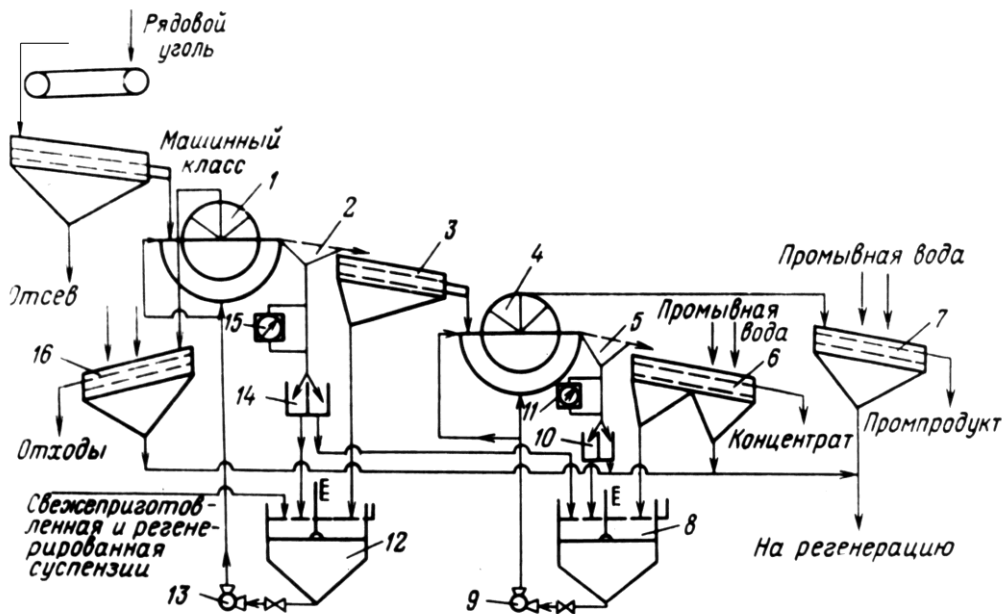


Рис.3.6 Схема цепи аппаратов обогащения углей крупных классов в две стадии с выделением трех продуктов:

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.

При раздельном обогащении двух машинных классов (например, 6-25 и 25-200 мм), технологическая схема на первой стадии разделения комплектуется двумя сепараторами для получения самостоятельного концентрата из каждого машинного класса. Смесь промпродукта и отходов из обоих сепараторов первой стадии подается в один общий сепаратор второй стадии, где разделение ведется по высокой плотности. Вместо двух сепараторов на первой стадии разделения может применяться один сепаратор, ванна которого в продольном направлении разделена на два отделения (опытный образец отечественного сепаратора СКВД32, зарубежный сепаратор «Дрюбой»). При применении на первой стадии в двух сепараторах суспензии различной плотности, подбираемой в соответствии с обогатимостью машинных классов и требованиями к продуктам обогащения, пополнение суспензии и ее циркуляция строятся по принципу движения потоков от большей плотности к меньшей с

отводом на регенерацию суспензии низкой плотности. Распределение суспензии и регулирование ее плотности производится автоматически.

### **Технологические схемы обогащения мелких углей**

Аппаратами, в которых в настоящее время производится обогащение мелких углей в минеральных суспензиях (преимущественно, в магнетитовой), являются тяжелосредние 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, тяжелосредние 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 тяжелосреднем обогащении мелких углей, технико-экономические преимущества этого процесса полностью окупают дополнительные капитальные и эксплуатационные затраты.

Технологические схемы тяжелосредних 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 *a* первой стадии по большей плотности отходов применяется для мелких коксующихся углей крупностью 0,5-13(25) мм при наличии в них легкоразмокаемой породы.

Схема обогащения в одну стадию в трехпродуктовом каскадном гидроциклоне с получением трех конечных продуктов (концентрата, промпродукта,

отходов) 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 тяжелосредних гидроциклонах является технология обогащения необесшламленных углей, которая нашла применение на зарубежных углеобогатительных фабриках.

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 целесообразно размещать над гидроциклонной установкой. Более рационально подавать мелкий машинный класс на обесшламливание специальным транспортом (конвейер, элеватор, углесос).



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

Наибольшее распространение получила технологическая схема обогащения в одну стадию в двухпродуктовом гидроциклоне с выделением двух конечных продуктов (рис.3.7).

Двухстадиальная схема обогащения в двух последовательно установлен-

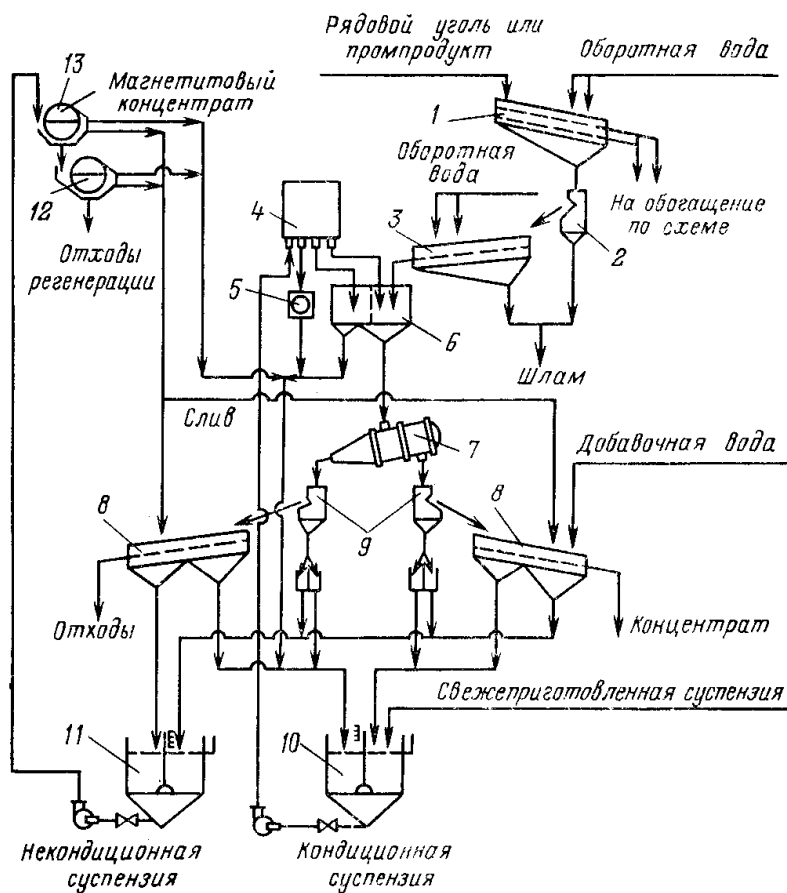


Рис.3.7 Схема цепи аппаратов обогащения мелких углей в одну стадию с выделением двух продуктов:

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.

ных гидроциклонах с получением трех конечных продуктов применяется на зарубежных фабриках (рис.3.8).

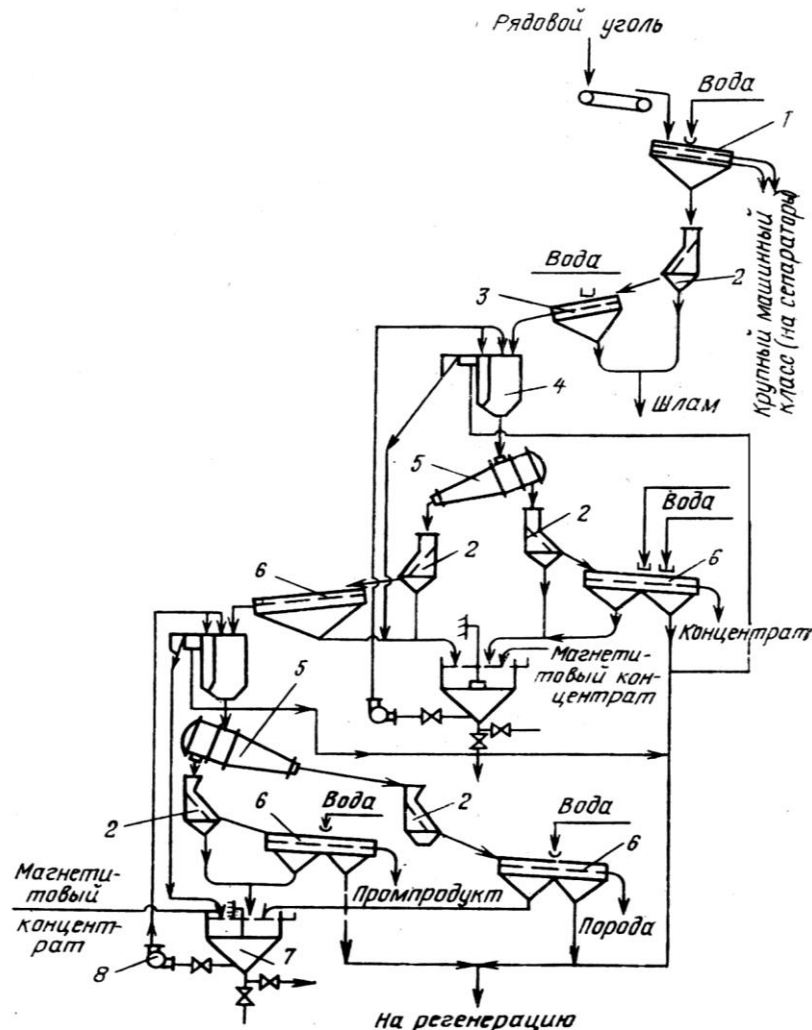


Рис.3.8 Схема оборудования для обогащения мелкого класса угля в двух последовательно установленных двухпродуктовых гидроциклонах:

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

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

портной 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. 3.9) не отличается по сложности от схемы одностадиального обогащения с разделением на два продукта (см. рис.3.7), за исключением наличия дополнительного оборудова-

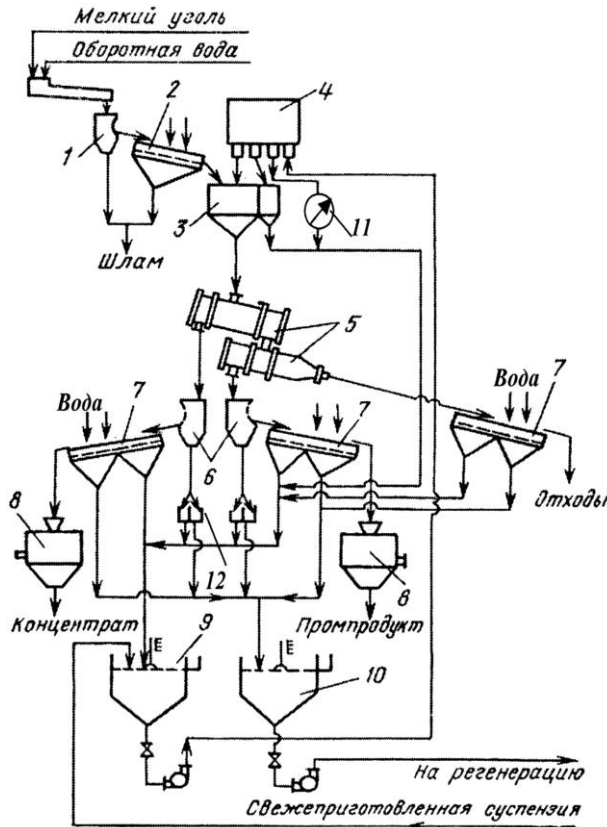


Рис.3.9 Схема оборудования для обогащения мелкого класса угля в трехпродуктовом гидроциклоне:

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

ния для отделения суспензии и промывки промпродукта. В Украине при разделении на три продукта принята схема с трехпродуктовыми гидроциклонами.

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

На некоторых зарубежных предприятиях (например, в США) тяжелосредние гидроциклоны используются для обогащения углей с нижним пределом крупности 2,3 или 5 мм. Мокрая классификация и обесшламливание по такому граничному зерну высокоэффективна. Выделенный шлам обогащается в водных обогатительных гидроциклонах или на концентрационных столах.

За рубежом на ряде современных фабрик, использующих тяжелосреднее обогащение, перешли к технологии обогащения мелких необесшламленных углей в тяжелосредних гидроциклонах. В этом случае использование принципа отдельной регенерации промывных вод и классификации шлама в гидроци-

клонах позволяет снизить предел крупности эффективно обогащаемого угля до 0,2 (0,15) мм.

Технология обогащения необесшламленных углей отличается тем, что вместо операций обесшламливания интенсифицируется операция очистки суспензии от шлама для стабилизации содержания в ней немагнитной фракции. Благодаря этому исключается малопродуктивная операция обесшламливания машинного класса и снижается подача в шламовую систему фабрики, так как эта операция требует большого расхода воды. Сокращается число технологических потоков.

При обычной технологии тяжелосреднего обогащения в обесшламленном мелком машинном классе содержание шлама резко ограничено (норма не более 5 %). Поэтому при применении принципа отдельной регенерации вследствие малого выхода продуктов их участие в общем балансе продуктов обогащения невелико. Исключение операции мокрого обесшламливания приводит к росту содержания в машинном классе шлама до 25-30 %. При этом требуется существенное расширение фронта отдельной регенерации, так как для обеспечения полного вывода шлама из системы на регенерацию направляется 30-40 % рабочей суспензии, соответственно возрастает выход продуктов обогащения шлама, получаемых после тяжелосредних гидроциклонов.

Практикой промышленной эксплуатации установлено, что показатели разделения в тяжелосредних гидроциклонах шлама (до 0,2-0,15 мм) зависят от верхнего предела крупности машинного класса, в который входит шлам. Эти показатели тем лучше, чем ниже верхний предел крупности. Например, шлам в составе классе 0-6 мм обогащается более эффективно, чем в составе класса 0-38 мм. Поэтому на ряде зарубежных фабрик при обогащении в гидроциклонах необесшламленного угля принята технология обогащения узкого машинного класса.

### **Регенерация суспензии при обогащении углей в тяжелых средах**

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

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

Технологические операции, входящие в схему регенерации: сбор и подача 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 технологические схемы регенерации: одностадийная, двухстадийная и комбинированная (рис.3.10).

Схема регенерации в одну стадию (см. рис.3.10,а) обычно применяется при тяжелосреднем обогащении крупных углей, если машинный класс (>25 мм) имеет невысокое содержание шлама (класса крупностью <1 мм не более

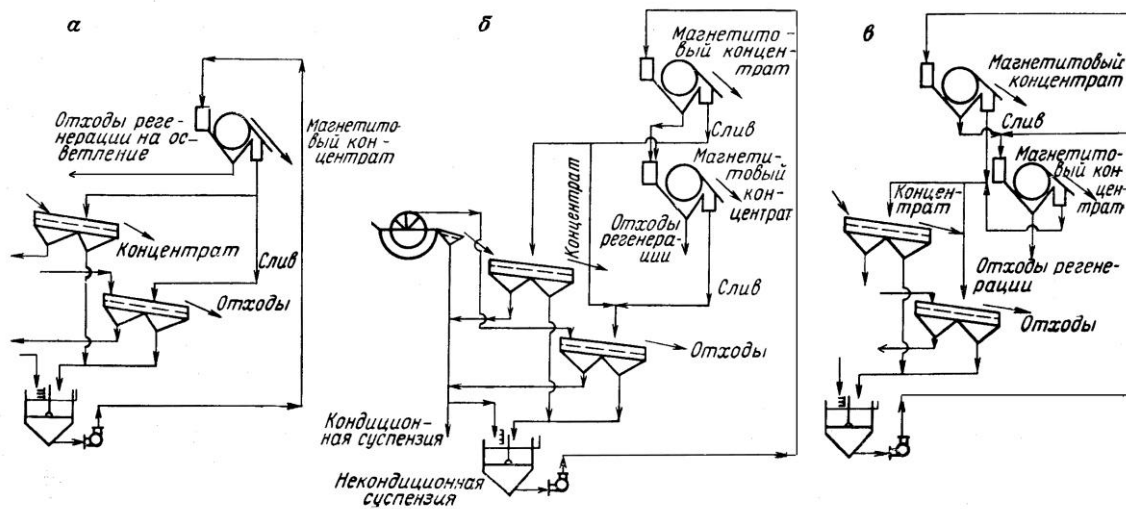


Рис. 3.10 Варианты схем регенерации магнетитовой суспензии:  
а – одностадийная; б – двухстадийная; в - комбинированная

1.5- 2 %) и если обогащаемые угли не содержат размокаемой глинистой породы. Ограничением применения этой схемы является также содержание не более 300 кг твердой фазы, в том числе шлама не более 150 кг на 1 м<sup>3</sup> разбавленной суспензии. При повышенном содержании шлама одностадийная схема может быть применена только с уменьшением производительности магнитных сепараторов до 50-60 % номинального значения.

Двухстадийная схема регенерации (см. рис.3.10, б) включает в себя последовательно установленные сепараторы, причем отходы первой стадии и часть слива направляют во вторую стадию регенерации. Обычно один перечистный 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.3.10, 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 двухстадийную схему регенерации. Однако при обогащении мелких углей предпочтительнее прямая двухстадийная 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.3.11) предусматривает подачу насосами разбавленной суспензии с грохотов через индивидуальные сборники (на

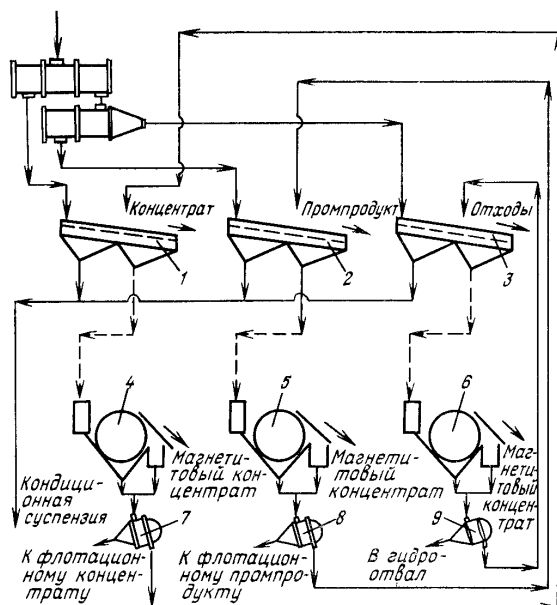


Рис.3.11 Схема отдельной регенерации разбавленной суспензии:

1-3 – грохоты соответственно для концентрата, промпродукта, отходов; 4-6 – магнитные сепараторы; 7-9 – гидrocиклоны классификационные.

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 гидrocиклонах. Зернистые сгущенные продукты присаживают к соответствующим продуктам флотации и обезвоживают вместе с ними. Тонкий шлам (слив классификационных гидrocиклонов) 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 гидrocиклонах.

Классификация в гидrocиклонах 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 гидrocиклонах. При отдельной регенерации допускается повышение содержания шлама крупностью  $0-0,5 \text{ мм}$  в обесшамленном машинном классе (до  $10 \%$  вместо нормативных  $3-5 \%$ ).

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. 3.5.

Таблица 3.5

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
Изготовитель	Луганский машиностроительный завод им. Пархоменко						

Электромагнитный сепаратор типа ЭБМ показан на рис. 3.12. 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).

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.

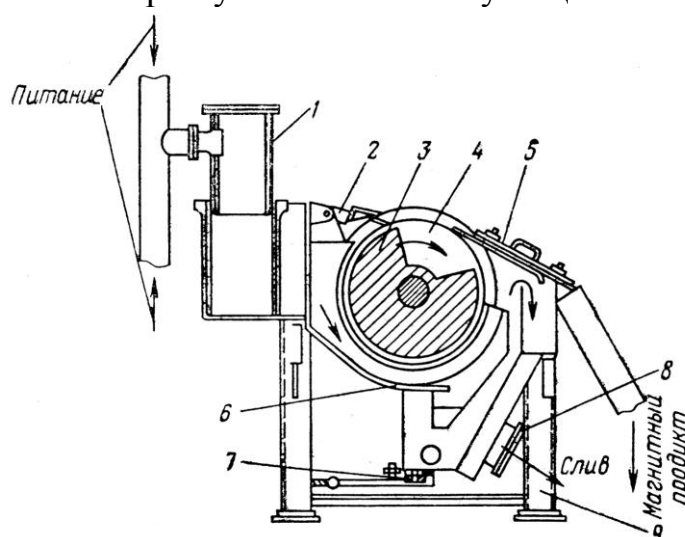


Рис. 3.12 Сепаратор для регенерации магнетитовой суспензии типа ЭБМ

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

### Обогащение углей отсадкой

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



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

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

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

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

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

*Технологическая эффективность отсадки* характеризуется сравнительно высокой удельной производительностью и низкими значениями показателей эффективности  $E_{pm}$  и  $I$ . Удельная производительность действующих отсадочных машин колеблется от 5 до 30 т/ч·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 0,12 до 0,19 и 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 специально добываемого 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.

$\eta = \ln \frac{100}{\sum a} - \varepsilon d e \sum a$  - 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:

$\eta$	$k$ , с <sup>-1</sup>	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  $J$ , 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 воздухохборнике и частотой колебаний в единицу времени.

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

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

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

### **Технологические режимы отсадки**

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

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

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

Эффективность разделения мелких частиц по плотности снижается, а после некоторого предела разделение становится практически невозможным.

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

*Фракционный состав.* При выборе режима работы отсадочных машин необходимо учитывать фракционный состав питания и диапазон плотностей разделения. В зависимости от фракционного состава угли подразделяются по категориям трудности обогащения (легкая, средняя, трудная и очень трудная). Критерием трудности обогащения является выход средних фракций плотностью 1400-1800 кг/м<sup>3</sup>, отнесенный к беспородной массе. Известны и другие подходы к оценки трудности разделения. Но все они основаны на фракционном составе углей.

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 рядов углей перед обогащением. Кратковременные колебания фракционного состава на процесс отсадки оказывают 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 производится разделения исходного материала. соседние элементарные слои, расположенные выше и ниже демаркационной линии, в пределах принятого шага измерений, например 100 кг/м<sup>3</sup>, 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

взаимосасоряемость 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 3.6

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 технологических факторов (шкала классификации исходного угля, схема отсадки и пр.). К нерегулируемым параметрам относятся также давление воздуха в ресивере, которое определяется типом установленной воздуходувки и средним расходом воздуха; частота и воздушный цикл пульсаций (эти параметры определяются конструкцией воздушного привода). Если конструкцией привода предусмотрена возможность их изменения, то частота пульсаций и воздушный цикл выбираются при пуске и наладке отсадочной машины и в процессе работы оперативно не изменяются. С применением клапанных пульсаторов, позволяющих без остановки отсадочной машины изменять частоту и воздушный цикл пульсаций, указанные параметры становятся оперативно регулируемыми, и данный канал управления используется для создания и поддержания оптимального режима отсадки.

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

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

Ниже приведены режимные параметры для наиболее распространенных отсадочных машин типа ОМ, обогащающих угли.



## Режимные параметры отсадочных машин типа ОМ

Типы машин	Удельная производительность, т/(ч·м <sup>2</sup> )	Параметры режима						
		Давление воздуха в ресивере, МПа	Частота пульсаций, мин <sup>-1</sup>	Воздушный цикл: впуск-пауза-выпуск	Расход, м <sup>3</sup> /т		Высота постели, мм	
					воздуха	подрешетной воды	породной	промпродуктовой
ОМ (для мелких углей)	12-17	0,02	57	Регулируемый	8-10	1 - 1,3	190	170
ОМ (для крупных и ширококлассифицированных углей)	15-20	0,024	43	То же	10-12	1,2-1,6	220	200

*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 турбовоздуходувки с избыточным давлением 0,04-0,06 МПа.

Особенность отсадки антрацитов заключается также в том, что схемой, как правило, не предусматривается выделение конечного промпродукта и разделение производится только на концентрат и отходы, причем, средние фракции плотностью до 2000-2100 кг/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.

Режимные параметры отсадочных машин ОМ и ОМА при обогащении антрацита следующие:

	ОМ (для мелкого)	ОМА (для крупного)
Удельная производительность, т/(ч·м <sup>2</sup> )	16-20	20 - 25
Частота пульсаций, мин <sup>-1</sup>	Регулируемая	
Воздушный цикл	Регулируемый	
Расход, м <sup>3</sup> /т:		
воздуха	12-14	1,8-2
подрешетной воды	16- 20	2 - 2,5
Высота постели, мм:		
породной	180	250
промпродуктовой	250	200

### Отсадочные машины

Современные обогатительные фабрики оснащены только беспоршневыми отсадочными машинами, у которых процесс отсадки идет за счет создания колебательного движения постели сжатым воздухом в водной среде. В Украине 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 ОМ(МО, ВБП) комплектуются вместе со специальными загрузочными устройствами, автоматическими устройствами для разгрузки тяжелых продуктов, обезвоживающими элеваторами, а иногда – воздуходувками.

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

Отсадочная машина ОМ12-1 (рис.3.13) 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

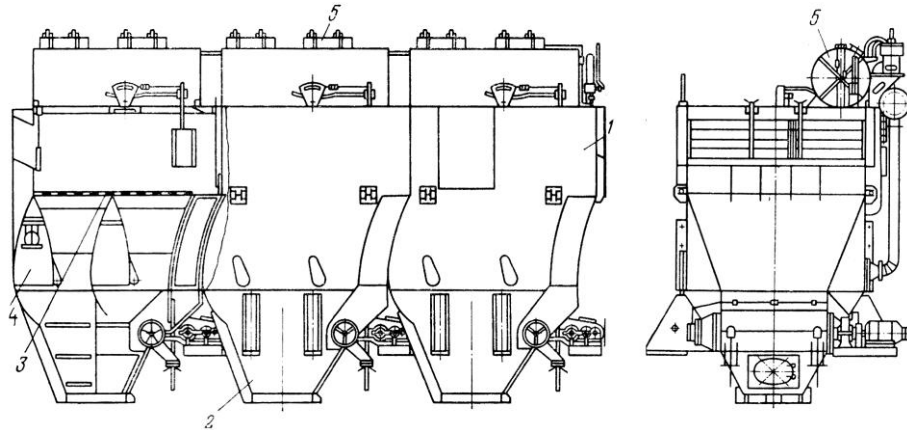


Рис. 3.13 Отсадочная машина серии МО

попадания в ротор крупных кусков отходов и других предметов. К разгрузочным воронкам подсоединяются элеваторы (на рисунке не показаны), выгружающие и обезвоживающие породные и промпродуктовые фракции, плотность выгружаемых фракций снижается от первого отделения к третьему.

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

Пульсация воздуха в отсадочных машинах создается клапанными пульсаторами (рис.3.14) с электропневматической системой управления режима пульсаций, осуществляемого блоком вынужденных колебаний и электропневматическим клапаном.

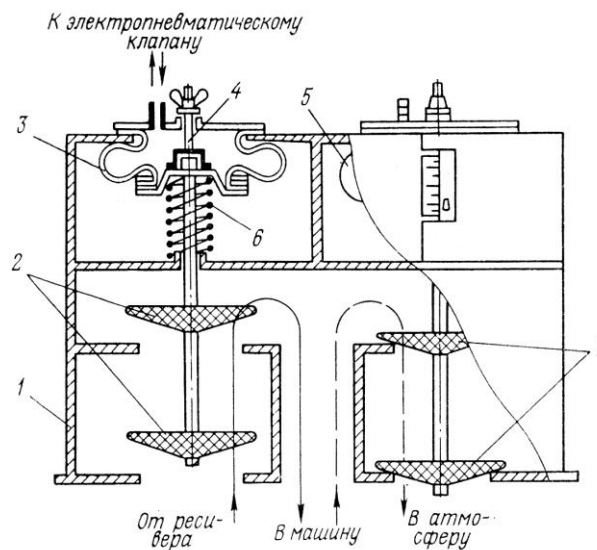


Рис. 3.14 Клапанный пульсатор:

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 3.15).

Машины, как правило, устанавливаются на одном перекрытии. Исход-

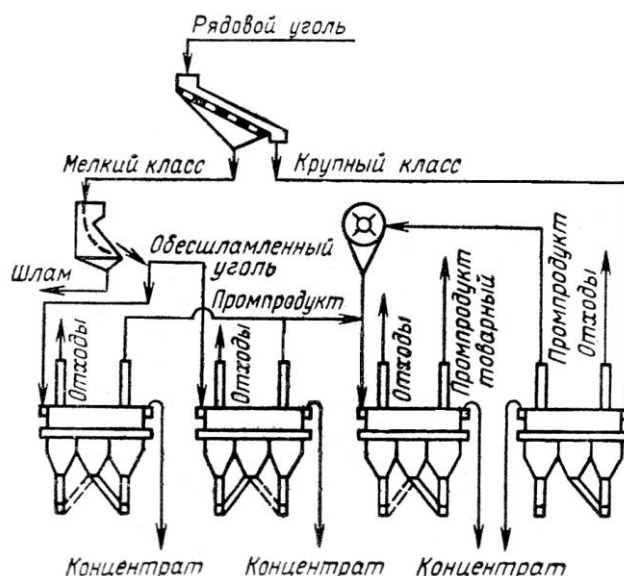


Рис.3.15 Схема отсадки коксующихся углей.

ный уголь подается с помощью гидротранспорта по желобам в основные отсадочные машины, а перебивочный 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 додробливания. 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.

### Обогащение на концентрационных столах

Концентрационные столы предназначены для обогащения угольных частиц от 13 до 0,1 мм. В процессе обогащения исходная пульпа поступает на плоскость стола, имеющую до  $10^\circ$  наклон в поперечном направлении. Поверхность плоскости (деки) покрыта продольными нарифлениями, образующими ряд узких желобков. Дека совершает в продольном направлении возвратно-поступательные колебания дифференциального характера, при котором движение вперед происходит с меньшим ускорением, чем назад (хода деки 10-30 мм, частота качаний 300-350 в минуту). На частицу материала (рис. 3.16), находящуюся на деке, действуют силы: сила тяжести, сила трения о деку, смывная сила потока воды. В результате действия этих сил материал по деке движется веерообразно (рис. 3.17): легкие частицы, находящиеся в верхнем слое постели, легче смываются водой и движутся преимущественно в направлении поперечного наклона. Более плотные частицы располагаются в нижнем слое материала, на них в большей степени действует транспортирующий эффект качательного движения деки - частицы перемещаются преимущественно в продольном направлении.

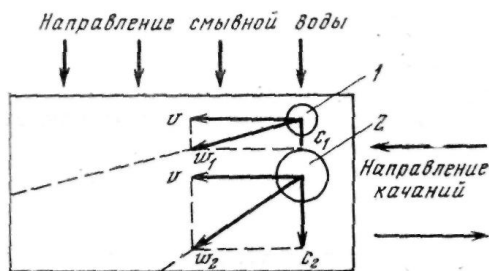


Рис. 3.16 - Схема движения деки и частиц материала на столе: 1 и 2 - частицы минерала с большей и меньшей плотностью соответственно

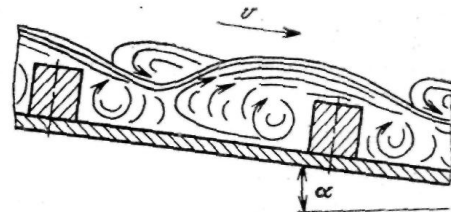


Рис. 3.17 - Схема движения потока жидкости по рифленой поверхности концентрационного стола

Основными параметрами концентрационного стола, влияющими на процесс обогащения углей, являются количество загружаемого материала, длина и число колебаний деки, угол поперечного и продольного наклона деки, количество смывной воды, профиль и параметры рифлей. Для нормальной работы стола необходимо строго соблюдать постоянство питания при определенном соотношении жидкой и твердой фаз, правильное распределение материала и смывной воды по всей поверхности деки. Для регулирования процесса при ухудшении качества отходов надо увеличивать или правильно распределять поток смывной воды или увеличивать угол наклона деки.

Рекомендуется, чтобы отношение длины деки к ее ширине было 2-2,5, высота рифлей 23-25 мм, длина хода деки 22-25 мм, поперечный угол наклона деки в среднем  $3-4^\circ$ , расход смывной воды 1,6-2,5 м<sup>3</sup>/ч на 1т обогащаемого угля.

Концентрационные столы позволяют получать зольность концентрата на 1-2 % ниже, чем на отсадочных машинах, и снизить в нем на 30 % содержание серы.

Недостатком концентрационных столов является их низкая удельная производительность, поэтому в угольном обогащении они не получили распространения.

Увеличение производительности достигается многодечной конструкцией стола, например, многодечный подвесной стол СКПМ-6. Он представляет собой подвесную конструкцию этажерочного типа, состоящую из шести расположенных друг над другом деки, скрепленных между собой четырьмя вертикальными планками-подвесками. Качание столу придает вибратор, который через ременную передачу связан с электродвигателем.

Указанная конструкция испытывалась на ЦОФ "Углегорская", полученные результаты показаны в табл. 3.8, техническая характеристика стола – в табл. 3.9.

На углеобогатительных фабриках перспективным может быть использование столов СКПМ-6 для снижения содержания пиритной серы в мелком машинном классе.

Таблица 3.8

## Технологические показатели работы стола СКПМ-6

Производительность по классу 0-1 мм, т/ч	20
Зольность исходного продукта, %	20,3
Выход, %:	
- концентрата	80,3
- промпродукта	10,0
- отходов	9,7
Зольность, %:	
- концентрата	13,8
- промпродукта	20,9
- отходов	73,1

Таблица 3.9

## Технические характеристики концентрационного стола СКПМ-6

Производительность, т/ч:	
по классу: 0-1 мм	15
0-3 мм	35
0-6 мм	40
Площадь деки, м <sup>2</sup>	6,1
Длина хода деки, мм	20, 23, 26, 29, 32
Число качаний деки в минуту	250-270
Угол наклона деки, град:	
- поперечный	0-10
- продольный	0-4
Габариты деки, мм:	
- длина	3400
- ширина	1800
Мощность электродвигателя, кВт	2,8
Габаритные размеры в плане, мм:	

- длина	4800
- ширина	2000
Масса, кг	4300

### 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.3.18), который укреплен в металлическом каркасе. В сепараторе, как правило, два-три желоба, в некоторых конструкциях – пять, в одном желобе – не более пяти витков.

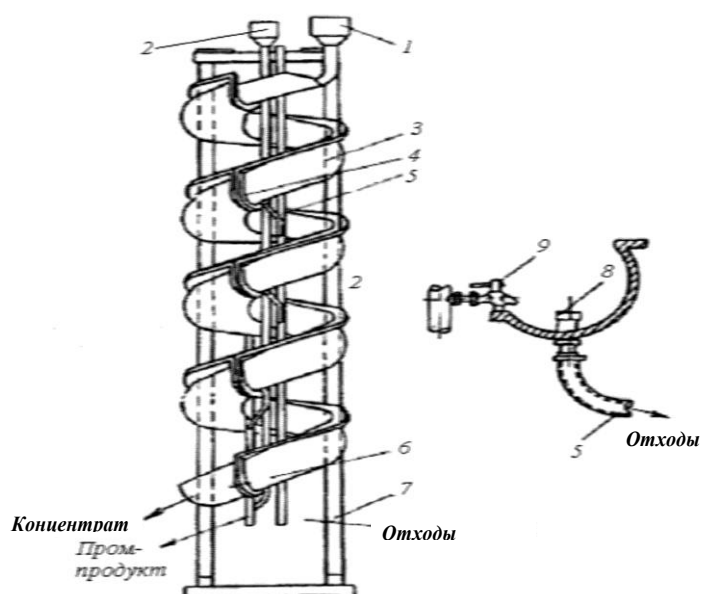


Рис. 3.18 Винтовой сепаратор с эллипсовидным желобом:

- 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.

Установки винтовых сепараторов для обогащения шламов – отходов флотации действуют: на ЦОФ "Калининская" (перерабатывается материал, находящийся в илонакопителях этой ЦОФ); на территории бывшей ЦОФ "Суходольская" (перерабатывается материал, находящийся в действующем объединенном илонакопителе ЦОФ "Самсоновская", "Суходольская", "Дуванская"); на территории ЗАО "Радон-кокс" (имеет статус цеха обогащения шла-

мов – перерабатывает материал, находящийся в илонакопителях ОАО "Макевский КХЗ" и др.).

На данных установках используется технологическая схема, включающая в себя классификацию и гидравлическое гравитационное обогащение. Для классификации исходного продукта применяют высокочастотные грохоты и гидроциклоны (диаметром 350; 165 мм). Обогащение угольных шламов происходит в винтовых сепараторах, имеющих четырехвитковые спирали диаметром 1 м.

Институт УХИН установил, что концентрат, полученный из илонакопителей, где складированы отходы флотации коксующихся углей, допустимо использовать в качестве добавки (не более 10 %) к шихте, идущей на коксование, так как это количество не ухудшает свойства кокса.

*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. В связи с этим экспериментальная база института УкрНИИУглеобогащение начала выпуск винтовых шлюзов ШВ2-1000, которые успешно прошли испытания на ЦОФ "Украина", "Добропольская". Нагрузка на желоба одного шлюза составила 10-14 т/ч, подача пульпы – 10-24 м<sup>3</sup>/ч, содержание твердого – 350-500 кг/м<sup>3</sup>.

Разработаны новые шлюзовые винтовые сепараторы ШВМЗ-1250 и ШВЗ-1500П (рис. 3.19).

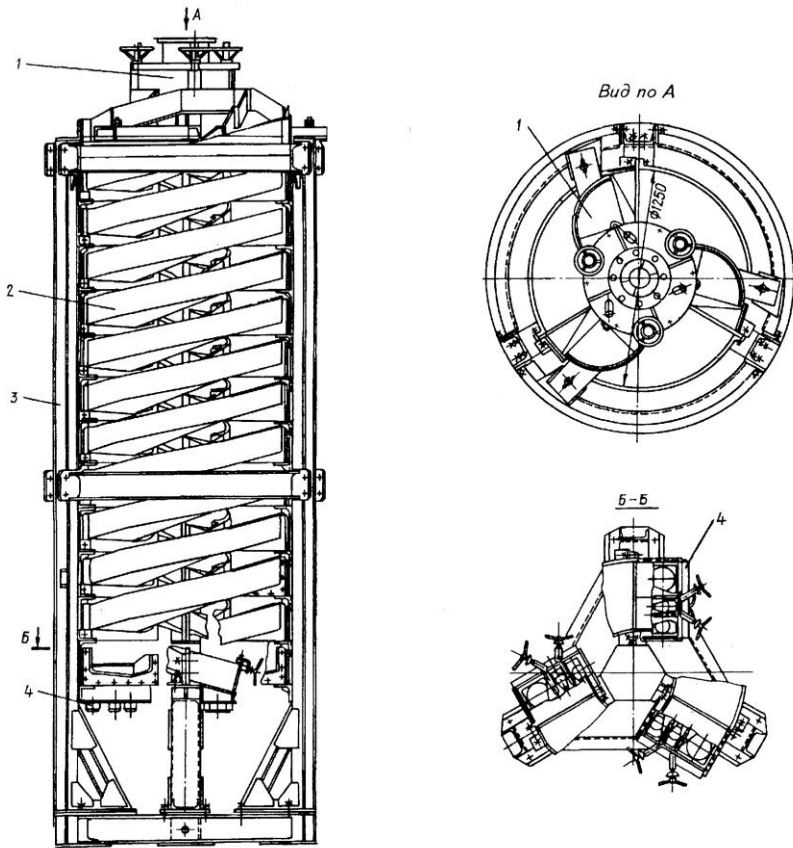


Рис. 3.19 Винтовой шлюз ШВМЗ-1250:

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

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

### 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. 3.20).

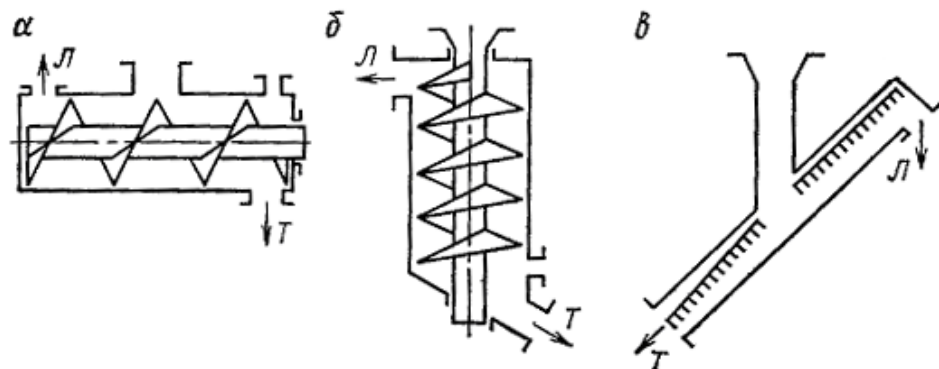


Рис. 3.20 Принципиальные схемы противоточных сепараторов:  
*a* – горизонтальный шнековый типа СШ; *б* – вертикальный шнековый типа СВШ; *в* – крутонаклонный типа КНС (*Л* – легкие фракции; *Т* – тяжелые фракции)

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 направление транспортирования 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.3.21) представляет собой короб 3 прямоугольного сечения, наклоненный под углом 46-54° к горизонту. В средней части корпуса имеется загрузочный желоб 5 для подачи в аппарат исходного угля. На верхней крышке каждого из отделений сепаратора укреплены винтовые регуляторы 4, поддерживающие внутри рабочего канала две специальные деки 2, снабженные зигзагообразными поперечными перегородками. Верхняя крышка сепаратора крепится к корпусу на фланцах. Герметичность крепления достигается установкой резиновых прокладок. Деки, фиксируемые винтовыми регуляторами, обеспечивают необходимое сечение канала в породном (нижнем) и концентратном (верхнем) отделениях сепаратора. Кроме того, перегородки на деках увеличивают сопротивление потоку в верхней части канала и создают в нем переменное по длине и ширине поле скоростей потока, что обеспечивает наиболее благоприятные условия для разделения угля и породы в рабочей зоне. 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.

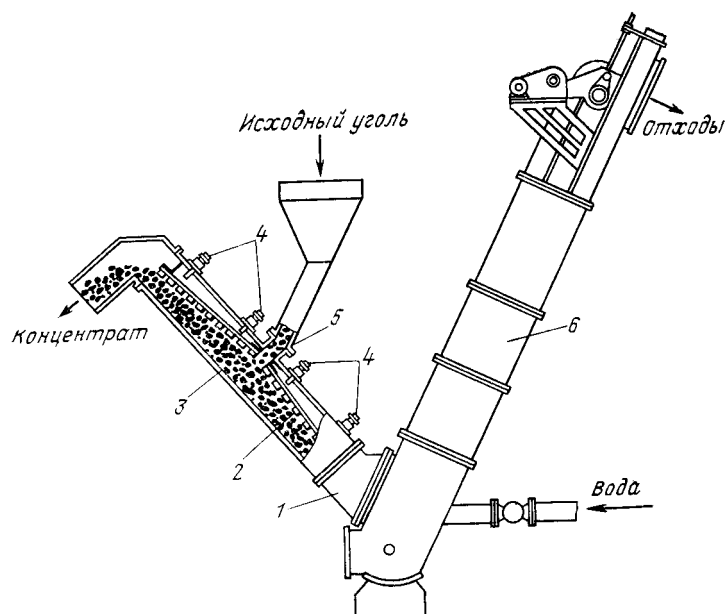


Рис.3.21 Крутонаклонный сепаратор КНС

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 перегоронок, 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%.

## Обогащение в конусных сепараторах

Для обогащения первичных угольных шламов крупностью 0,25 - 2 мм получают распространение конусные сепараторы. Принцип их действия - разделение материала по плотности в струе жидкости, протекающей по внутренней поверхности конуса.

Практика эксплуатации конусных сепараторов СК-2,3 на ЦОФ "Киевская" показал высокую их эффективность для обогащения зернистого шлама крупностью до 2 мм.

Сепаратор (рис. 3. 22) состоит из трёх, вертикально установленных ярусов конусов. Материал поступает в загрузочный стакан (1), откуда распределяется равномерно по всему периметру верхнего конуса посредством пластмассовых патрубков (2). Распределительный желоб с помощью отверстий равномерно распределяет пульпу по поверхности рабочего конуса (4). По мере того, как пульпа стекает к центру конуса, толщина постели (слоя пульпы) увеличивается вследствие уменьшения площади поперечного сечения. В точке разгрузки (в районе отсекаателя) толщина слоя пульпы в 7-7,5 раз больше, чем у периферии. Более плотные (высокозольные) частицы группируются у концентрированной поверхности и разгружаются в наружное кольцевое отверстие. Основной регулировочный параметр – величина щели между отсекаателем (5) и вершиной усечённого конуса - устанавливается экспериментально для конкретного сырья.

Для оперативного регулирования режима разделения используется изменение подачи воды в загрузочный стакан. Добавка разжижающей воды должна быть минимальной, чтобы избежать повышения зольности концентрата сепаратора. Однако, при значительном увеличении плотности и вязкости пульпы (особенно на II и III ярусах) эффективность сепарации резко снижается

Питанием на конусную сепарацию являются подситные воды дешламации, сгущенные в гидроциклоне ГЦ-630 с последующей контрольной классификацией по зерну 2,5мм. Зольность питания колеблется в зависимости от долевого участия пластов от 15% до 30%. Результаты обогащения: зольность продукта первой концентрации – до 8 %; второй – до 12 %; зольность отходов – не менее 75 %.

Характеристика конусного сепаратора СК-2,3, приведена ниже:

<i>Производительность по твердому, т/час</i>	20-25
<i>Содержание твердого в питании, г/л:</i>	320 – 400
<i>Расход воды на один сепаратор, м<sup>3</sup>/ч</i>	15-25
<i>Минимальное давление воды, МПа</i>	0,1
<i>Наружный диаметр по раме, мм</i>	2505
<i>Диаметр конуса по фланцу, мм</i>	2400
<i>Диаметр рабочего конуса, мм</i>	2300
<i>Угол рабочего конуса,</i>	12°
<i>Диаметр калиброванных отверстий, мм</i>	21
<i>Высота сепаратора, мм</i>	4085

Масса сепаратора, кг

1000

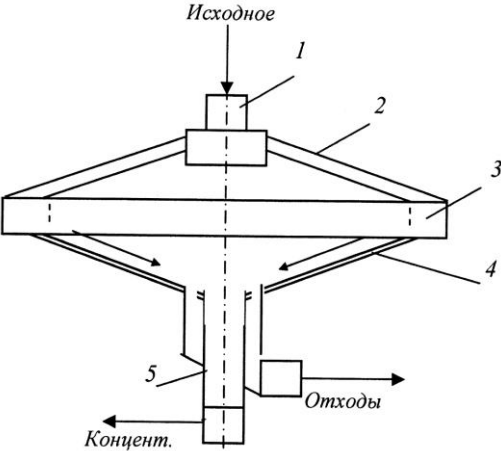


Рис. 3.22 Схема работы одного яруса конусного сепаратора СК:  
 1- стакан-распределитель; 2- питающие патрубки; 3- распределительный желоб; 4 - рабочий конус; 5 - отсекатель

**Обогащение шламов с применением гидросайзеров**

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

Типичным примером таких аппаратов являются гидросайзеры "Stokes" и "Floatex".

В аппаратах реализуется принцип стесненного осаждения в восходящем потоке воды, создаваемом в рабочей камере. Гидросайзер «Floatex» (рис.3.23) отличается тем, что восходящий поток воды создается системой трубок, установленных на определенном расстоянии друг от друга.

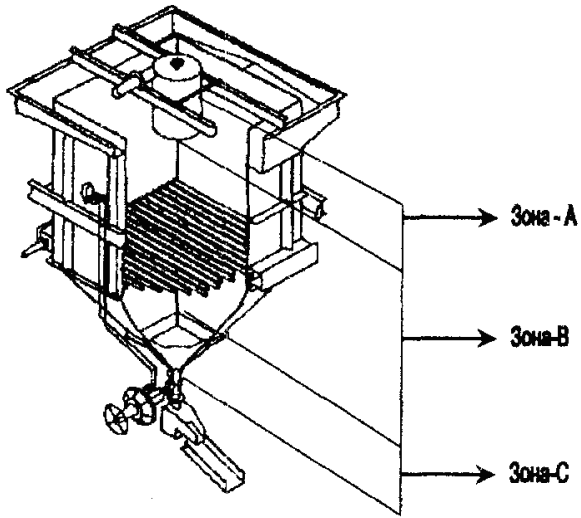


Рис.3.23 Схема рабочей камеры сепаратора «Floatex».

По вертикали рабочую камеру аппарата условно можно разделить на три зоны: А – верхнюю, расположенную выше подачи, В – 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 плотнометрией питания и необходимой плотностью разделения.

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

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

На рис. 3.24 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 "PARNAVY" (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.

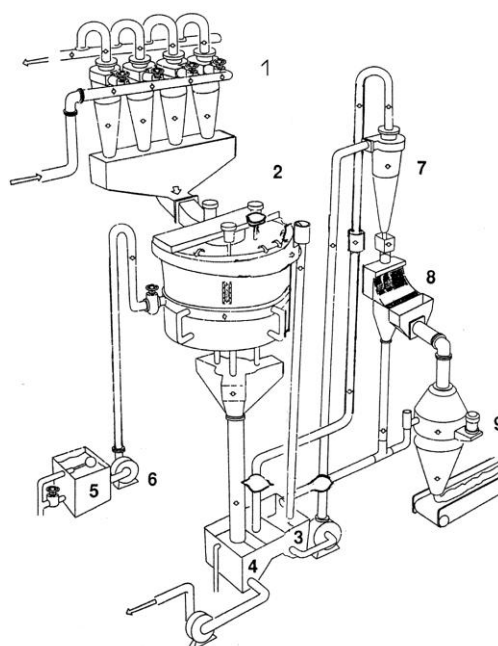


Рис. 3.24 Модульный агрегат для обогащения угольного шлама с гидросайзером фирмы "Stokes"

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 %.

#### 4. Флотация углей

Объем угольных шламов, подвергающихся флотационному обогащению на углеобогатительных фабриках ежегодно увеличивается и на некоторых достигает 20% от перерабатываемого угля.

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

*Флотация углей* осуществляется в результате так называемого элементарного акта флотации (прилипания частиц к пузырькам воздуха) в основе которого лежат физико-химические явления, протекающие на границе раздела трех фаз – твердой, жидкой и газообразной. Наиболее важные из них – смачиваемость поверхности твердой фазы и изменение ее свойств при сорбции флотореагентов. Хотя угольное вещество является гидрофобным материалом, однако практически флотация углей не может осуществляться без применения флотационных реагентов увеличивающих флотирваемость угольных шламов.

*Флотирваемость* минералов современная наука объясняет на основе теории гидратных слоев. Гидратный слой состоит из упорядоченных диполей воды, находящихся на границе двух фаз. При большой толщине гидратного слоя поверхность минерала будет гидрофильной (смачиваемой водой), а при незначительной толщине этого слоя – гидрофобной (не смачиваемой водой).

*Флотационные реагенты* воздействуют на эти слои, уменьшая или увеличивая их толщину и устойчивость. Подготовка минеральных поверхностей к флотации, сводится к резкому увеличению различий и смачиваемости разделяемых минералов.

При флотации углей углей, как правило, воздействуют на флотирваемый компонент, усиливая его гидрофобность реагентами- собирателями, и не применяют реагенты- регуляторы для изменения ионного состава пульпы и регулирования кислотности (или щелочности) среды.

На большинстве углеобогащительных фабрик в качестве собирателя применяют реагенты АФ-2; ААР-1; ААР-2 (Кременчуг) и различные керосины (отсульфированный, осветительный, окисленный).

Реагент АФ-2 состоит из аполярных парафиновых (60,8%), нафтеновых (23,6%) и ароматических (15,6%) углеводородов. Этот реагент представляет собой крекинг – остаток конденсата Шебелинского газового месторождения (фракция, кипящая выше 200<sup>0</sup>С). В нем содержится незначительное количество гетерополярных веществ (нафтеновых кислот, серосодержащих соединений и др.). флотационная активность керосинов. Он малотоксичен, не обладает неприятным запахом, применяется совместно с вспенивателем.

*Реагенты ААР-1 и ААР-2* (аполярные ароматизированные реагенты), находят наибольшее применение. Их производство организовано на нефтеперерабатывающих заводах. В ААР-1 42% ароматизированных соединений, а в ААР-2 –75%. Он более активен, если расход первого в зависимости от стадий метаморфизма угля 0,6-2,5 кг/т шлама, то второго 0,6-2 кг/т. они применяются для любых углей и расход этих реагентов на 40% ниже, чем АФ-2. Эти реагенты представляют собой жидкость темно-коричневого цвета, не растворимую в воде.

*Керосин осветительный* – продукт дисциляции сырой нефти. В состав керосина входят ароматические (10-30%), нафтеновые (25-75%), и метановые (10-60%) углеводороды.

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

*Керосин окисленный* – продукт окисления керосина воздухом. Флотационная активность керосина невысока. Керосины относятся к числу наиболее селективно действующих реагентов.

В качестве реагентов – вспенивателей применяют поверхностно-активные вещества различного состава.

*Спирты  $C_nH_{2n+1}OH$*  – исключительно активные реагенты при флотации углей. Обладают ярко выраженными пенообразующими свойствами.

*Реагент КОБС* (кубовые остатки бутилового спирта) - содержит алифатические спирты (50-80%), сложные эфиры, альдегиды, ацеталы, ненасыщенные углеводороды (1-2%). Этот вспениватель применяется на углеобогатительных фабриках Кузбасса.

*Масло X* представляет собой кубовый остаток ректификации циклогексанола, который получают при производстве капролактама. Хорошо растворяется в воде.

*Реагент Т-66* является стандартизированным побочным продуктом производства диметилдиоксана. Он содержит одно и двухатомные спирты диоксанового и пиранового рядов. Малотоксичен и огнеопасен.

*Пенореагент* - является побочным продуктом заводов производящих дивиниловый синтетический каучук. Реагент малотоксичен.

Практика работы и исследования ИОТТ показали, что средний удельный расход реагентов – собирателей повышается пропорционально увеличению содержания ароматических углеводородов.

### **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 длинную ванну со свободным течением пульпы от загрузочного кармана к разгрузочному устройству. Такие машины могут иметь промежуточные карманы только в отдельных секциях.

В угольной промышленности получили применение камерные и прямоточные машины. Если в камерных машинах уровень пульпы регулируется в каждой камере или секции (состоящей из двух или более камер) отдельно, то в прямоточных, вследствие наличия не доходящих до дна камеры перегородок или наличия широких проходных окон в межкамерных перегородках, уровень поддерживается общим в машине с коротким фронтом. В машине с большим числом камер предусматриваются промежуточные карманы.

В угольной промышленности этот тип машин получил наиболее широкое применение как наиболее универсальный и не требующий дополнительных устройств. Общие признаки механических машин (рис.4.1) следующие: наличие различного числа последовательно соединенных камер или общей ванны;

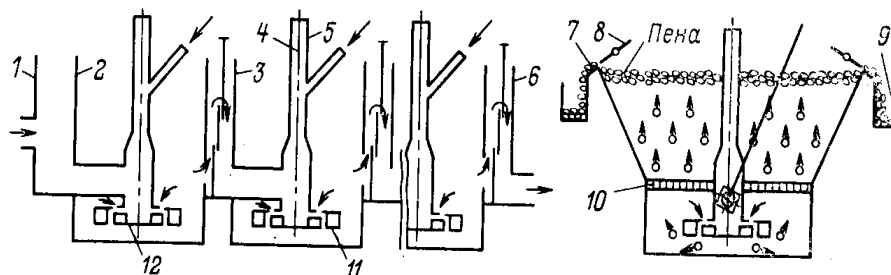


Рис.4.1. Схема механических флотационных машин:

1- приемный карман; 2 - камера; 3 - межкамерный карман; 4 - вал; 5 - центральная труба; 6 - сливной карман; 7- порог; 8 - пеногон; 9 - желоб для пены; 10 - успокоительная решетка; 11-статор; 12 - импеллер.

расположение у дна камер вращающихся аэрирующих органов — импеллеров, обеспечивающих поступление воздуха из атмосферы, его диспергирование и смешение с пульпой; наличие приемных, межкамерных и разгрузочных карманов, предназначенных для приема и регулировки уровня пульпы, осуществления перетекания ее из камеры в камеру и удаления отходов из машины; удаление пенного слоя с помощью цепных или лопастных пеногонов через сливные борты.

Воздух поступает в машину по окружающей вал трубе или по пустотелому валу импеллера. В большинстве случаев импеллер действует как рабочее колесо центробежного насоса, обеспечивающее подсос пульпы и поступление воздуха вследствие отрыва пульпы от лопаток вращающегося импеллера и образования за ними зон вакуума, а также вследствие эжектирующего действия пульпы.

Принцип действия многокамерных механических и пневмомеханических машин в некоторой степени является общим и заключается в следующем. Пульпа поступает в первую камеру машины через приемный карман, а затем в зону вращающегося импеллера, где происходит ее аэрация. В виде пульповоздушной смеси она разбрасывается по окружности в межлопаточные каналы статора, который способствует увеличению объема засасываемого импеллером воздуха и более эффективному его диспергированию. Пройдя статор, пульпа поступает в камеру, где происходит прилипание частиц угля к пузырькам воздуха, всплывание на поверхность пульпы образовавшихся флотационных комплексов и накопление их в виде слоя пены, которая с поверхности камеры удаляется пеногонами в желоба.

Для накопления и отстаивания пены поверхность пульпы в камере должна быть относительно спокойной, без бурлений и вихревых движений, создаваемых вращающимся импеллером. Иногда для этого в камерах флотационных машин устанавливают успокоительные решетки. В некоторых конструкциях машин зоны аэрации и флотации разделены. Это повышает эффективность процесса флотации, так как создаются более благоприятные условия для аэрации пульпы, минерализации и всплывания пузырьков воздуха.

Относительно новые конструкции (с 70<sup>х</sup> годов) – МФУ-6,3 и МФУ 2-6,3. В последнее время применяются более производительные машины МФУ-12 и МФУ-25.

*Флотационная машина МФУ- 6,3* используется для обработки угольных шламов и очистки оборотных вод, komponуется из 3-6 секций, каждая из которых состоит их всасывающей и прямоточной камер.

Исходная пульпа поступает из кармана машины по трубопроводу в надимпеллерный стакан. Импульсом выбрасывается смесь через статорные лопатки. Воздух засасывается в импульс через имеющийся под ним специальный клапан, который открывается под действием создаваемого вакуума, а закрывается

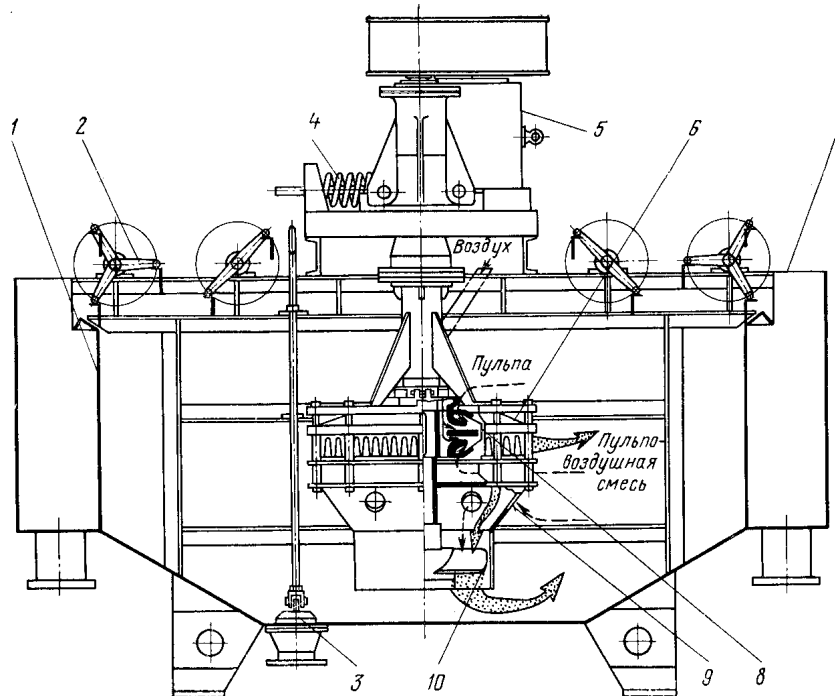


Рис.4.2 Флотационная машина МФУ-12:

1 – камера; 2 – двухрядный пеногон; 3 – проба; 4 - пружина натяжного устройства; 5 – электродвигатель; 6 – блок-аэратор; 7 – желоб для флотоконцентрата; 8 – центробежный импульс; 9 – отверстие для циркуляции суспензии; 10 – осевой импульс.

при остановке импульса давлением столба пульпы, находящейся в кармане. Из всасывающей камеры пульпа через окно поступает в прямоточную, которая не имеет надимпеллерного стакана. Двигатели сведены фланцами непосредственно с валами импульсов, т.е. не имеют шкивов.

Флотомашинa МФУ 2-6,3 имеет шесть и более последовательно расположенных камер. Каждая камера всасывающая и в ней располагаются два блока –аэратора. Импульс состоит из двух турбин центробежной и осевой, которые закрыты корпусом аэратора, и в который по кожуху вала импульса засасывается воздух. Аэрация пульпы внутри блока стабилизирует процесс, т.к. осуществлено полное разделение зон аэрации и флотации.

Флотомашинa МФУ-12 (рис.4.2) монтируется из двух трех камерных секций, соединенных между собой промежуточным шибберным устройством с перепадом 300мм. Блок аэратор один на камеру и по принципу работы не отличается от обычных. Несколько отличается по конструкции, т.к. имеет две турбины. Машина прямоточная.

*Флотомашина МФУ- 25* – состоит из 6 камер, в каждой камере расположен 1 аэратор с центробежным импеллером диагонального типа. Конструкция аэратора позволяет устанавливать его высоко над дном камеры, что приводит к снижению потребляемой мощности.

Таблица 4.1

Технические характеристики  
флотационных машин

Показатель	МФУ 6,3	МФУ 2- 6,3	МФУ-12	МФУ-25
Максимальная производительность:				
по твердому т/ч	40	50	80	130
по пульпе м <sup>3</sup> /ч	350	450	700	1200
Объем камеры, м <sup>3</sup>	6,3	6,3	12,5	25
Число блоков-импеллеров	6	12	6	6
Частота вращения импеллера, мин <sup>-1</sup>	735	575	580	600
Число импеллеров	6	24	12	6
Число камер	6	6	6	6

### Технологические факторы, влияющие на процесс флотации углей

Основными технологическими факторами процесса флотации углей являются петрографический, гранулометрический и фракционный состав флотируемого материала, подготовка пульпы к флотации, содержание твердой фазы в пульпе, способ дозировки и расход реагентов, продолжительность флотации углей.

*Петрографический состав* прежде всего определяет флотируемость углей. Угли одних марок (К, Ж и ОС) имеют большой краевой угол смачивания, что характеризует их высокую природную гидрофобность и хорошую флотируемость.

Угли других марок содержащие матовые микрокомпоненты (содержащие ингредиенты – кларено- дюрэн, дюрэн и фюзен), флотируются плохо. Плохо флотируются частицы. Которые содержат вкрапления минеральных примесей. Практически не обладают естественной флотируемостью глинистые и другие минеральные примеси (кроме пирита).

*Гранулометрический состав шламов*, поступающих на флотацию различен; его крупность в основном не превышает 0,5 мм. Все шламы имеют высокое содержание тонких высокозольных классов крупностью менее 0,2 мм. Наличие частиц крупностью более 0,5 мм приводит к их потерям с отходами флотации. Частицы различной крупности флотируются с разной скоростью, что определяет общее время флотации.

С наибольшей скоростью флотируются частицы промежуточной крупности (0,15-0,25 мм). Наличие в исходном угле тонких илистых шламов крупностью менее 40мкм отрицательно сказывается на процессе флотации: снижается скорость флотации и производительность флотомашин.



*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 твердой фазы в пульпе* – важный технологический параметр, определяющий производительность флотомашин, удельный расход реагентов. Максимальное содержание твердой фазы в пульпе не должно превышать 300 кг/м<sup>3</sup>. Оптимальное содержание зависит от выше перечисленных факторов и др. условий. В последние годы в связи с увеличением фронта флотации и совершенствованием водно-шламовых схем применяют флотацию разбавленных пульп (менее 100-150 кг/м<sup>3</sup>).

*Подготовка пульпы к флотации* рассматривается как операция, включающая в себе усреднения(смешивание) шламовых потоков, устранение крупных зерен (>0.5мм) и обеспечения постоянного содержания твердой фазы в пульпе.

*Контактирование реагентов с пульпой* осуществляется в специальных аппаратах - АКП –1600 (аппарат кондиционирования пульпы). Ранее для этих целей применялись контактные чаны, но они находят все меньшее применение.

АКП позволяет упростить обслуживание флотоотделений и сократить расход реагентов на 15-20% в связи с хорошим контактом с частицами шлама.

Как правило реагенты подаются в АКП и только в некоторых случаях применяется дробная подача реагентов 75% в АКП и 25% в ячейке машины.