

Министерство образования и науки РФ
Федеральное государственное автономное образовательное
учреждение высшего образования
«Белгородский государственный национальный
исследовательский университет»

С.Р. Гзогян, Т.Н. Гзогян

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Учебное пособие



Белгород 2017

УДК 622.7(075.80)

ББК 33.4

Г 45

Рекомендовано к изданию редакционно-издательским советом факультета горного дела и природопользования НИУ «БелГУ» (протокол № 2 от 11.11.2016).

Рецензенты:

Е.А. Ермолович, доктор технических наук, профессор кафедры прикладной геологии и горного дела факультета горного дела и природопользования НИУ «БелГУ»;

А.Н. Ряполов, канд. технических наук, профессор, доцент кафедры «Горное дело» Старооскольского технологического института им. А.А.Угарова (филиал) ФГБОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет МИСиС

Гзогян С.Р., Гзогян Т.Н.

Г 45 Обогащение полезных ископаемых: учеб. пособие / С.Р. Гзогян, Т.Н. Гзогян. – Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2017. – 216 с.

ISBN 978-5-9571-2254-8

В учебном пособии рассмотрены методы и процессы обогащения полезных ископаемых, изложены теоретические основы подготовительных, основных и вспомогательных процессов обогащения. Описаны конструкции и принцип действия аппаратов и машин, применяемых для обогащения полезных ископаемых. Приведены общие сведения об обогатительных фабриках.

Для студентов вузов, обучающихся по основным образовательным программам высшего образования уровня специалитет направления подготовки 21.05.04 «Горное дело» специализации «Маркшейдерское дело», «Обогащение полезных ископаемых», «Открытые горные работы», «Подземная разработка рудных месторождений», «Горные машины и оборудование», «Электрификация и автоматизация горного производства»).

УДК 622.7(075.80)

ББК 33.4

ISBN 978-5-9571-2254-8

© Гзогян С.Р., Гзогян Т.Н., 2017

© НИУ «БелГУ», 2017

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	5
Введение	6
Глава 1. Терминология и показатели обогащения	8
1.1. Основные сведения о полезном ископаемом	8
1.2. Основные понятия о технологическом процессе	10
1.3. Показатели обогащения. Баланс технологический и товарный ..	13
1.4. Расчет схем обогащения	18
1.4.1. Расчет качественно-количественной схемы обогащения	18
1.4.2. Расчеты показателей при исследовании	21
1.4.3. Расчет водно-шламовой схемы	22
1.4.4. Применение ЭВМ в расчетах	24
1.5. Обоганительная фабрика	25
Глава 2. Подготовка руд к обогащению	27
2.1. Грохочение	29
2.2. Гранулометрический состав	30
2.3. Процессы и аппараты для грохочения	32
2.4. Процессы и аппараты для классификации	42
2.5. Процессы и аппараты для дробления	49
2.6. Процессы и аппараты для измельчения	59
2.7. Выбор схем рудоподготовки	67
Глава 3. Обоганительные процессы	71
3.1. Процессы и аппараты для гравитационного обогащения	73
3.1.1. Обогащение в пульсирующем потоке среды разделения. Отсадка	74
3.1.2. Обогащение в потоке воды, текущей по наклонной плоскости	80
3.1.3. Обогащение в криволинейных потоках среды разделения	86
3.1.4. Обогащение в тяжелых средах	89
3.1.5. Промывка	94
3.2. Процессы и аппараты для магнитного обогащения	98
3.2.1. Физические основы магнитных методов обогащения. Режимы удержания и извлечения	98
3.2.2. Факторы, влияющие на процесс магнитного обогащения	103
3.2.3. Классификация магнитных сепараторов	106

3.3. Процессы и аппараты для электрического обогащения	121
3.3.1. Физические основы электрической сепарации	124
3.3.2. Факторы, влияющие на процесс электрической сепарации	128
3.3.3. Оборудование для электрической сепарации	131
3.4. Процессы и аппараты для флотационного обогащения	136
3.4.1. Физическая сущность флотационных процессов	137
3.4.2. Назначение флотационных реагентов	140
3.4.3. Флотационные машины	143
3.5. Процессы и аппараты для специальных и комбинированных методов обогащения	152
3.5.1. Ручная и механизированная рудоразборка	153
3.5.2. Обогащение по трению и форме	155
3.5.3. Обогащение по упругости	158
3.5.4. Термоадгезионное обогащение	159
3.5.5. Гидрометаллургические процессы	161
Глава 4. Вспомогательные процессы	165
4.1. Процессы и аппараты для обезвоживания	166
4.1.1. Дренажное	171
4.1.2. Центрифугирование	173
4.1.3. Сгущение	176
4.1.4. Фильтрация	182
4.1.5. Сушка	192
4.1.6. Технологические схемы обезвоживания	196
4.2. Процессы и аппараты для обеспыливания и пылеулавливания ...	202
4.2.1. Обеспыливание продуктов обогащения	203
4.2.2. Пылеулавливание	203
4.3. Процессы и аппараты для очистки сточных вод и кондиционирования оборотных вод	209
Глава 5. Опробование и контроль	215
Список использованной литературы	221

ПРЕДИСЛОВИЕ

Настоящее учебное пособие по дисциплине «Обогащение полезных ископаемых» написано в соответствии с ФГОС ВО для студентов, обучающихся по направлению подготовки 21.05.04 «Горное дело» (специализация «Маркшейдерское дело», «Обогащение полезных ископаемых», «Открытые горные работы», «Подземная разработка рудных месторождений», «Горные машины и оборудование», «Электрификация и автоматизация горного производства»).

Развитие мировой экономики постоянно сопровождается ростом потребления различных видов минеральных ресурсов. Прогнозируется, что в ближайшие годы объем горно-добычных работ увеличится, в то время как качество перерабатываемых руд и содержание в них полезных компонентов непрерывно будет снижаться, доля труднообогатимых руд возрастет. В настоящее время разработаны и апробированы новые технологии и техника извлечения полезных компонентов из руд.

В учебном пособии раскрыты вопросы подготовки руд к обогащению начиная с ранних стадий горного производства, оптимальные условия предобогащения руд, обеспечивающие повышение комплексности использования минерального сырья в процессе горно-обогатительного производства. В учебном пособии описаны методы, схемы и процессы обогащения полезных ископаемых, устройство и принцип действия основных аппаратов и машин, приведены общие сведения об обогатительных фабриках как производственных предприятиях.

Объем учебного пособия рассчитан на то, чтобы студент освоил общие сведения о руде, общие понятия и определения, основные положения технологии обогащения полезных ископаемых, ознакомился со специальной терминологией и тем самым подготовился к изучению специальных дисциплин, особое значение это имеет для студентов, обучающихся без отрыва от производства.

Учебное пособие включает весь необходимый материал для выполнения практических работ по курсу «Обогащение полезных ископаемых».

Автор благодарит профессора, докт. техн. наук Ермолович Е.А. (ФГБОУ ВО НИУ «БелГУ») и профессора, канд. техн. наук Ряполова А.Н. (СТИ НИТУ МИСиС) за анализ рукописи учебного пособия и замечания, способствующие его улучшению.

ВВЕДЕНИЕ

Обогащение полезных ископаемых является важнейшей составляющей процесса переработки минерального сырья, история которого стара, как человечество. Начало многих способов обогащения полезных ископаемых теряется в глубокой древности, раскалывание камня, заточка кремня камнем были одним из первых видов деятельности человека по обработке минералов, по-видимому, самым старым способом является ручная рудоразборка, а следующим - промывка. Древнейшая металлургия зародилась за 15–20 тыс. лет до н. э. в Ассирии, Индии и Китае на базе меди и олова, в этих же странах плавка железа из руд в значительных количествах начала осуществляться позднее – во втором тысячелетии до н.э. В Урарту (Южное Закавказье) в VIII–IX вв. до н.э. производилась плавка большого количества бронзы, латуни, железа и стали, из которых изготавливали орудия труда и вооружение. В глубокой древности оружие из стали производили индусы, ассирийцы, скифы и славяне. О значительном размахе горного дела у древних жителей нашей страны говорит обилие следов разработок меди, олова, свинца, серебра, золота и других металлов (так называемые «чудские работы»). В IX–X вв. н.э. значительные разработки рудных месторождений велись в Средней Азии, а с XV в. начинаются интенсивные разработки железорудных месторождений Урала, Карелии, Тулы, Хопра, а также месторождений меди, свинца, серебра на Урале и Алтае.

Интересно отметить, что при Петре I и на протяжении всего XVIII в. Россия занимает первое место в мире по выплавке железа, меди и свинца, а русские мастера славятся искусством плавки и изготовления изделий из металлов.

В дальнейшем, однако, усиление влияния иностранного капитала в горной промышленности России привело к тому, что к началу первой мировой войны Россия сильно отстала от Западной Европы и США по масштабу выплавки главных металлов (железо, медь, свинец, цинк), прекратила добычу никеля, молибдена, олова, сурьмы, вольфрама и других стратегических металлов, не смотря на богатейшие запасы руд в недрах.

Первое обстоятельное описание многих (примитивных) процессов обогащения дал Г. Агрикола (1550 г.) в своей работе «*De re Metalca*», которая в течение двух веков служила пособием по горному делу и металлургии.

В России обогащение полезных ископаемых связано с выделением золота из руд. В 1488 г. Иван III привлекал мастеров, умеющих отделить золотую руду от пустой породы. В 1748 г. на р. Исети была построена первая обогатительная фабрика для извлечения золота, а в 1763 г. М. В. Ломоносов в своей работе «Первые основания металлургии или рудных дел» дал описание обогатительных процессов и техники обогащения того времени, а его современники И. И. Ползунов, К. Д. Фролов, В. А. Кулибин построили несколько обогатительных фабрик (до 1917 г. работало 16 небольших обогатительных фабрик).

Сущность процессов первичной переработки минерального сырья (обогащения) заключается в получении из исходного сырья технически ценных или пригодных для дальнейшей металлургической, химической и другой переработки продуктов. Исходным сырьем являются руды черных, цветных, благородных и редкоземельных металлов, уголь, сырье для строительной промышленности и удобрений для сельского хозяйства.

Главная задача обогащения полезных ископаемых – рациональное использование минерально-сырьевых ресурсов, максимальное извлечение всех полезных (ценных) компонентов из исходного сырья. При обогащении любого вида сырья выполняются три основные задачи:

- получение готовой продукции высокого качества;
- минимизация потерь полезного (ценного) компонента в отходах (хвостах) обогащения;
- обеспечение низкой себестоимости процесса обогащения.

В октябре 1773 г. императрица Екатерина II, претворяя в жизнь идеи Петра I и М. В. Ломоносова о подготовке инженерных кадров для развития горнозаводского дела, начертала на указе о создании инженерного училища по горной части «быть по сему». Эта дата стала днем рождения не только Горного института (ныне Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», г. С.-Петербург) – одного из первых в мире высших учебных заведений по горному делу, но и всего высшего технического образования России. Как самостоятельная дисциплина «Обогащение полезных ископаемых» выделилась в 1896 г. в Горном институте (г. С.-Петербург), а в 1920 г. была организована первая в стране кафедра «Обогащение полезных ископаемых». Развитие теории и практики обогащения полезных ископаемых неразрывно связано с организацией и деятельностью многих крупнейших исследовательских, учебных и проектных институтов. Первый научно-исследовательский институт механической обработки руд (Механобр) был создан в Ленинграде в 1920 г.

Видную роль в дальнейшем развитии обогащения сыграл проф. Г.О. Чечотт, который в Горном институте организовал (1916 г.) первую лабораторию по обогащению полезных ископаемых. Крупный вклад в совершенствование обогащения полезных ископаемых внесли учёные и инженеры: С.Е. Андреев, О.С. Богданов, К.Ф. Белоглазов, И.М. Верховский, В.А. Глембоцкий, В.Г. Деркач, Л.Б. Левенсон, П.В. Лященко, С.И. Митрофанов, В.А. Мокроусов, В.Я. Мостович, М.Т. Ортин, И.Н. Плаксин, С.И. Полькин, К.А. Разумов, П.А. Ребиндер, В.А. Перов, В.И. Ревнивцев, А.В. Троицкий, О.Н. Тихонов, М.А. Эйгелес, В.И. Кармазин, Н.Ф.Олофинский, В.А. Чантурия, Л.А. Вайсберг, В.В. Кармазин и др.; за рубежом значительные исследования проведены учёными А.М. Годэном, А.Ф. Таггартом (США), И. Уорком (Австралия).

ГЛАВА 1. ТЕРМИНОЛОГИЯ И ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ

Минерально-сырьевой базой горно-обогатительных предприятий являются месторождения полезных ископаемых.

1.1. Основные сведения о полезных ископаемых

Полезное ископаемое (руда) – это природные минеральные образования (органические и неорганические) в недрах Земли, которые в современных технико-экономических условиях могут быть добыты и использованы в сфере материального производства либо непосредственно, либо путем извлечения из них полезных компонентов. Обычно руды сопровождаются *пустой породой*, в которой или не содержится включений ценных компонент, или содержится незначительное количество. Понятия руда и пустая порода относительны, так как минерал или горная порода, добываемые в одних случаях как полезное ископаемое, в других считается пустой породой. Физически и химически индивидуализированное твёрдое тело, относительно однородное по составу и свойствам, возникшее как продукт природных физико-химических процессов, протекающих на поверхности и в недрах Земли, называют *минералом*. Таким образом, минерал может быть определен как природный материал, имеющий строго определенную внутреннюю структуру, химический состав, а также химические и физические (цвет, блеск, твердость и т.д.) свойства, которые были сформированы в результате геологических процессов. Термин «*минерал*» происходит от старинного слова «*минера*» - рудный штуф, кусок руды и его появление было связано с развитием горного промысла. Термин минерал не распространяется на синтетические вещества, вырабатываемые в лабораториях и в промышленности. Иногда разница между минералом и химическим соединением неуловима, особенно, когда вещество образуется в результате деятельности человека и сил природы. Например, вода - не минерал, а лед, образовавшийся в результате геологических процессов, является минералом.

Минеральный агрегат – это характерный по составу, форме, размеру и строению сросток минералов, обусловленный их генезисом. Полезные (ценные) минералы иначе называют *рудными*, а минералы пустой породы – *нерудными*.

Текстура горной породы – характеристика строения горной породы, определяющая взаимное расположение и ориентировку рудных минералов и их агрегатов в рудной массе. *Структура* горной породы – характеристика строения, определяющая размеры, форму и взаимную связь составляющих минерального агрегата.

Месторождение полезного ископаемого – естественное скопление в земной коре или на поверхности Земли одного или нескольких полезных ископаемых по количеству, качеству, условиям залегания и иным условиям пригодного для эффективного промышленного освоения. (При больших площадях распространения месторождения образуют районы, провинции и

бассейны). По физическому состоянию полезные ископаемые делятся на *твёрдые* (угли ископаемые, горючие сланцы, торф, рудные и нерудные), *жидкие* (нефть, минеральные воды) и *газообразные* (природные горючие и инертные газы).

По использованию полезные ископаемые подразделяются на *горючие* (уголь, торф, нефть, природный газ, горючие сланцы), *рудные* (руды горных пород, включающие металлические и неметаллические полезные компоненты) и *нерудные* (неметаллические и негорючие: песок, гравий, глина, мел, известняк, различные соли). Отдельной группой стоят драгоценные и поделочные камни.

Эффективность использования того или иного полезного ископаемого зависит, прежде всего, от содержания в нем ценного компонента и наличия вредных примесей. Непосредственная металлургическая или химическая переработка полезного ископаемого целесообразна (технически и экономически выгодна) только в том случае, если содержание в нем полезного компонента не ниже некоторого предела, определяемого уровнем развития техники и технологии (и потребности в данном сырье) в настоящее время. В большинстве случаев непосредственное использование добытой горной массы или её переработка (металлургическая, химическая и др.) экономически нецелесообразны, а иногда и технически невозможны, т.к. годные к непосредственной переработке полезные ископаемые в природе встречаются редко, в большинстве случаев их подвергают специальной обработке – обогащению.

Работы, связанные с проведением горных выработок для отделения полезного ископаемого от общего массива горных пород и добычи руды, называются *горными работами*. Различают *открытые* и *подземные* горные работы. В случаях, когда месторождение полезного ископаемого выходит непосредственно на поверхность или залегает настолько близко от поверхности земли, что удаление покрывающих его пород является экономически более выгодным по сравнению с горными выработками под землей, применяют *открытые горные работы*. Открытые горные работы – такие работы, при которых добыча полезного ископаемого производится непосредственно с дневной поверхности. Образующаяся в результате этих работ на поверхности земли выемка называется *карьером*, карьером называется также горное предприятие, ведущее разработку месторождения открытым способом.

При разработке месторождений, залегающих на значительной глубине от поверхности земли, проводят *подземные* выработки – *горизонтальные* (штольни, квершлагги, штреки, орты), *наклонные* (бремсберги, уклоны, восстающие, наклонные квершлагги, гезенки, скаты) и *вертикальные* (стволы шахт, гезенки, шурфы). Промышленное предприятие, осуществляющее добычу полезных ископаемых с помощью системы подземных горных выработок, называется *шахтой*.

1.2. Основные понятия о технологическом процессе

Совокупность механических процессов, которым подвергается полезное ископаемое после его добычи из недр Земли до поступления на металлургическое или химическое производство, или в непосредственное использование называют *механической обработкой* полезного ископаемого или *обогащением*. Обогащение полезных ископаемых не связано с химическим превращением минералов и изменением структуры минерала, химический состав при этом остается неизменным. В то же время процессы обогащения могут включать операции, изменяющие химический состав и структуру минерала, например, магнетизирующий обжиг перед магнитной сепарацией, выщелачивание с последующей цементацией и флотацией и др.

Процесс обогащения включает два этапа: раскрытие (высвобождение зерен ценного минерала от других минералов и пустой породы) и их разделение, одним из результатов которого является разделение материала на продукты. В результате разделения (обогащения) исходного материала, как правило, получают два продукта, называемые концентрат (или концентраты) и хвосты. Иногда получают и другие продукты: промежуточные продукты, концентраты более низкого качества, и так далее. Разделение может обеспечить идентичные или разнородные продукты по их качеству и количеству.

Концентрат - продукт, полученный в результате обогащения с содержанием полезного (или ценного, или металла, или элемента) компонента в нем более высоким (и незначительное количество минералов пустой породы), чем в исходном материале и других продуктах тех же операций обогащения. Качество концентрата в основном характеризуется содержанием ценного компонента, а также содержанием полезных и вредных примесей, влажностью и гранулометрической характеристикой.

Хвосты – отходы обогащения, состоящие в основном из минералов пустой породы, вредных примесей и незначительного количества полезного компонента, извлечение которых в отдельных случаях возможно (при условии экономической целесообразности).

Кроме концентрата и хвостов возможно получение *промежуточных продуктов (промпродуктов)*, т.е. продуктов, характеризующихся более низким по сравнению с концентратами и более высоким по сравнению с хвостами содержанием полезных компонентов, металла или элемента. Промпродукты обычно не являются конечным продуктом обогащения и подвергаются дополнительной переработке для получения кондиционного концентрата и отвальных хвостов.

Полезные (ценные) компоненты – составная часть полезного ископаемого, как правило, в виде химических соединений (ценных минералов), извлечение которых с целью промышленного использования технологически возможно и экономически целесообразно.

Различают основные и сопутствующие (попутные) полезные компоненты. *Основные* полезные компоненты содержатся в полезных ископаемых в промышленных концентрациях, определяя их основную ценность, назначение и название. При наличии двух или нескольких основных полезных компонентов полезное ископаемое характеризуется как комплексное (например, медно-молибденовые, медно-свинцово-цинковые руды). *Попутные* полезные компоненты – составные части полезных ископаемых, извлечение которых экономически целесообразно лишь совместно с основным полезным компонентом.

Полезными примесями называют химические элементы или природные соединения, которые входят в состав полезного ископаемого в небольших количествах и улучшают качество готовой продукции (либо выделяются в ходе дальнейшей переработки). Например, полезными примесями в железных рудах являются такие легирующие добавки как хром, вольфрам, ванадий, марганец и др.

Вредными примесями называют отдельные элементы и природные химические соединения, содержащиеся в полезных ископаемых в небольших количествах и оказывающие отрицательное влияние на качество готовой продукции. Например, в железных рудах вредными примесями являются сера, фосфор, мышьяк, в коксующихся углях – сера, фосфор, в энергетических углях – сера и т.д.

Обогащение полезных ископаемых позволяет повысить экономическую эффективность их дальнейшей переработки, также, в некоторых случаях, без стадии обогащения дальнейшая переработка становится вообще невозможной. Например, медные руды (содержащие, как правило, весьма мало меди) нельзя непосредственно переплавить в металлическую медь, так как медь при плавке переходит в шлак. Кроме того, обогащение полезных ископаемых позволяет:

- увеличить промышленные запасы сырья за счет использования месторождений бедных полезных ископаемых с низким содержанием ценных компонентов;

- повысить производительность труда на горных предприятиях и снизить стоимость добываемой руды за счет механизации горных работ и сплошной выемки полезного ископаемого вместо выборочной;

- комплексно использовать полезные ископаемые, так как предварительное обогащение позволяет извлечь не только основные полезные компоненты, но и сопутствующие, содержащиеся в малых количествах;

- снизить расходы на транспортирование к потребителям более богатых продуктов, а не всего объема добываемого полезного ископаемого;

- выделить из минерального сырья те вредные примеси, которые при дальнейшей его переработке могут загрязнять окружающую среду и тем самым угрожать здоровью людей и ухудшать качество конечной продукции.

Полезные ископаемые на обогатительных фабриках проходят целый ряд последовательных операций, в результате которых полезные компоненты отделяют от примесей. По своему назначению процессы обогащения полезных ископаемых подразделяют на подготовительные, основные (собственно обогатительные) и вспомогательные (рис.1).

К *подготовительным* относят процессы дробления, измельчения, грохочения и классификации. Подготовительные процессы предназначены для раскрытия или открытия зёрен ценных компонентов (минералов), входящих в состав полезного ископаемого, и деления его на классы крупности, удовлетворяющие технологическим требованиям последующих процессов обогащения. Процессы подготовки руд к обогащению являются самыми важными и энергоёмкими процессами.

К *вспомогательным* процессам относят обезвоживание, пылеулавливание, очистку сточных вод, опробование, контроль и автоматизацию. Задача этих процессов – обеспечить оптимальное протекание основных, довести продукты разделения до необходимых кондиций.

Совокупность последовательных технологических операций обработки, которым подвергают полезные ископаемые на обогатительных фабриках, называется *схемой обогащения*. В зависимости от характера сведений, которые содержатся в схеме обогащения, ее называют *качественной, количественной, шламовой (водно-шламовой) и цепи аппаратов*. Первые три схемы обычно совмещают в одну *технологическую схему обогащения*. Схема обогащения, в которой отражены только главные особенности качественной схемы, называют *принципиальной* (рис.1). Все схемы изображаются графически.

Качественная схема содержит сведения о качественных изменениях полезного ископаемого в процессе переработки, к которым относятся массовая доля расчетного компонента, крупность, влажность, вид процесса, стадийность. *Количественная схема* содержит количественные показатели руды и продуктов обогащения (т/час, %). На практике качественную и количественную схемы совмещают в одну *качественно-количественную*. *Водно-шламовая* схема содержит сведения о соотношении воды и твердого в продуктах обогащения. *Схема цепи аппаратов* – графическое изображение пути движения полезного ископаемого и продуктов его переработки на обогатительной фабрике через аппараты. На таких схемах аппараты, машины и транспортные средства изображаются условно, указывается их число, тип и размер, движение продуктов от агрегата к агрегату обозначается стрелками (рис.2).

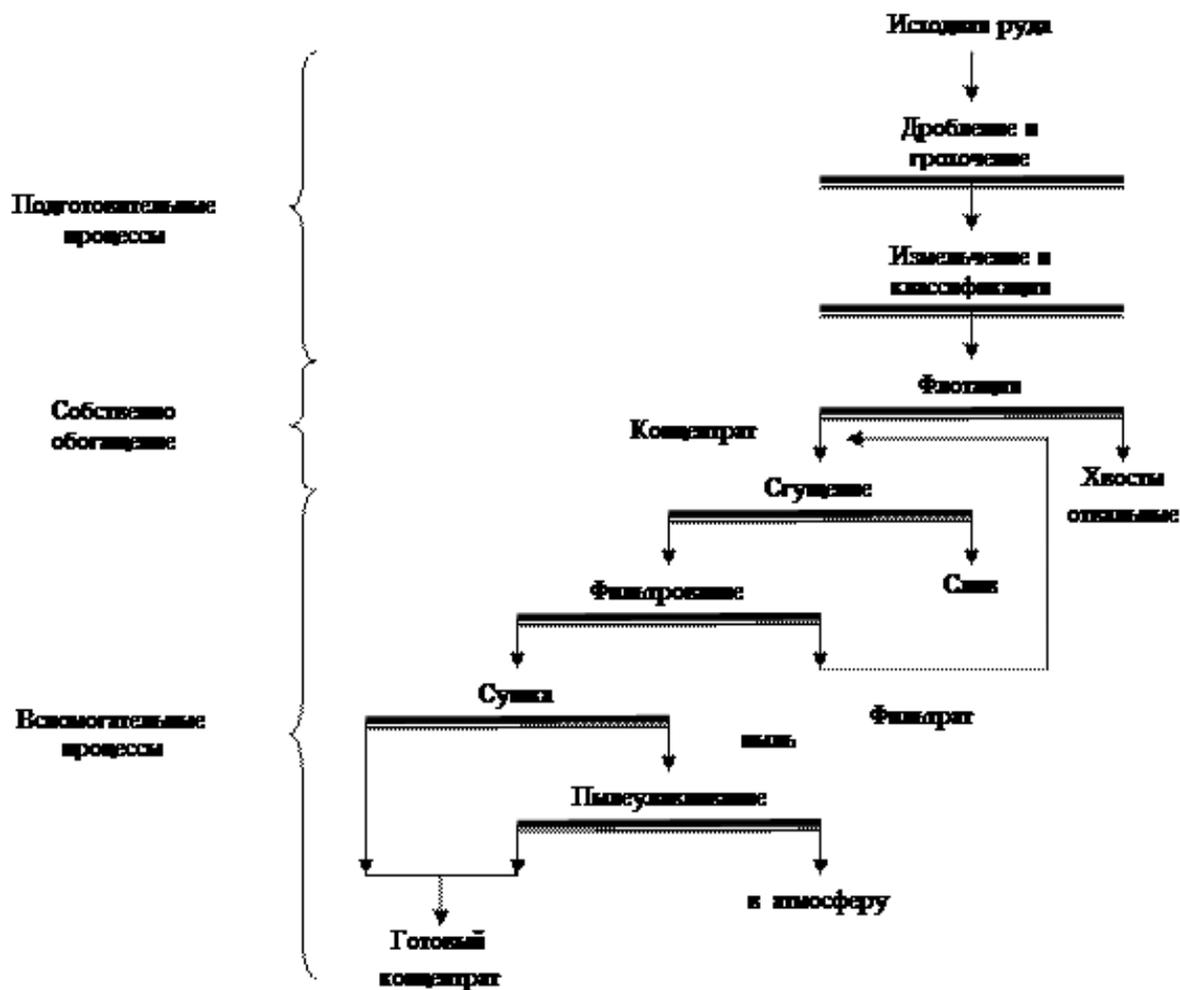


Рис. 1. Принципиальная схема обогащения (пример)

1.3. Показатели обогащения. Баланс технологический и товарный

Обогащение, как и любой другой технологический процесс, характеризуется показателями. К основным технологическим показателям обогащения относятся: массовая доля расчетного компонента в исходном сырье и продуктах обогащения, выхода продуктов обогащения, извлечение расчетного компонента в продукты обогащения, степень концентрации, эффективность операций разделения, степень сокращения и др.

Основные технологические показатели обогащения следующие: - Q – масса продукта (производительность); P – масса (производительность) расчетного компонента в продукте. Выражаются обычно в тоннах в час (т/час), тоннах в сутки (т/сут) и т.д.; - β - содержание расчетного компонента в продукте – это отношение массы расчетного компонента в продукте к массе продукта. Содержание определяет качество и обычно содержание различных компонентов в исходном полезном ископаемом (α), полученных концентратах (β) и хвостах (θ) дается в процентах, а содержание драгоценных металлов – в граммах на тонну продукта (г/т).

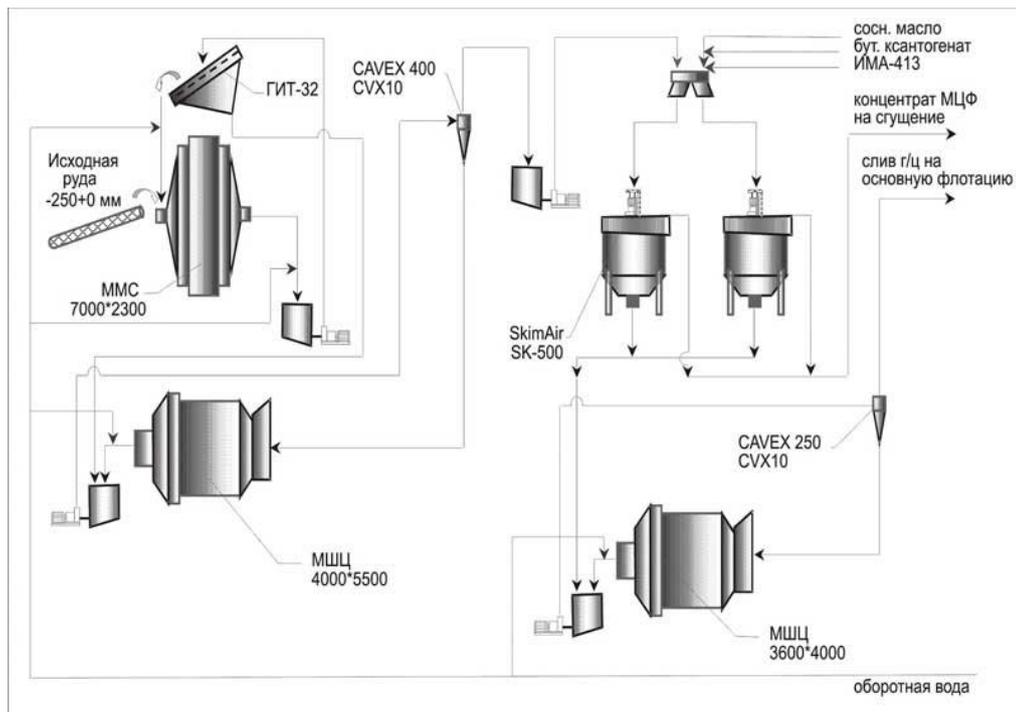


Рис. 2. Схема цепи аппаратов (пример)

Содержанием (массовая доля) компонента называется отношение веса компонента в продукте к весу продукта, выражается в процентах, в долях единицы и в граммах на тонну. На практике содержания обычно определяют химическим анализом. Содержание полезных компонентов в добываемом сырье (руде) может составлять от долей процента (медь, никель, кобальт и др.) до нескольких процентов (свинец, цинк и др.) и нескольких десятков процентов (железо, марганец, ископаемый уголь и некоторые другие неметаллические полезные ископаемые); - выход продукта – $\gamma_{и}$, $\gamma_{к}$, $\gamma_{хв}$ – выражают в процентах, реже в долях единицы; - извлечение ценного компонента – $\varepsilon_{и}$, $\varepsilon_{к}$, $\varepsilon_{хв}$ – выражается в процентах, реже в долях единицы.

Выход (γ) продукта обогащения является хорошим показателем количества компонентов и может быть выражен как масса, объем и т. д. Наиболее удобный способ определения выхода заключается в использовании его определения - отношение веса продукта к весу переработанного исходного материала. Это отношение указывает на то, какая часть исходного материала присутствует в конкретном продукте, его принято выражать в процентах или долях единицы. Величина, обратная выходу, выраженная в долях единицы, показывает число тонн исходного материала, из которых при обогащении получается одна тонна продукта.

Выход i – го продукта вычисляют по формуле:

$$\gamma_i = (Q_i / Q_{исх}) \cdot 100.$$

Суммарный выход всех продуктов обогащения должен соответствовать выходу исходного материала, принимаемому за 100 %. Для случая

разделения обогащаемого сырья на два конечных продукта (концентрат и хвосты) – это условие записывается в виде следующего равенства, которое называется *уравнением баланса продуктов*: $\gamma_k + \gamma_{хв} = 100$ или

$$\gamma_k \cdot \beta_{кон} + \gamma_{хв} \cdot \beta_{кон} = \gamma_{исх} \cdot \beta_{исх}.$$

Эта формула справедлива и для любого количества продуктов:

$$\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n = 100 \text{ или} \\ \gamma_1 \cdot \beta_1 + \gamma_2 \cdot \beta_2 + \dots + \gamma_n \cdot \beta_n = \gamma_{исх} \cdot \beta_{исх}.$$

Считая, что количество ценного компонента в исходном (100α) равно его суммарному количеству в концентрате ($\gamma_k\beta$) и хвостах ($\gamma_{хв}\theta$), можно составить уравнение баланса компонента:

$$100\alpha = \gamma_k\beta + (100 - \gamma_k)\theta.$$

Считая, что количество ценного компонента в исходном (100α) равно его суммарному количеству в концентрате ($\gamma_k\beta$) и хвостах ($\gamma_{хв}\theta$), можно составить уравнение баланса компонента:

$$100\alpha = \gamma_k\beta + (100 - \gamma_k)\theta.$$

Решая это уравнение относительно γ_k , получим зависимости для расчета выхода концентрата и хвостов:

$$\gamma_k = [(\beta - \theta)/(\alpha - \theta)]100; \gamma_{хв} = [(\beta - \alpha)/(\beta - \theta)]100.$$

Балансы продуктов составляют по ценным компонентам и по весу материалов для оценки работы обогатительных фабрик: технологический и товарный. Содержащийся в исходном сырье ценный компонент при обогащении с определенным технически возможным извлечением переходит в концентрат, остальная часть ценного компонента попадает в хвосты, вызывая неизбежные технологические потери.

Технологический баланс составляют по данным взвешивания переработанного сырья и химических анализов сырья, концентратов и отвальных хвостов. Технологический баланс позволяет контролировать общий ход технологического процесса путем сравнения технологических показателей, получаемых на фабрике с показателями, достигнутыми при лабораторных испытаниях руд на обогатимость, а также сравнивать между собой работу отдельных секций, смен и бригад.

Товарный баланс составляют по данным взвешивания переработанного сырья и концентратов, определения количества материала, находящегося в производстве (сгустителях, бункерах, промежуточных складах и т. п.),

химических анализов этих продуктов и отвальных хвостов. Показатели для товарного баланса определяют по фактическим весам полученных концентратов, а поэтому они всегда ниже технологических показателей, вычисленных по результатам химических анализов. Расхождение между балансами зависит от точности химических анализов, от ошибок при взвешиваниях и определениях влажности исходного сырья и продуктов обогащения, но главным образом объясняется тем, что в различных стадиях обработки полезных ископаемых на обогатительных фабриках допускаются механические потери. Концентраты теряются в сливах сгустителей, в фильтрах, при сушке и транспортировании в виде пыли. Полезный компонент, кроме того, теряется при переливах пульпы через желоба, при аварийных выпусках пульпы из машин и т. п.

На обогатительных фабриках составляют технологические и товарные балансы сменные, суточные, декадные, месячные, квартальные, полугодовые и годовые. Сравнение технологических и товарных балансов позволяет установить величину и источники механических потерь, характеризует культуру предприятия и уровень организации производства.

Аналогично для Q и P . Очевидно, что:

$$\begin{aligned} Q_{кон} + Q_{хв} &= Q_{исх}; \\ P_{кон} + P_{хв} &= P_{исх}. \end{aligned}$$

При обогащении полезных ископаемых, как правило, получают всего два продукта – концентрат и хвосты, но не всегда, иногда продуктов может быть больше. Содержание в i – ом продукте можно определить:

$$\beta_i = \frac{P_i}{Q_{исх}} \cdot 100.$$

Извлечением (ε) полезного компонента в продукт обогащения называется отношение веса компонента в продукте к весу того же компонента в исходном сырье. Извлечение принято выражать в процентах или реже в долях единицы. Извлечение полезного компонента в концентрат показывает, какая часть этого компонента перешла при обогащении из исходного материала в концентрат. Извлечение полезного компонента в i – ый продукт:

$$\varepsilon_i = \frac{P_i}{P_{исх}} 100 \text{ или } \varepsilon_i = \frac{\gamma_i \beta_i}{\beta_{исх}}.$$

Суммарное извлечение каждого компонента во все полученные конечные продукты обогащения составляет 100 %:

$$\varepsilon_K + \varepsilon_{XB} = 100.$$

Эта формула справедлива и для любого количества продуктов:

$$\varepsilon_1 + \varepsilon_2 + \dots + \varepsilon_n = 100.$$

Извлечение компонента в концентрат составляет:

$$\varepsilon = [\beta/100\alpha]100 = \gamma_K \beta/\alpha.$$

Если выход концентрата неизвестен, то извлечение компонента в концентрат можно рассчитать, преобразовав полученное уравнение:

$$\varepsilon = [\beta(\alpha - \theta)/\alpha(\beta - \theta)]100.$$

Извлечение ценных компонентов в концентрат при обогащении полезных ископаемых составляет от 60 до 95 % и выше.

Выход, содержание и извлечение являются достаточными значениями для анализа большинства процессов разделения. Из выше приведенного следует, что все технологические показатели обогащения полезных ископаемых взаимосвязаны.

Тем не менее, в обогащении полезных ископаемых и многие другие параметр используются в результате сочетания качественных и количественных параметров.

Степень концентрации (K), достигаемой при обогащении полезных ископаемых, называется отношение содержания полезного компонента в концентрате к его содержанию в исходном сырье. Степень концентрации показывает, во сколько раз концентрат богаче исходного сырья: $K = \beta/\alpha$.

Эффективность обогащения (E) – отношение приращения массы расчетного компонента в концентрате к приращению массы расчетного компонента в случае идеального обогащения. Упрощенно показатель эффективности может быть рассчитан по формуле: $E = \varepsilon - \gamma_K$. Эффективность обогащения полезного ископаемого при разделении его на два продукта обычно определяется по формуле Ханкокка–Луйксна:

$$E = [(\varepsilon - \gamma_K)/(100 - \alpha)]100.$$

Процесс считается весьма эффективным, если $E > 75$ %, эффективен при $E > 50$ % и неэффективен - $E < 25$ %.

Степень сокращения (n) – величина, обратная выходу концентрата и показывает во сколько раз масса концентрата меньше массы исходного продукта: $n = 100/\gamma_K$. Степень сокращения при обогащении полезных ископаемых может составлять от 2 до 50 и более.

1.4. Расчет схем обогащения

Схему обогащения полезного ископаемого необходимо разрабатывать с учетом получения высоких технологических показателей при минимальных капитальных и эксплуатационных (особенно энергетических) затратах.

Требования к качеству выпускаемой продукции (концентратам) называются *кондициями*, которые регламентируются Государственным общероссийским стандартом (ГОСТ) или Техническими условиями (ТУ) предприятий, или временными нормами. Кондиции устанавливают среднее и минимально или максимально допустимое содержание различных компонентов в конечных продуктах обогащения и, если необходимо, содержание классов определенной крупности в получаемых продуктах или их гранулометрический состав. Технологические показатели являются определяющими при выборе технологии переработки минерального сырья. Принимается и обосновывается технологическая схема обогащения, изучаются:

- минеральный состав руды, отражаются свойства рудных минералов и пустой породы;
- анализ работы отечественных и зарубежных предприятий, перерабатывающих аналогичное сырье;
- требования к качеству концентрата.

При выборе схемы обогащения учитываются новые направления в области технологии переработки полезного ископаемого. Например, применение предварительного концентрирования (предобогащения) в подготовительных операциях позволяет вывести часть пустой породы перед основными энергоемкими процессами измельчения и обогащения.

Технологические схемы обогащения могут включать в себя несколько стадий дробления, измельчения и обогащения, а также циклов. При применении флотационного метода обогащения многокомпонентной руды схемы флотации могут быть селективными, коллективно-селективными с применением циклов доводки черновых концентратов.

1.4.1. Расчет качественно-количественной схемы обогащения

В практике обогащения полезных ископаемых постоянно возникает необходимость расчёта технологических схем. Целью количественного расчета технологической схемы является определение выходов и масс всех продуктов разделения, содержания и извлечения полезного компонента (компонентов). Результаты количественного расчета схемы являются основой для выбора и расчета технологического и транспортного оборудования фабрики. Расчет количественной схемы производится на основе составления и решения уравнений баланса. Для составления уравнений и последующего их решения необходимо иметь ряд известных параметров, которые в обогащении называют исходными показателями. Поэтому начальным моментом в расчете количественной схемы является

определение необходимого и достаточного для расчета схемы числа исходных показателей. В зависимости от назначения расчёт подразделяется на расчёт проектируемой технологической схемы и расчёт технологической схемы действующей обогатительной фабрики по результатам ее опробования. В первом случае используются показатели, полученные при анализе исходного сырья, анализе научно-исследовательских работ по изучению обогатимости и информация, полученная при анализе практических показателей обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырьё, во втором случае используются только показатели содержания, полученные при опробовании технологической схемы. Технологический расчет качественно-количественных показателей осуществляется при проектировании (курсовом, дипломном) обогатительных фабрик, исследованиях, а также при использовании технологии на действующих обогатительных предприятиях. Качественно-количественную схему обогащения полезного ископаемого рассчитывают по мере движения материала, анализируя работу каждой операции. Составляется баланс продуктов обогащения с определением технологических показателей. Расчет проводят по главным показателям обогащения, для удобства расчета в таблицу вводится величина $\gamma\beta$. Составляя соответствующие программы расчеты можно проводить на электронно-вычислительной машине (ЭВМ). Качественно-количественные показатели продуктов обогащения, в том числе циркуляционных нагрузок, принимаются по литературным источникам и практическим данным действующих обогатительных фабрик.

Рассмотрим расчет схемы обогащения на примере железной руды. Тонковкрапленные магнетитовые руды обогащаются в слабом магнитном поле по многостадийной схеме мокрой магнитной сепарации и включает в себя: дробление, измельчение, мокрую магнитную сепарацию, дешламацию и обезвоживание.

Для расчета технологической схемы обогащения приняты показатели (данные практики):

- массовая доля железа общего в концентрате – 68,0%;
- извлечение железа общего в концентрат – 88,4%;
- выход хвостов с соответствующей качественной характеристикой по операциям.

Составляется баланс продуктов обогащения, а далее рассчитываются качественно-количественные показатели (табл. 1, 2).

Кроме главных технологических показателей определяются степень сокращения, степень концентрации, эффективность обогащения.

Таблица 1

Баланс продуктов обогащения

Продукты	Выход, %	Массовая доля железа, %	$\gamma\beta$	Извлечение железа, %
Концентрат	39,5	68,00	2652	88,400
Хвосты общие в том числе:	60,0	6,752	348	11,600
хвосты магн. сеп.ст.1пр.1	25,0	5,000	125	4,167
хвосты магн. сеп.ст.1пр.2	15,0	7,000	105	3,500
хвосты магн. сеп.ст.2	10,0	5,000	50	1,667
хвосты магн. сеп.ст.3	9,0	6,220	56	1,867
слив дешламации 1	1,0	7,000	7	0,233
слив дешламации 2	0,5	10,000	5	0,166
Руда	100,0	30,00	3000	100,0

Таблица 2

Результаты расчета качественно-количественной схемы обогащения

Продукты	Выход, %	Массовая доля железа, %	$\gamma\beta$	Извлечение железа, %
<i>Мокрая магнитная сепарация 1-й стадии, 1-го приема</i>				
Концентрат				
Хвосты				
Руда				
<i>Мокрая магнитная сепарация 1-й стадии, 2-го приема</i>				
Концентрат				
Хвосты				
Питание				
<i>Мокрая магнитная сепарация 2-й стадии</i>				
Концентрат				
Хвосты				
Питание				
<i>дешламация 1</i>				
Обесшламл. продукт (пески)				
Слив (хвосты)				
Питание				
<i>Мокрая магнитная сепарация 3-й стадии</i>				
Концентрат				
Хвосты				
Питание				
<i>дешламация 2</i>				
Обесшламл. продукт (пески)				
Слив (хвосты)				
Питание				

1.4.2. Расчеты показателей при исследовании

Расчет технологических показателей обогащения при исследованиях выполним на примере руды и угля (табл. 3 – 5). По результатам исследований строят кривые обогатимости, по которым рассчитывают варианты получения продуктов обогащения с соответствующей качественной и количественной характеристикой.

Таблица 3

Результаты флотации руды

Продукты	Время флотации <i>t</i> , мин	, %	, %	$\gamma\beta$	Суммарные расчетные величины, %				<i>t</i> , мин
					$\gamma\beta$	γ	β	ϵ	
Концентрат 1	5	5	40	200	200	5	40	50	5
Концентрат 2	5	5	20	100	300	10	30	75	10
Концентрат 3 и т.д.	5	5	6	30	330	15	22	82,5	15
Хвосты	-	85	0,824	70	400	100	4	100	-
Руда	-	100	4,0	-	-	-	-	-	-

Таблица 4

Результаты фракционного анализа угля (машинного класса 13-0,5 мм)

Плотность фракций, кг/м ³	γ , %	A^d , %	γA^d , %	Суммарные расчетные величины фракций, %					
				всплывшей			потонувшей		
				γA^d	γ	A^d	γA^d	γ	A^d
-1300	40	5	200	200	40	5	2400	100	24
1300-1400	20	10	200	400	60	6,67	2200	60	36,7
1400-1500	10	20	200	600	70	8,60	2000	40	50,0
1500-1700	10	40	400	1000	80	12,5	1800	30	60,0
1700-1800	10	60	600	1800	90	18,0	1400	20	70,0
+1800	10	80	800	2400	100	24,0	800	10	80,0
Итого	100	24	2400	-	-	-	-	-	-

Примечание: A^d – содержание зольности сухой массы угля.

Таблица 5

Теоретический баланс продуктов обогащения угля (машинного класса 13-0,5 мм)^{x/}

Продукты	Выход, %	Содержание зольности, %	γA^d
Концентрат	70,0	8,60	600
Промежуточный продукт	20,0	50,0	1000
Порода	10,0	80,0	800
Исходный продукт	100,0	24,0	2400

1.4.3. Расчет водно-шламовой схемы

Задачи расчета водно-шламовых систем весьма разнообразны и зависят от конкретных целей, но в большинстве случаев они связаны с определением содержания твердого в воде, используемой для технологических целей, нагрузки (по твердому и объему) на процессы регенерации шламовой воды, времени установления равновесного состояния системы шламовых вод и т.п. Масса воды, выходящей из аппарата с каким-либо продуктом, зависит от водного режима и физического принципа работы аппарата. В то же время разжиженность получаемого продукта определяет водный режим последующего аппарата, куда этот продукт направляется на доработку, поэтому содержание воды в одном продукте определяет ее содержание в другом. Для выявления распределения воды по продуктам схемы производят расчет водно-шламовой схемы.

Таблица 6

Результаты расчета водно-шламовой схемы обогащения

Продукты	Выход, %	Q, т/сут	R=Ж:Т	W, м ³ /сут
<i>Основная флотация</i>				
Поступают:				
руда (слив классификатора)	100	2000	2	4000
конц. контролн. флотации	5	100	1,5	150
хвосты перечистки	5	100	3,0	300
свежая вода				150
Итого	110	2200		4600
Выходят:				
концентрат	8	160	1,5	240
хвосты	102	2040	2,13	4360
Итого	110	2200		4600
<i>Контрольная флотация</i>				
Поступают:				
хвосты основной флотации	102	2040	2,13	4360
свежая вода				140
Итого	102	2040		4500
Выходят:				
концентрат основной флот.	5	100	1,5	150
хвосты	97	1940	2,24	4350
Итого	102	2040		4500
<i>Перечистка</i>				
Поступают:				
конц. основной флотации	8	160	1,5	240
свежая вода				150
Итого	8	160		390
Выходят:				
концентрат	3	60	1,5	90
хвосты	5	100	3	300
Итого	8	160		390

Точность определения содержания твердой фазы в пульпе, как правило, значительно ниже точности определения содержания металла, поэтому содержание твердого обычно не выступает в качестве самостоятельного компонента для качественно-количественного расчета схемы. Расчет водно-шламовой схемы проводится как заключительный этап балансового расчета после качественно-количественного расчета схемы, когда выхода продуктов уже известны.

На первом этапе определяется производительность фабрики:

$$Q_{сут} = Q_{год} / n \cdot \eta,$$

где n – число дней работы фабрики в году; η – коэффициент использования оборудования, д.е.; $Q_{сут}$, $Q_{год}$ – суточная и годовая производительность фабрики, т/сут и т/год.

В расчет водно-шламовой схемы входит определение концентрации твердой фазы в продукте (если эта величина не задана), массы подаваемой дополнительной воды в узел, производительность по воде и объему пульпы.

При расчетах принимаются основные соотношения:

$$\begin{aligned} W_n &= R_n \cdot Q_n; \\ R_n &= W_n / Q_n; \\ V_n &= Q_n (R_n + 1/\delta), \end{aligned}$$

где W_n – количество воды в операции или продукте, м³ в единицу времени;

R_n - отношение жидкого к твердому (Ж:Т) по массе в продукте; Q_n - масса продукта в единицу времени, т; V_n - объем пульпы в продукте в единицу времени, м³; δ - плотность твердого продукта, т/м³.

Количество воды в операции или продукте принимается по величине R_n : руда (слив классификатора) от 2 до 5, принято 2; концентрат от 1 до 2; хвосты более 2 (до 10).

После расчета водно-шламовой схемы составляется баланс воды, по которому проверяется количество поступившей воды и вышедшей из технологической схемы (табл.6,7). Совпадение поступившей в технологическую схему воды и воды вышедшей из технологической схемы подтверждает правильность расчета данной схемы. Далее выполняется расчет удельного расхода воды на 1 т переработанной руды или на 1 т полученного концентрата.

Таблица 7

Баланс воды при расчете водно-шламовой схемы руды

Продукты	W, м ³ /сут	Выходят	W, м ³ /сут
Руда (слив классификатора)	4000	Концентрат	90
Свежая вода (по операциям)	440	Хвосты	4350
Итого	4440	Итого	4440

1.4.4. Применение ЭВМ в расчетах

При переработке полезных ископаемых эффективное управление технологией обогащения невозможно без современной оценки состояния процесса. В связи с этим большое значение имеют расчеты параметров и показателей на ЭВМ, где порядок расчета определяется следующим:

- постановка задачи;
- обоснование выбора объекта задачи;
- математическое описание;
- алгоритм расчета: описание вычислительного процесса и таблица идентификаторов;
- программа и ее реализация.

Излагается суть задачи и определяется математическая модель (формула). Затем приводится алгоритм (порядок) решения с описанием вычислительного процесса. Составляется таблица идентификаторов входных, промежуточных и выходных данных. Далее составляется программа и реализуется на ЭВМ.

Пример. Дано: Руда разделяется на два продукта – концентрат и хвосты (рис.3). Производительность по руде $Q_{исх} = 200$ т/час, по концентрату – $Q_{кон} = 50$ т/час. Производительность по расчетному компоненту $P_{исх} = 45$ т/час, по компоненту в концентрате $P_{кон} = 40$ т/час.

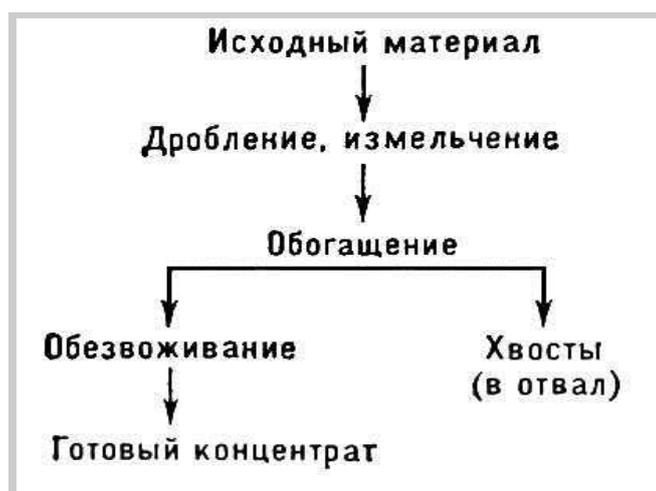


Рис. 3. Принципиальная схема обогащения

Решение. $Q_{хв} = Q_{исх} - Q_{кон} = 200 - 50 = 150$ т/час;

$$\gamma_{кон} = (Q_{кон}/Q_{исх}) \cdot 100 = (50/200) \cdot 100 = 25 \%;$$

$$\gamma_{хв} = \gamma_{исх} - \gamma_{к} = 100 - 25 = 75\%,$$

$$\text{или } \gamma_{хв} = (Q_{хв}/Q_{исх}) \cdot 100 = (150/200) \cdot 100 = 75\%;$$

очевидно, что $Q_{хв} = (\gamma_{хв} \cdot Q_{исх})/100 = (75 \cdot 200)/100 = 150$ т/час;

$$\beta_{исх} = \frac{45}{200} \cdot 100 = 22,5 \%; \quad \gamma_{кон} = (Q_{кон}/Q_{исх}) \cdot 100 = (50/200) \cdot 100 = 25 \%;$$

$$\gamma_{хв} = \gamma_{исх} - \gamma_{к} = 100 - 25 = 75\%,$$

$$\text{или } \gamma_{хв} = (Q_{хв}/Q_{исх}) \cdot 100 = (150/200) \cdot 100 = 75\%;$$

очевидно, что $Q_{хв} = (\gamma_{хв} \cdot Q_{исх})/100 = (75 \cdot 200)/100 = 150$ т/час;

$$\beta_{исх} = \frac{45}{200} \cdot 100 = 22,5 \%;$$

$$\beta_{\text{кон}} = \frac{P_{\text{кон}}}{Q_{\text{кон}}} \cdot 100 = \frac{40}{50} \cdot 100 = 80 \%;$$

$$P_{\text{хв}} = P_{\text{исх}} - P_{\text{кон}} = 45 - 40 = 5, \text{ тогда } \beta_{\text{хв}} = \frac{P_{\text{хв}}}{Q_{\text{хв}}} \cdot 100 = \frac{5}{150} \cdot 100 = 3,33 \%$$

Либо воспользовавшись, уравнение баланса имеем: $\gamma_{\text{к}} \cdot \beta_{\text{кон}} + \gamma_{\text{хв}} \cdot \beta_{\text{кон}} = \gamma_{\text{исх}} \cdot \beta_{\text{исх}}$; $\beta_{\text{хв}} = \frac{\gamma_{\text{исх}} \cdot \beta_{\text{исх}} - \gamma_{\text{кон}} \cdot \beta_{\text{кон}}}{\gamma_{\text{хв}}} = \frac{100 \cdot 22,5 - 25 \cdot 80}{75} = 3,33 \%$.

1.5. Обогащительная фабрика

Обогащение полезных ископаемых производится на специализированных горных предприятиях называемых обогащительные фабрики, которые являются самостоятельными структурами или входят в состав горно-обогащительных или горно-металлургических комбинатов. Совокупность сооружений с помещенными в них подготовительными, основными и вспомогательными аппаратами для обогащения полезных ископаемых, емкостями для хранения исходного сырья и продуктов обогащения, водо – и воздухопроводами составляют обогащительную фабрику.

Таким образом, *обогащительными фабриками* называют промышленные предприятия, предназначенные для обработки полезных ископаемых методами обогащения с целью выделения из них одного или нескольких товарных продуктов с повышенным содержанием полезных компонентов или с пониженным содержанием вредных примесей.

В зависимости от характера и вида применяемых обогащительных процессов различают: дробильно-сортировочные, промывочные, дробильные, обогащительные (гравитационные, флотационные, магнитного обогащения и с комбинированным процессом обогащения) фабрики. Обогащительная фабрика является непрерывно действующим предприятием. В соответствии с назначением на фабрике выделяют отделения или цеха, например, дробления, измельчения, флотации, сгущения, фильтрации и т.д. В отдельных зданиях размещаются дробильное отделение, отделение обогащения, отделение сгущения, фильтрации, сушки, склады сырья и готовой продукции.

На рисунке 4 показан общий вид обогащительной фабрики. Обогащительная фабрика может быть расположена в непосредственной близости от месторождения (группы месторождений), или от предприятия, потребляющего ее продукцию. При выборе площадки для строительства фабрики большое значение имеет снабжение фабрики исходным сырьем, водой и электроэнергией, рельеф местности, наличие площадки для отвала хвостов, транспорт и т.д. Фабрика может быть расположена как на горизонтальной, так и наклонной площадке. Расположение на наклонной площадке удобнее и дешевле, так как в этом случае возможно транспортирование материал от аппарата к аппарату самотеком. Современная обогащительная фабрика является сложным предприятием, оснащенным большим количеством исполнительных машин и аппаратов.

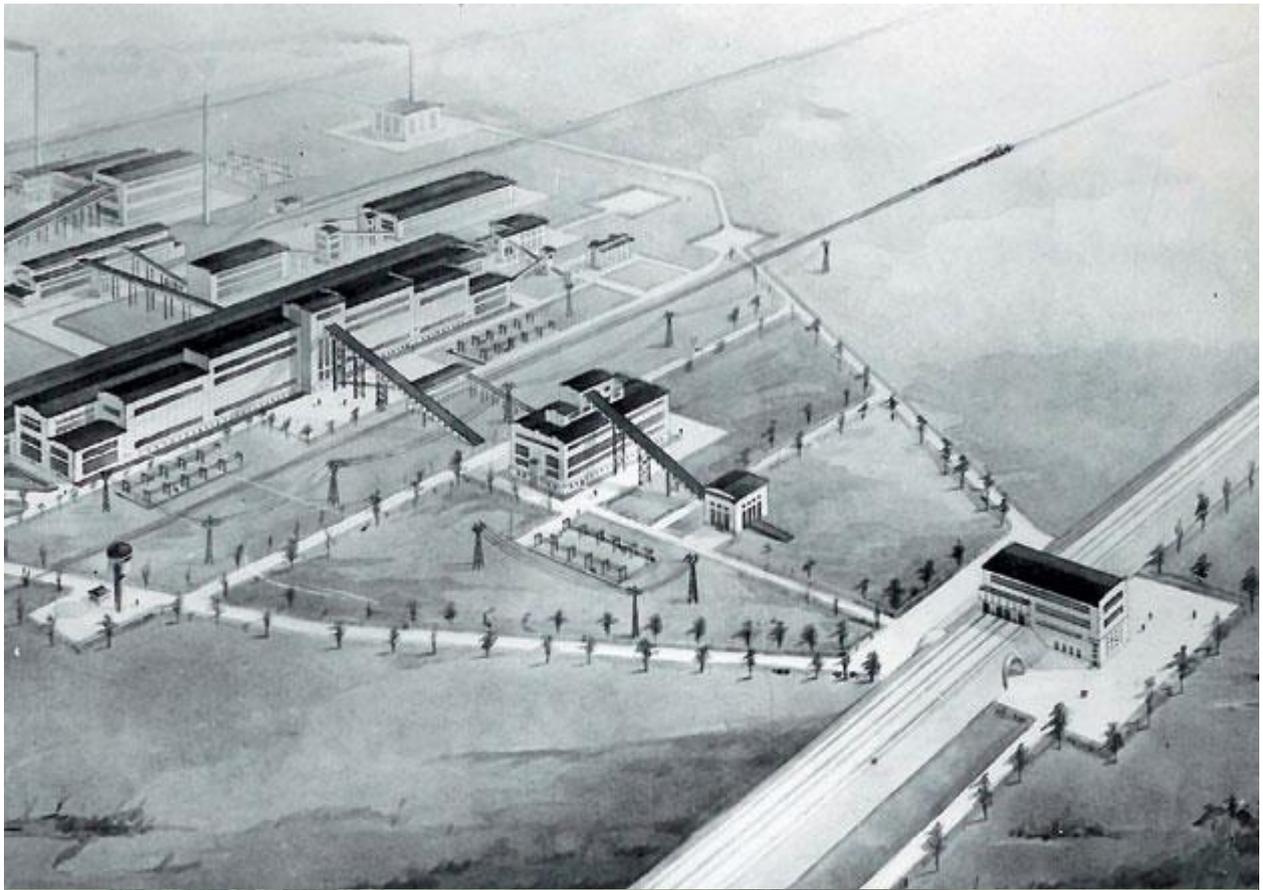


Рис.4. Общий вид обогатительной фабрики (пример)

ГЛАВА 2. ПОДГОТОВКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ К ОБОГАЩЕНИЮ

Подготовительные процессы предназначены для раскрытия или открытия зёрен ценных компонентов (минералов), входящих в состав полезного ископаемого, и деления его на классы крупности, удовлетворяющие технологическим требованиям последующих процессов обогащения. Процессы подготовки руд к обогащению являются Процесс разрушения горной породы или руды методом дробления является первыми в технологической схеме обработки полезных ископаемых, процессы являются самыми важными и энергоёмкими. К ним относятся следующие процессы: - разрушение минеральных комплексов – дробление, измельчение и дезинтеграция, обеспечивающие раскрытие (разъединение) минералов перед их разделением; - разделение материала по крупности – грохочение и классификация, обеспечивающие разделение материала на классы крупности, необходимые для получения максимальной эффективности разделения при использовании различных методов обогащения и наибольшего экономического эффекта; - изменение физических, физико-химических свойств и химического состава разделяемых минералов, с целью увеличения различия их технологических свойств и повышения эффективности процессов обогащения. Эти операции могут быть подготовительными непосредственно перед обогащением руд, а в некоторых случаях после подготовки руда, минуя обогащение и окускование, отправляется на металлургические предприятия в кусковом виде. К подготовительным процессам относят дробление, измельчение, грохочение и классификацию, т. е. процессы, в результате которых достигается раскрытие минерального сырья, пригодного для их последующего разделения, а так же операции усреднения полезных ископаемых, которые могут проводиться на рудниках, карьерах, в шахтах и на обогатительных фабриках. Совокупность подготовительных процессов в производстве называют *рудоподготовкой*.

Наиболее широко подготовительные процессы применяются в следующих отраслях промышленности:

- горная – включает добычу и обогащение полезных ископаемых;
- строительная – дробление руды, природного камня с целью получения щебня для производства строительных материалов и дорожного покрытия;
- металлургия – дробление богатых руд и флюсов перед процессом плавки;
- химическая – дробление угля на коксохимических заводах перед коксованием;
- пищевая – мукомольные комбинаты, измельчение сахарной свеклы и др.;
- медицинская – подготовка растительного и химического сырья.

Так как минеральное сырьё, поступающее на обогатительные фабрики, имеет куски критического размера (для открытых горных выработок 1200–1500 мм, для подземных 600–800 мм), процесс дробления и измельчения проводят в несколько стадий. Технологически процессы дробления сопровождаются операциями грохочения, а процессы измельчения -

операциями классификации. Дробление и измельчение – дорогостоящий и энергоемкий процесс, стоимость процесса дробления и измельчения руды составляет от 35 до 75% от расходов на весь цикл обогащения. Поэтому всегда желательно соблюдать так называемый принцип проф. Чеччота О.Г., «*не дробить ничего лишнего*», т.е. раскрыть материал при максимально возможной крупности, при минимальном переизмельчении, что экономит электроэнергию и увеличивает срок службы футеровочных плит дробилок и мельниц. Для соблюдения этого принципа процессы подготовки сырья к обогащению разделяют на несколько стадий, используя для каждой стадии подходящий тип оборудования, и перед каждой из них проводят классификацию с целью выделения готовых по размеру кусков и мелочи, чтобы не подвергать их повторному дроблению и измельчению. Графическое отображение операций подготовки руды к обогащению называют *схемой рудоподготовки*. Эти схемы различны и многообразны, их выбор зависит от следующих факторов:

- исходной и конечной крупности продукта;
- размера вкрапленности основного и сопутствующих ценных компонентов;
- физико-механических особенностей руды (насыпная плотность, влажность, абразивность, дробимость, измельчаемость);
- имеющегося технологического оборудования.

Правильный выбор схемы рудоподготовки снижает себестоимость продукта, повышает качество концентрата и извлечение ценного компонента в него.

Дробление и измельчение – это операция разрушения твердых тел с уменьшением размеров кусков минерального сырья до заданной крупности под действием внешних механических, тепловых и электрических сил, направленных на преодоление внутренних сил сцепления, связывающих между собой частицы твёрдого тела. Это является основной задачей подготовительных процессов. Дробление осуществляется в специальных машинах, которые называются *дробилками*, а измельчение – в *мельницах*. В применяемых дробилках и мельницах горная порода разрушается раздавливанием, истиранием и ударом, так как эти способы конструктивно наиболее просто осуществить.

Классификация – это процесс разделения в водной или воздушной средах смеси частиц на классы крупности по скоростям их осаждения в полях гравитационной (гравитационная классификация) или центробежной (центробежная классификация) силы. В соответствии с используемой средой (вода или воздух) классификация может быть гидравлической или пневматической. Эффективно используются различия в плотности, размере и форме. Наиболее успешно разделение смеси частиц на классы происходит в водной среде, т.е. путем гидравлической классификации. В отличие от грохочения, разделяющего материал по крупности, классификация делит материал по равнопадаемости, т. е. каждый класс, полученный при классификации, содержит крупные зерна легких минералов и мелкие зерна тяжелых минералов, имеющие одинаковые скорости падения в разделительной среде.

Гидравлическая классификация не является собственно обогащительным процессом и относится к *подготовительным* или *вспомогательным*.

Характер падения тел в жидкой или газообразной среде определяется взаимодействием трех сил: силы тяжести, направленной вниз, подъемной (архимедовой) силы, направленной вверх и силы сопротивления среды, направленной тоже вверх. Сила тяжести зависит от плотности и объема твердого тела, подъемная сила – от объема тела и плотности среды; сила сопротивления среды зависит от режима движения (турбулентного или ламинарного).

Наибольшее распространение гидравлическая классификация получила на обогащительных фабриках при подготовке к обогащению различного минерального сырья в схемах замкнутых циклов измельчения. Верхний предел крупности материала, подвергаемого классификации, не превышает 5 – 6 мм для руд и 13 мм – для углей. Грохочение и классификация применяются с целью разделения минерального сырья на продукты разной крупности – классы крупности, полученных при дроблении и измельчении механических смесей. Грохочение осуществляется рассеиванием минерального сырья на решетках и ситах с калиброванными отверстиями на мелкий (*подрешётный*) продукт и крупный (*надрешётный*). Грохочение применяется для разделения полезных ископаемых по крупности на просевных (просеивающих) поверхностях, с размерами отверстий от миллиметра до нескольких сотен миллиметров. Грохочение осуществляется специальными машинами - *грохотами*.

Крупные продукты, полученные при классификации, называются *песками*, а мелкие – *сливом* (при гидравлической классификации) или тонким продуктом (при пневмокласификации). Классификация используется для разделения мелких и тонких продуктов по зерну размером не более 1,0 мм.

2.1. Грохочение

Грохочение – процесс разделения (сухой или мокрый) зернистых материалов по крупности на просеивающих поверхностях с калиброванными отверстиями. Зерна (куски) материала, размер которых больше размера отверстий сита, остаются при просеивании на сите, а зерна меньших размеров проваливаются через отверстия. Материал, поступающий на грохочение, называется *исходным*, остающийся на сите – *надрешетным* (верхним) продуктом, проваливающийся через отверстия сита – *подрешетным* (нижним) продуктом. Надрешетный продукт обозначается со знаком «плюс (+)», подрешетный со знаком «минус (-)» (рис.5).

Продукт, прошедший через отверстия данного сита, но оставшийся на следующем сите шкалы, называют *классом крупности* или *фракцией*. Применяют два способа обозначения классов: от - до и минус - плюс. Более широкое распространение получил второй способ. Например, класс крупности - 40 + 20 мм означает, что крупность материала > 20 , но < 40 мм.

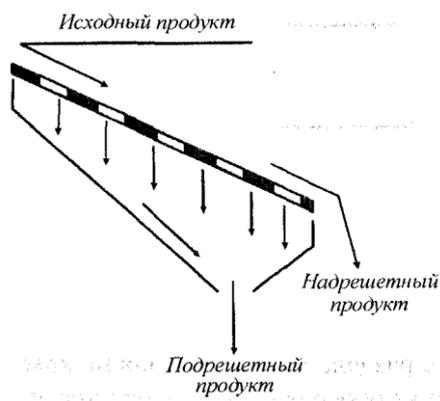


Рис.5. Распределение материала в процессе грохочения

2.2. Гранулометрический состав

При обогащении твердых полезных ископаемых приходится иметь дело с зернистым материалом, состоящим из смеси зерен различной крупности. На практике за размер зерна принимают размер квадратного отверстия, через которое это зерно проваливается. Материал, прошедший через отверстие l_1 и оставшийся на отверстии l_2 , причем $l_2 < l_1$, называется *классом крупности*. Крупность класса обозначают следующим способом: $-l_1+l_2$ (минус l_1 плюс l_2), например, класс $-25+10$ мм. Характеристика смеси зерен различного размера по крупности называется *гранулометрической характеристикой*. Гранулометрический состав материала в зависимости от крупности определяют одним из следующих способов: ситовой анализ – $d > 50$ мкм, седиментационный анализ – $d \approx 50 - 5$ мкм; анализ под микроскопом – $d < 5$ мкм. Наиболее часто для контроля процессов грохочения, дробления и измельчения на обогатительных фабриках используют *ситовый анализ*, т.е. рассев сыпучего материала с целью определения его гранулометрического состава через стандартный набор сит и определение процентного содержания остатка на каждом из них по отношению к массе исходной пробы. При этом диаметр зерна определяется размером отверстия, через которое оно проходит. Для ситового анализа обычно применяют два набора стандартных сит:

- набор, в котором за основу принято сито 200 меш (*меш* – количество отверстий на одном линейном дюйме), отверстие в этом сите 0,071 мм; каждое последующее сито больше предыдущего в $\sqrt{2}$ раз, т.е. модуль шкалы этого набора $\sqrt{2}$ (шкала Тейлора);

- набор, в котором за основу принято сито с отверстием 0,012 мм; каждое последующее сито больше предыдущего в $\sqrt[40]{10}$ (метрическая шкала).

Пробы рассеивают сухим или мокрым способом в зависимости от крупности материала и необходимой точности ситового анализа. Максимальная масса (M) пробы материала для определения гранулометрического состава рассчитывается по формулам:

$$M = 0,02d^2 + 0,5d; M = kd^2, \text{ кг,}$$

где d – размер максимального зерна, мм; k - коэффициент, зависящий от однородности состава.

Средний диаметр (размер) фракции определяется как полусумма верхней и нижней границы класса:

$$d = (d_1 + d_2)/2,$$

где d_1 , d_2 – верхний и нижний пределы крупности данного класса, мм. Средний диаметр (размер) зерна можно в пробе определить по характеристике крупности, а также выходу различных классов.

Средневзвешенный диаметр (размер) частиц всей смеси материала определяется по формуле:

$$d_{cp} = (\gamma_1 d_1 + \gamma_2 d_2 + \dots + \gamma_n d_n) / (\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n),$$

где d_1, d_2, \dots, d_n - средний диаметр зерен в классе, мм; $\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_n$ – выход соответствующих классов крупности, %.

Результаты ситового анализа записывают в виде таблицы. Вычисляют суммарные выходы, представляющие собой сумму выходов всех классов крупнее (суммарный выход по плюсу) и мельче (суммарный выход по минусу) отверстий данного сита.

Характеристикой крупности называют графическое изображение гранулометрического состава сыпучего материала (рис.6). Характеристики крупности строят в прямоугольной системе координат. Суммарную характеристику крупности $Y = f(x)$ строят по точкам, положение которых находят по абсциссам x – диаметрам кусков и ординатам Y – суммарным выходам классов мельче или крупнее x .

Если по оси ординат отложены выходы материала, крупнее заданного диаметра, то характеристика построена «по плюс x », если мельче данного диаметра, то «по минус x ». Обе характеристики зеркально отражают друг друга и, будучи построены на одном графике, пересекаются в точке, соответствующей выходу материала, равному 50 %.

Найденная гранулометрическая характеристика позволяет: - по виду кривой судить о преобладании крупных или мелких зерен. Суммарные характеристики «по плюс x » бывают выпуклыми, вогнутыми и прямолинейными (рис.6); - по кривой суммарной характеристики можно определить выход любого класса крупности. *Суммарную характеристику крупности* строят как обыкновенную кривую $y = f(d)$, т. е. по точкам, положение которых находят по абсциссам d - диаметрам кусков и ординатам y - суммарным выходам мельче или крупнее d .

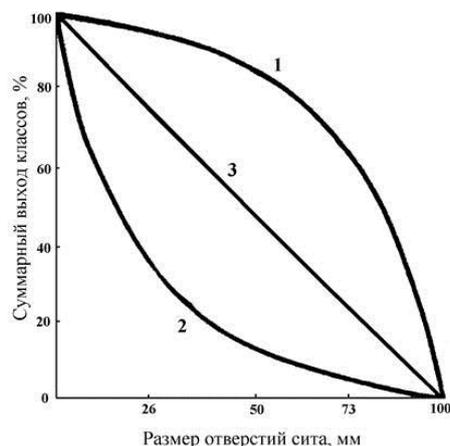


Рис.6. Гранулометрическая характеристика:
1 – много крупных частиц, 2 – равномерно, 3 – много мелких частиц

Если по оси ординат отложены выходы материала крупнее данного диаметра, то характеристика построена «по плюс d », если мельче данного диаметра, то «по минус d ». Обе кривые характеристик зеркально отражают одна другую и, будучи построены на одном графике, пересекаются в точке, соответствующей выходу материала, равному 50 % (рис.7); - на основании гранулометрической характеристики можно вывести аналитические зависимости для определения удельной поверхности материала.

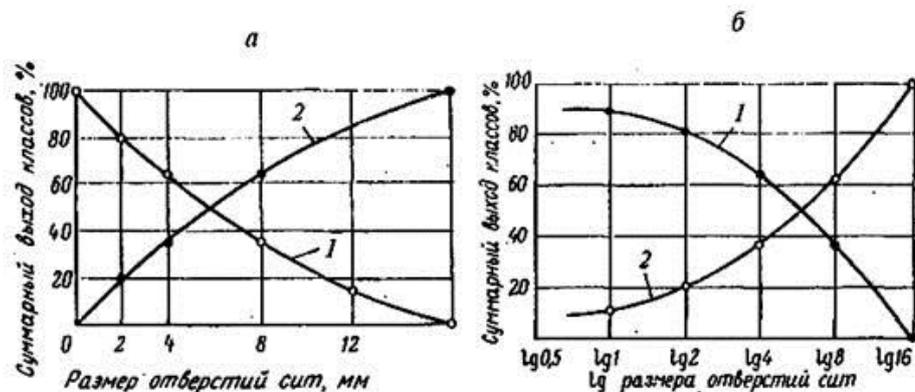


Рис. 7. Суммарная (а) и суммарная полулогарифмическая (б) характеристики гранулометрического состава материала «по плюсу» (1) и «по минусу» (2).

2.3. Процессы и аппараты для грохочения

Операции грохочения широко применяются в практике обогащения и по технологическому назначению различают вспомогательное, подготовительное, самостоятельное, обезвоживающее, обесшламливающее и избирательное грохочение.

Вспомогательное грохочение применяется с операциями дробления для отделения готового по крупности материала от исходного, поступающего на дробление, или для контроля крупности дробленого продукта. Первый вид грохочения называется *предварительным* (рис.8,а), второй – *контрольным* или *поверочным* (рис.8, б). Когда обе операции соединяются в одну грохочение называют *совмещенным* (рис.8, в).

Подготовительное грохочение применяется для разделения исходного материала по крупности на классы перед последующими операциями обогащения с целью повышения их эффективности.

Самостоятельным называют грохочение, продукты которого являются товарными. Например, выделение определенных классов крупности при использовании в дорожном строительстве. Эту операцию также называют *механической сортировкой*.

Обезвоживающее (обесшламливание на грохотах) грохочение применяют для удаления основной массы воды, содержащейся в продукте после мокрого обогащения, или для отделения суспензии после обогащения в тяжелых суспензиях.

Избирательное грохочение применяется для выделения класса крупности отличающегося от общей массы материала содержанием ценного компонента или другими показателями. Например, различия в твердости, крепости или форме кусков ценных компонентов и пустой породы. Этот вид грохочения называют операцией *обогащения по крупности* или *рудоразборкой*.

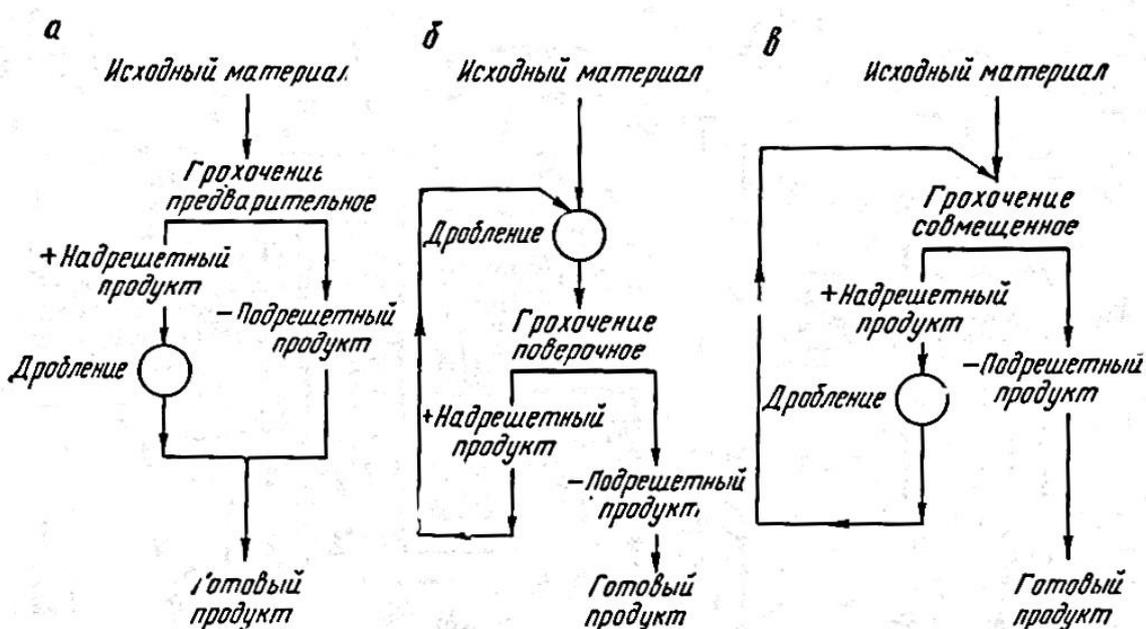


Рис.8. Грохочение в сочетании с дроблением: предварительное (а); контрольное или поверочное (б) и совмещенное (в).

По условиям работы грохота операции грохочения подразделяются на несколько видов соответственно крупности наибольших кусков в исходном питании и размерам отверстий просеивающих поверхностей. В зависимости от этих условий различают: предварительное (удаление негабаритов), крупное, среднее, мелкое и тонкое грохочение (табл.8). При крупном и среднем грохочении (максимальные куски в питании соответственно 1200 и 350 мм) применяют колосниковые решетки, при мелком (до 75 мм) – решета и сита, при тонком (до 10 мм) – сита.

Условная классификация операций грохочения

Вид операции	Крупность исходного питания, мм	Размер отверстия просеивающей поверхности, мм
Предварительное (удаление негабаритов)	+1500	Размер отверстия сетки равен ширине приемной части дробилки крупного дробления
Крупное	-1500+300	300-100
Среднее	-300+100	100-25
Мелкое	-100+10	25-5
Тонкое	-10 + 1	5-0,5
Весьма тонкое	- 1	до 0,05

Количественная оценка процесса грохочения определяется его *эффективностью (точностью) (E)*, выражающей отношение веса подрешетного продукта к его весу в исходной руде в процентах или в долях единицы. Можно определить эффективность грохочения как извлечение нижнего класса в подрешетный продукт. Пусть отгрохачивается Q тонн руды, содержащей α процентов мелочи (зерен мельче, чем отверстие сита грохота), при этом получается C тонн подрешетного продукта, содержащего β процентов мелочи, и T тонн надрешетного продукта, содержащего ϑ процентов мелочи. Тогда:

$$E = \frac{C \cdot 100}{Q\alpha} 100, \% \text{ или } E = (\alpha - \vartheta)10^4 / \alpha(100 - \vartheta), \%$$

Эффективность грохочения определяется следующими факторами: удельной производительностью грохота (чем она больше, тем ниже эффективность), гранулометрическим составом исходного материала, его влажностью, углом наклона грохота, амплитудой и частотой колебания грохота.

Процесс грохочения характеризуется вероятностью просеивания зерен через отверстия сита. *Вероятность просеивания зерен пропорциональна коэффициенту живого сечения*. По крупности выделяют три вида зерен: - *легкие*, размер которых меньше, чем отверстие грохота ($d < 0,75l$), такие зерна легко отгрохачиваются и не снижают эффективность; - *трудные*, размер которых близок отверстию грохота ($d \cong l$), такие зерна могут

застревать в отверстиях, резко снижая эффективность; - *затрудняющие*, размер которых чуть больше отверстия грохота ($d = 1 - 1,5l$), такие зерна скапливаются на поверхности решета грохота, снижая эффективность грохочения.

Таким образом, чем больше в материале трудных и затрудняющих зерен, тем ниже эффективность грохочения. При увеличении влажности материала эффективность падает, но до какого-то предела, при дальнейшем увеличении влажности эффективность грохочения увеличивается (мокрое грохочение). Зависимость эффективности от частоты, амплитуды и угла наклона грохота – экстремальная. Качество процесса грохочения необходимо характеризовать не одним, а двумя параметрами – эффективностью грохочения и замельченностью, т. к. высокая эффективность еще не гарантирует хорошего качества надрешетного (верхнего) продукта. *Замельченность* – это содержание нижних классов в надрешетном продукте, зависит от эффективности грохочения и содержания мелких классов в питании.

Рабочей поверхностью грохота называют плоскую поверхность (реже цилиндрическую или коническую), имеющую отверстия, на которой осуществляется процесс отсева материала по классам крупности. В качестве рабочей поверхности используют колосниковые решетки; листовые сита (решета), выполненные из перфорированной стали и проволочные сетки. Конструкция просеивающей поверхности зависит от технологического назначения грохота и условий его работы. Рабочая поверхность характеризуется размером и формой отверстий. Отношение площади отверстий сетки в свету ко всей её площади, выраженное в процентах, называется *живым сечением* сетки, или коэффициентом живого сечения.

Для сеток с квадратными отверстиями живое сечение определяется по формуле:

$$L = \frac{100 \cdot l^2}{(l+a)^2}, \%$$

где a – диаметр проволоки, мм; l – размер отверстий, мм.

Для сеток с прямоугольными отверстиями размером $l \times b$ (длина и ширина) живое сечение определяется по формуле:

$$L = \frac{lb}{(a+b)(l+a)} 100, \%$$

Рабочей частью грохота являются сита, решета или колосниковые решетки. Колосниковые решетки изготавливают из колосников различного профиля, расположенных параллельно и скрепленных между собой.

Наиболее пригодное для процесса просеивания сечение колосников – трапецеидальное с расширяющейся книзу щелью.

Листовые сита (решета) – это стальные листы со штампованными или просверленными отверстиями. Форма отверстий круглая, прямоугольная (щелевидная), реже квадратная. Отверстия располагают линейно, параллельными рядами или в шахматном порядке. Толщина листа для сит с отверстиями диаметром меньше 10 мм равна 4-6 мм; с отверстиями диаметром 30-60 мм равна 8-18 мм.

Проволочные сита изготавливаются (из стальной, бронзовой, латунной, медной проволоки) с квадратными, прямоугольными и щелевидными отверстиями. Для повышения долговечности сит в последнее время их изготавливают из литой резины и полиуретана. На ряде углеобогатительных фабрик применяют резиновые сита струнного типа – сита и колосники, облицованные резиной. Для мелкого грохочения и обезвоживания изготавливают шпальтовые сита из стержней фасонного профиля.

На процесс грохочения влияют следующие факторы:

- влажность материала;
- форма отверстий просеивающей поверхности;
- угол наклона просеивающей поверхности;
- скорость движения зерен по просеивающей поверхности;
- амплитуда и частота колебаний короба вибрационных грохотов.

Машины и устройства, выполняющие процесс грохочения, называют грохотами. *Грохот* – это устройство или машина для разделения (сортировки) сыпучих материалов по крупности частиц (кусков) на просеивающих поверхностях с калиброванными отверстиями с целью получения продуктов различного гранулометрического состава. Грохота являются независимыми производственными просеивающими машинами для разделения сыпучих материалов по размеру частиц. Грохота делятся на *неподвижные* (колосниковые, прямоугольные, дуговые, конические) и *подвижные* или *механические* (валковые, барабанные, вибрационные и др.) (табл. 9,10).

Типоразмеры вибрационных грохотов стандартизованы, в обозначение грохотов входят: три буквы, обозначающие тип и исполнение грохота, и двухзначная цифра, первая из которых обозначает ширину просеивающей поверхности, а вторая – число ярусов сит.

Все грохоты делятся на легкие (для материала с насыпной плотностью 1 т/м^3), средние (для материала с плотностью $1,6 \text{ т/м}^3$) и тяжелые (с плотностью $2,7 \text{ т/м}^3$).

Типы грохотов и их применение

Тип	Исполнение	Обозначение	Применение	Материал
Легкий	Инерционные наклонные	ГИЛ	Предварительное и поперочное грохочение	Уголь, антрациты, горючие сланцы
	Самобалансные	ГСЛ	Обезвоживание, обесшламливание, отмыв суспензий	
	Резонансные	ГРЛ	Предварительное и поперочное грохочение. Обезвоживание, обесшламливание, отмыв суспензий	
Средний	Инерционные	ГИС	Предварительное, поперочное и самостоятельное грохочение	Нерудные материалы
	Самобалансные	ГСС	Предварительное и поперочное грохочение	
			Обесшламливание, отмыв суспензий	Уголь, антрациты
Гирационные	ГГС	Самостоятельное и контрольное грохочение	Нерудные материалы	
Тяжелый	Инерционные наклонные	ГИТ	Предварительное грохочение	Любые материалы
			Предварительное и самостоятельное грохочение	Руды
			Отсев мелочи	Охлажденные агломераты, сырые окатыши
			Предварительное и самостоятельное грохочение	Уголь, антрациты, горючие сланцы
	Самобалансные	ГСТ	Обезвоживание, промывка, отмыв суспензии, тонкая сухая и мокрая классификация	Руды
			Классификация	Горячий агломерат
Гирационные	ГГТ	Продукты первичного дробления	Нерудные материалы	

В обозначении первая буква *Г* – грохот; вторая – тип: *И* – инерционный, *Г* – гирационный, *С* – самобалансный, *Р* – резонансный; третья буква – исполнение: *Л* – легкое, *С* – среднее, *Т* – тяжелое.

Определенной ширине просеивающей поверхности присвоены цифры: 1 – 750 мм; 2 – 1000 мм; 3 – 1250 мм; 4 – 1500 мм; 5 – 1750 мм; 6 – 2000 мм; 7 – 2500 мм; 8 – 3000 мм; 9 – 3500 мм; 10 – 4000 мм.

Таблица 10

Средняя производительность полувибрационных и вибрационных грохотов на 1 м² просеивающей поверхности

Отверстия сита, мм	0,5	0,8	1	2	3	6	10	13	16	20
Средняя производительность, м ³ /час	3	3,5	4	5,5	7,5	13	19	22	24,5	28
Диаметр отверстия сита, мм	25	30	40	50	60	70	80	100	150	220
Средняя производительность, м ³ /час	31	33,5	37	42	46	50	55	63	90	110

Колосниковые грохоты, устанавливаемые под углом к горизонту, представляют собой решетки, собранные из колосников. Материал, загружаемый на верхний конец решетки, движется по ней под действием силы тяжести. При этом мелочь проваливается через щели решетки, а крупный класс сходит в нижнем конце (рис.9,а). Эти грохоты применяют, в основном, для крупного грохочения руд. Размер щели между колосниками – не меньше 50 мм, в редких случаях 25-30 мм. Угол наклона решетки зависит от физических свойств грохотимого материала.

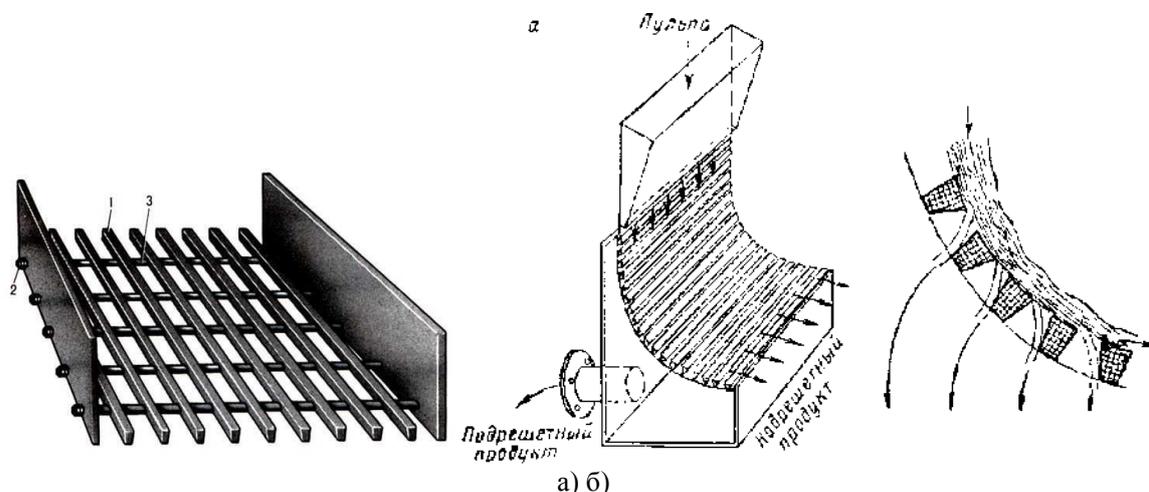


Рис. 9. Общий вид неподвижного колосникового (а) (1 - колосник; 2 - стяжной болт; 3 - распорная труба) и дугового (б) грохотов

По практическим данным, угол наклона составляет для руд 40-45°, для углей 30-35°, при переработке влажных материалов угол наклона грохота увеличивают на 5-10°. Эффективность грохочения колосниковых грохотов невысокая и составляет около 70 %.

Дуговые грохоты используют для мокрого грохочения тонких продуктов (рис.9,б). Рабочая поверхность представляет собой изогнутую в виде дуги плоскость, которая набрана из поперечной колосниковой решетки. Ширина щелей составляет от 0,25 до 3,0 мм. На верхний край дуги подается

исходный материал в виде пульпы. Мелкие зерна вместе с водой разгружаются через сито в разгрузочную коробку, а крупные – в конце дугового сита. Поскольку пульпа движется по дуге, возникающая центробежная сила повышает эффективность грохочения, которая может достигать 90 %.

Конические грохота применяют в основном для обезвоживания средних классов углей (рис.10). В конических грохотах благодаря тангенциальному подводу питания создается вращающийся поток пульпы.

Валковый грохот представляет собой наклонную площадку, набранную из горизонтальных параллельных осей, которые свободно вращаются в подшипниках (рис.11). На каждую ось надет ряд металлических дисков (валков), которые располагаются в шахматном порядке.

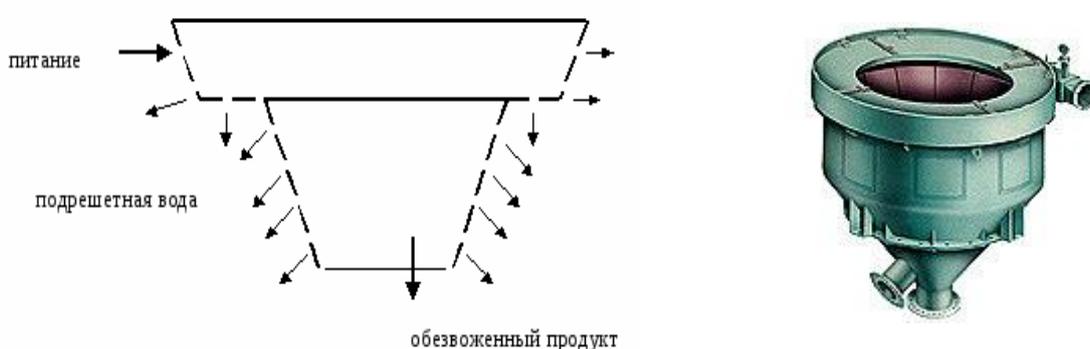


Рис.10. Схема и общий вид конического грохота

На верхний край грохота подается исходный материал и под действием силы тяжести скатывается по каткам вниз, при этом мелкий материал проваливается сквозь промежутки между валками. Такие грохоты применяют для грохочения сравнительно легких и хрупких материалов, например для крупного грохочения углей. Эффективность их грохочения несколько выше, чем колосниковых, и составляет около 75 %.

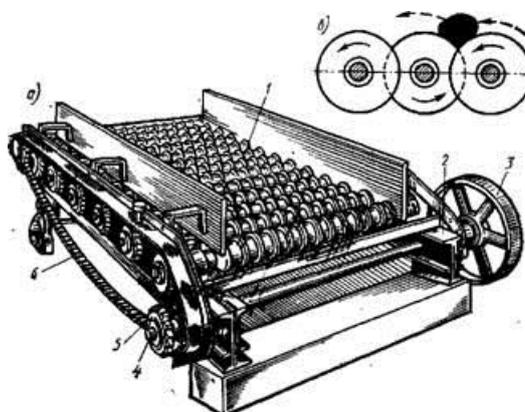


Рис.11. Валковый грохот общий вид (а): 1 –валок; 2- наклонная рама; 3 – привод; 4 – главный вал; 5 – приводная звездочки; 6 –цепная передача и схема движения материала (б)

Барабанные грохоты в зависимости от формы барабана могут быть цилиндрическими или коническими (рис.12). Боковая поверхность барабана, образованная перфорированными стальными листами или сеткой, служит просеивающей поверхностью грохота.

Ось цилиндрического барабана наклонена к горизонту под углом 4-7°, а ось конического барабана горизонтальна. Исходный материал загружают внутрь барабана на верхнем конце, и вследствие вращения и наклона он продвигается вдоль оси барабана. Мелкий материал проваливается через отверстия, крупный – удаляется из барабана на нижнем конце. Диаметр барабана колеблется от 0,5 до 3,0 м; длина – от 2,0 до 9,0 м.

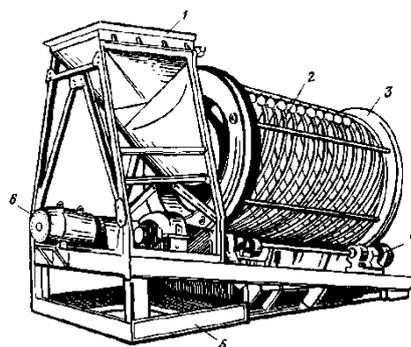


Рис.12. Барабанный грохот со спиральными колосниками: 1 – питающий бункер; 2 – спиральные колосники; 3 – опорный бандаж; 4 – опорный приводной каток; 5 - электродвигатель; 6 – рама

Вибрационные грохоты являются самыми распространенными в горнодобывающей промышленности, они характеризуются высокой производительностью и значительной эффективностью (80-85 %).

Главной их особенностью является наличие вибрационного устройства, которое сообщает грохоту гармонические колебания (вибрацию), необходимые для процесса грохочения. По конструкции вибрационные устройства разнообразны, но по характеру колебаний все вибрационные грохоты можно разбить на две большие группы с прямолинейными и с круговыми качаниями короба. В первой группе наибольшее распространение получили самобалансные грохоты.

В *самобалансных* грохотах подвешенного или опорного исполнения в качестве приводного механизма используется самобалансный вибратор, устанавливаемый над ситом грохота (рис.13). Вибратор состоит из двух одинаковых неуравновешенных дебалансов, вращающихся на параллельных валах в противоположные стороны с одинаковой скоростью. Вибратор устанавливается под углом 35 - 55° к плоскости сита и обеспечивает транспортирование частиц по грохоту в режиме подбрасывания. Грохот, в отличие от дебалансного, имеет направленные колебания короба и может устанавливаться горизонтально. Грохоты имеют короб с одним или несколькими ситами, устанавливаемый на пружинящих опорах или подвешиваемый через амортизаторы к опорной конструкции. Короб с ситом

закреплен на вертикальных упругих опорах, совершает прямолинейные колебания (по стрелке А) под углом к плоскости сита, возбуждаемые вибратором.

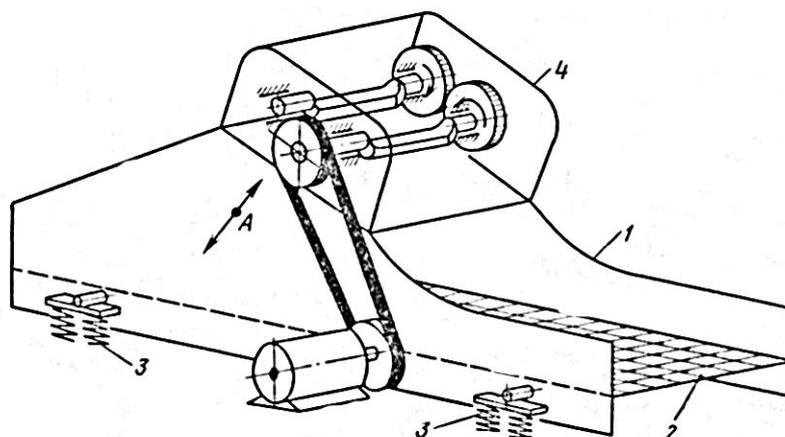


Рис. 13. Схема самобалансного грохота с зубчатой передачей между валами:
1 – короб, 2 – сита, 3- упругие опоры, 4 – вибратор

Вибратор установлен на опорной раме, укрепленной на коробе под углом $35-55^{\circ}$ к плоскости сита, что обеспечивает движение материала с элементами подбрасывания. Грохоты предназначены для сухого и мокрого разделения руд и углей.

Ко второй группе относятся, например, *инерционные* грохоты, которые изготавливаются в подвесном или в опорном исполнении, предпочтение отдается опорным грохотам как более надежным в работе.

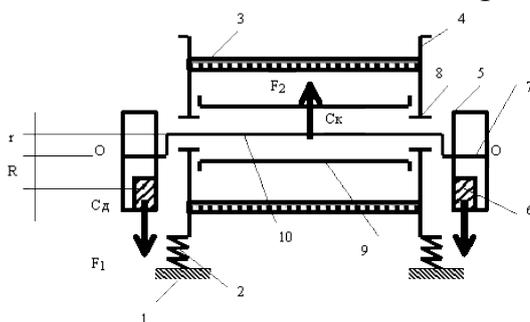


Рис.14. Принципиальная схема инерционного грохота: 1 – опорная рама, 2 – амортизаторы, 3 – сита, 4 – короб, 5 – шкив, 6 – дебаланс, 7 – эксцентриковые концы вала, 8 – подшипники, 9 – труба вибровозбудителя, 10 – вал ($C_{д}$, $C_{к}$ – центры тяжести дебаланса и короба, соответственно, O – геометрический центр шкива)

Инерционные грохоты совершают колебания под действием неуравновешенных масс дебалансов, устанавливаемых на валу (рис.14). При вращении вала и дебалансов возникают центробежные силы инерции, в результате чего короб грохота, устанавливаемого под углом до 25° к горизонту, описывает эллиптическую траекторию. Инерционные грохота могут работать самостоятельно как отдельные виды оборудования, так и в составе агрегатных установок. Решета инерционного грохота аналогичны по конструкции с ситами для вибрационных грохотов, но сетки для грохотов

инерционных более мелкие и позволяют использовать их в процессах мелкого и среднего грохочения.

2.4. Процессы и аппараты для классификации

Гидравлическая классификация в гидроциклонах проводится в вертикальном потоке жидкости. Принцип разделения частиц в классификаторах с вертикальным потоком состоит в транспортировании жидкостью, перемещающейся с некоторой скоростью, в верхнюю часть аппарата частиц (слив), гидравлическая крупность (скорость падения) которых меньше скорости потока ($v > v_0$); при этом частицы, имеющие гидравлическую крупность больше (пески), чем скорость потока ($v < v_0$), опускаются в нижнюю часть аппарата. Классификация происходит в условиях свободного или стесненного падения зерен. *Свободное* падение представляет собой движение единичных зерен в среде, исключаяющей их взаимное воздействие друг на друга. Под *стесненным* падением понимается движение множества зерен в виде такой массы, когда помимо гравитационных сил и сил сопротивления среды на движение зерен оказывает влияние динамическое воздействие непрерывно сталкивающихся окружающих зерен.

Скорость свободного падения зерна определяется соотношением силы тяжести, подъемной (архимедовой) силы и силы сопротивления среды, которая зависит от режима движения зерна.

При *ламинарном* режиме тело движется с малой скоростью, потоки среды как бы омывают его, не образуя завихрений. Сопротивление (P_v) определяется главным образом вязкостью среды (μ) и количественно описывается *законом Стокса*:

$$P_v = 3 \pi \mu v d,$$

где v – скорость движения зерна, м/сек; d – диаметр зерна, мм.

Турбулентный режим движения характерен для высоких скоростей движения и сопровождается образованием вихрей у поверхности тела и позади него. Динамическое или инерционное сопротивление среды перемещению тела изменяется в этом случае по *закону Ньютона – Риттингера*:

$$P_d = kF 0,5v^2 \Delta = 0,5(\pi d^2/4)0,5v^2 \Delta = \pi/16v^2 d^2 \Delta,$$

где k – коэффициент (равный 1/2, по Риттингеру); F – площадь проекции тела (равна $\pi d^2/4$ для шара), м²; Δ – плотность среды, кг/м³.

В реальных условиях движущееся зерно испытывает одновременное действие как сопротивления от вязкости P_v , так и динамического сопротивления P_d , но степень их проявления различна. Характеристикой соотношения сил сопротивлений P_d и P_v и, следовательно, режима движения

минерального зерна в среде является безразмерный параметр, который носит название число *Рейнольдса* (Re):

$$P_d / P_0 = [(\pi v^2 d^2 \Delta) / 16] [1 / 3 \pi \mu v d] = v d \Delta / 4 \delta \mu,$$

откуда в общем виде: $k = P_d / P_0 = Re$ или $Re = v d \Delta / \mu$.

При значениях $Re < 1$ наблюдается ламинарный режим движения частиц, размер которых не превышает 0,1 мм. При значениях $Re > 1000$ и размере частиц более 2 мм наблюдается турбулентный режим движения. Переходной области от ламинарного к турбулентному режиму движения отвечают значения Re от 1 до 1000, а крупность частиц от 0,1 до 2 мм. Сопротивление среды для этой области можно рассчитать по формуле Аллена:

$$P_a = (10 / \sqrt{Re}) P_0 = (10 / \sqrt{Re}) (\pi / 16) v^2 d^2 \Delta = (5 \pi / 8 \sqrt{Re}) v^2 d^2 \Delta.$$

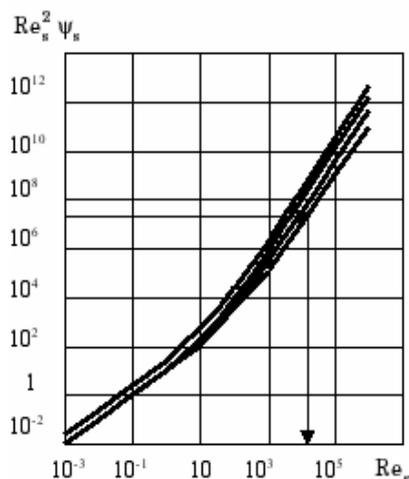
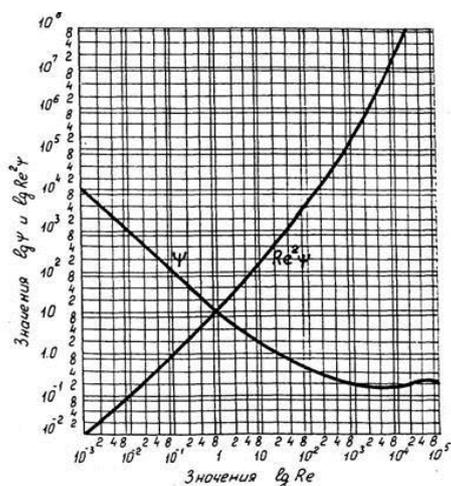
Если подставить значение μ из предыдущей формулы в выражение:

$$P_0 = 3 \pi (v d \Delta / Re) v d = (3 \pi / Re) v^2 d^2 \Delta$$

и сравнить выражения для P_d , P_a и P_0 , то обнаружим, что общий закон сопротивления среды движению зерна описывается формулой:

$$P = \psi v^2 d^2 \Delta,$$

где $\psi = f(Re)$ - коэффициент сопротивления. Графическое изображение этой зависимости в логарифмических координатах, носящее название *диаграммы Релея*, указывает на постепенный переход от ламинарного к турбулентному режиму движения по мере возрастания параметра Re (рис.15,а, кривая ψ).



а)

б)

Рис.15. Зависимость коэффициента сопротивления ψ и параметра $Re^2 \psi$ от числа Рейнольдса (Re): диаграмма Релея (а) и Лященко (б).

Гравитационная сила G , вызывающая падение зерна, будет определяться весом тела в среде и в соответствии с законом Архимеда для шарообразного тела объемом: $V = \pi d^3/6$.

$$G = (\pi d^3/6)(\delta - \Delta)g,$$

где δ – плотность зерна, кг/м³; g – ускорение силы тяжести, м/сек².

Результирующая сила P , ускоряющая движение зерна в среде, определится как разность между гравитационной силой G и силой сопротивления P : $dv/dt=0$; $mdv/dt = 0$ и $(\pi d^3/6)(\delta - \Delta)g = \psi v_0^2 d^2 \Delta$.

Увеличение скорости движения частиц в начальный момент под действием гравитационной силы вызывает возрастающее сопротивление среды и через доли секунды частица начинает падать с постоянной скоростью v_0 , откуда (для общего случая):

$$v_0 = \sqrt{\frac{[\pi d(\delta - \Delta)g]}{6\psi\Delta}}$$

При ламинарном режиме:

$$3\pi\mu d v_0 = (\pi d^3/6)(\delta - \Delta)g$$

$$v_0 = (d^2(\delta - \Delta)g)/18\mu \text{ (закон Стокса).}$$

При переходном режиме:

$$(5\pi d^2 v_0^2 \Delta)/8\sqrt{Re \Delta} = (\pi d^3/6)(\delta - \Delta)g$$

с учетом выражения для Re :

$$v_0 = 0,89 d \sqrt[3]{\frac{(\delta - \Delta)g}{\mu\Delta}} \text{ (закон Аллена).}$$

При турбулентном режиме:

$$\frac{\pi}{16} v_0^2 d^2 \Delta = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta)g,$$

$$v_0 = 1,63 \sqrt{\frac{d(\delta - \Delta)g}{\Delta}} \text{ (закон Риттингера).}$$

Универсальный метод, пригодный для определения конечных скоростей движения зерен любой крупности, плотности, формы, предложил П.В. Лященко:

$$\left. \begin{aligned} vd &= \frac{Re\mu}{\Delta} \\ v^2 d^2 &= \frac{P}{\psi\Delta} \end{aligned} \right\}$$

В результате совместного решения данной системы уравнений получим выражение для параметра $Re^2\psi$:

$$Re^2\psi = \frac{P\Delta}{\mu^2}.$$

Так как при установившемся движении $P=\dot{G}$, получим:

$$Re^2\psi = \frac{\pi d^3}{6}(\delta - \Delta)g \frac{\Delta}{\mu^2}.$$

На основании известных параметров зерна и среды, по выше приведенным уравнениям, можно легко рассчитать значение параметра $Re^2\psi$ и использовать его для определения числа Re по диаграмме $Re^2\psi = f(Re)$, построенной на основе диаграммы Релея $\psi = f(Re)$ (рис. 15,а). После этого можно определить конечную скорость падения частицы или непосредственной подстановкой полученного значения Re в формулу или подстановкой значения ψ найденного по значению Re на диаграмме Релея в формулу.

Также для расчета скорости может быть применен графический метод *Лященко – Шиллера – Наумана*:

- по формуле рассчитывают первый параметр Лященко $Re^2\psi$;

- пользуясь *диаграммой Лященко* $Re^2\psi = f(Re)$, по найденному значению $Re^2\psi$ определяют Re и по нему далее вычисляют $v_0 = Rev/d$, (рис.15,б).

Рассмотрим *движение частиц в центробежном поле*. В криволинейных потоках (гидроциклоны, центрифуги) основной движущей силой является сила инерции (C), появляющаяся за счет действия центростремительного ускорения. Сила тяжести (gG_0) также продолжает действовать на тело. Тогда $F = C + g_0$. Также необходимо учесть силы сопротивления. Отношение силы инерции к весу тела в среде (разность между силой тяжести и выталкивающей архимедовой силой) называется *фактором разделения*: $F_r = C / g_0$, тогда

$$F = g_0 F_r + g_0.$$

В центробежных гравитационных аппаратах фактор разделения составляет десятки и сотни единиц, поэтому весом тела в среде можно пренебречь.

Скорость движения частиц во вращающихся (криволинейных) потоках в направлении, перпендикулярном оси вращения, может быть определена по вышеприведенным уравнениям или графическими методами, при условии замены ускорения при свободном падении на центростремительное ускорение (замены веса тела в среде на силу инерции).

Аналогично в центробежном поле конечная скорость достигается, когда движущая сила уравновешивается силами сопротивления:

$$g_0 F_r = \psi_u v_u^2 d \Delta.$$

Для мелких частиц: $g_0 F_r = 3\pi v_{ц} d \mu$, после преобразования получим $v_u = v_0 F_r$. Для крупных частиц: $g_0 F_r = (\pi/16)v_u^2 d^2$ или $v_u = v_0 \sqrt{F_r}$. Для промежуточных частиц определение необходимо вести через $Re^2\psi$ и Re , при этом $Re_u^2 \psi_u = Re^2 \psi F_r$.

Очевидно, что скорость движения в центробежном поле для частицы выше, чем ее скорость в гравитационном поле, на величину, пропорциональную фактору разделения. Особенно это сказывается на мелких частицах, поскольку их скорость увеличивается в фактор разделения раз. Таким образом, мелкая частица в центробежном поле может вести себя аналогично крупной в гравитационном. Поэтому центробежные процессы часто применяют для мелких частиц.

Аппараты, предназначенные для осуществления классификации, называются *классификаторами*. В любом классификаторе процесс классификации происходит в движущейся струе воды. В зависимости от конструкции разгрузочных устройств различают спиральные, речные, чашевые, механические классификаторы и др. Наибольшее распространение получили спиральный и речной. *Спиральные классификаторы* предназначены для гидравлической классификации, освобождения от шлаков, сортировки и отмывки руд, песка и других полезных ископаемых, для поверочной и предварительной классификации при измельчении; для разделения материала на зернистую часть и шламы при обработке руд гравитационными и флотационными методами обогащения или цианированием; для выделения отвальных шламов из слива промывочных аппаратов при промывке россыпных руд; для операции обезвоживания (рис.16).

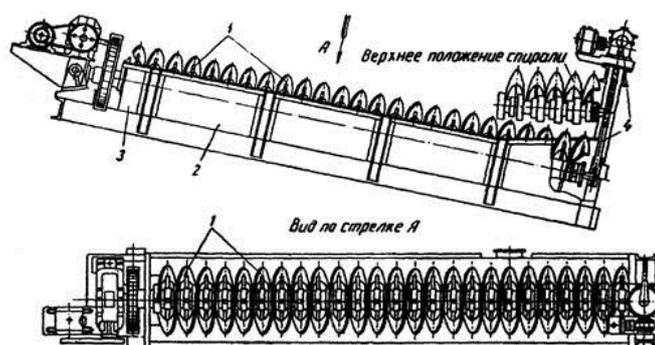


Рис. 16. Спиральный классификатор: 1 – спиральное (винтовое) устройство; 2 – короб (корыто); 3 – верхнее выходное окно; 4 – подъемный механизм

Речные классификаторы представляют собой прямоугольное металлическое корыто с наклонным днищем, закрытое с нижнего конца и открытое сверху (рис.17).

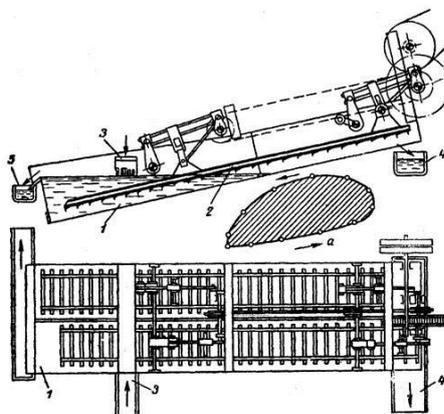


Рис.17. Речной классификатор: 1 -корыто, 2- рама с гребками и подвесами, 3- сливной порог, 4 - разгрузочное устройство

В корыте подвешен гребковый механизм, состоящий из рам с гребками (рейками). Возвратно-поступательное движение по сложной замкнутой кривой гребковым рамам сообщается от привода кривошипно-шатунного или кулачного механизма. Благодаря указанному движению гребковая рама взмучивает материал и продвигает крупные осевшие на дно корыта частицы вверх к разгрузочному открытому концу. Взмученные мелкие частицы материала вместе с водой отводятся через сливной лоток. Работа классификатора заключается в следующем. Обрабатываемая пульпа поступает в корыто через поперечный желоб, установленный ближе к нижнему (сливному) концу классификатора, снабженному сливным порогом. Затем рама с гребками поднимается, возвращается в исходное положение и цикл движений повторяется. Обычно в одном классификаторе устанавливается несколько параллельных рам с гребками, работающих в разных фазах одновременно. Пески возвращаются в мельницу, а слив является готовым продуктом.

Как показывает практика, спиральный классификатор, отличающийся более простой конструкцией, легче обслуживается и требует меньших ремонтов. К достоинствам спиральных классификаторов относится низкий расход электроэнергии и возможность использования их в замкнутых циклах измельчения без применения насосов, простота конструкции. Существенным недостатком являются большая площадь, необходимая для установки (крупные типоразмеры промышленных классификаторов занимают площадь до 40 м²) и низкая производительность по сравнению с наиболее распространенным типом оборудования для мокрого разделения по крупности минерального сырья – гидроциклонами, которыми они вытеснены на большинстве обогатительных фабрик. Вместе с тем вполне успешно спиральные классификаторы до сих пор применяют в составе обогатительных фабрик.

Гидроциклон – технологический аппарат для классификации тонко измельченных материалов по гидравлической крупности в центробежном поле, создаваемом в результате вращения пульпы (рис.18,а). Для получения тонкого слива при сравнительно высокой производительности применяют *батареи* гидроциклонов малого диаметра (рис.18,б). На показатели работы гидроциклонов открытого цикла (не связанных с работой мельниц) влияют как конструктивные, так и технологические факторы. К первым относятся форма и геометрические размеры гидроциклона, включая питающую и разгрузочную насадки, давление на входе, способ удаления слива, состояние внутренней поверхности, угол конусности.

Ко вторым – объемная производительность и свойства обрабатываемой пульпы (концентрация частиц, их гранулометрический состав, массовая доля шлам, вязкость жидкой фазы пульпы и плотность твердой и жидкой фаз пульпы).

Пневматическая (воздушная) классификация - это разделение по крупности и плотности частиц, осуществляемое с помощью направленного движения воздушных или газовых потоков, промышленных измельченных или природных порошкообразных материалов. Наиболее эффективный диапазон крупности материалов от 10 до 0,020 мм.

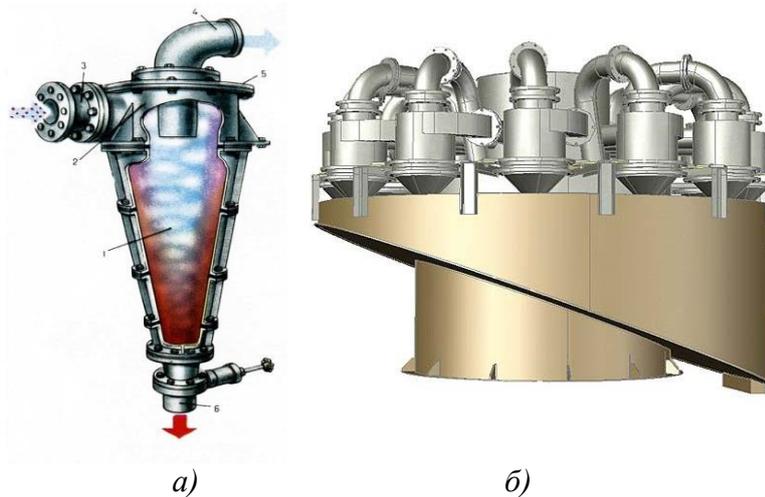


Рис.18. Схема гидроциклона (а): 1,2 - коническая и цилиндрическая часть; 3 - питающий патрубок; 4,6 - патрубок разгрузки слива и песков; 5 - крышка; батарея гидроциклонов на обогатительной фабрике (б).

Воздушная классификация отличается от гидравлической тем, что скорость осаждения частиц в воздухе значительно больше скорости осаждения частиц в воде. По принципу действия выделяют классификаторы: центробежные, гравитационные, каскадные, комбинированные (рис.19). Воздушные центробежные классификаторы подразделяются на *воздушно-проходные* и *воздушно-циркуляционные*, которые работают обычно в замкнутом, иногда в открытом, циклах с мельницами сухого измельчения.

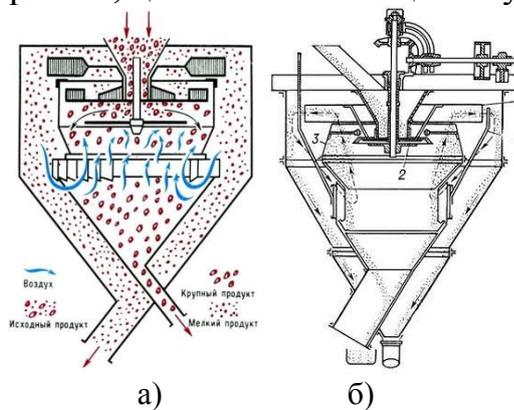


Рис. 19. Центробежный классификатор: схема разделения (а); внешний вид (б):
1– вентилятор; 2– распределительный диск; 3 - лопастное колесо; 4 – внутренний конус

В *воздушно-проходной* центробежный классификатор измельченный материал поступает в потоке воздуха через патрубок в кольцевое пространство между корпусом и внутренним конусом. Вследствие увеличения в этом пространстве проходного сечения скорость несущей среды снижается в несколько раз. При этом наиболее крупные частицы под действием силы тяжести осаждаются из потока и через патрубок возвращаются на доизмельчение. Воздушную классификацию применяют при получении тонких порошков, при обогащении руд, в производствах минеральных удобрений, пластмасс, пигментов, красителей, строительных материалов, фармацевтической промышленности и др.

2.5. Процессы и аппараты для дробления

Дробление (измельчение) – процесс уменьшения размеров кусков (зерен) полезных ископаемых путем разрушения их действием внешних сил, преодолевающие внутренние силы сцепления, связывающие между собой частицы твердого вещества. Принципиально процессы дробления и измельчения не различаются между собой. Условно считают, что при дроблении получают продукты преимущественно более 5, а при измельчении – менее 5 мм. Для дробления применяют дробилки, а для измельчения – мельницы.

Крупность зерен, до которой необходимо измельчать исходный материал перед обогащением, определяется размером вкрапленности полезных минералов и процессом, принятом для обогащения данного ископаемого. Эта крупность устанавливается опытным путем при исследованиях обогатимости каждого полезного ископаемого (ПИ).

Крупность зерен, до которой надо дробить или измельчать исходный материал перед обогащением, определяется размером вкрапленности полезных минералов и процессом, принятым для обогащения данного ископаемого. Необходимая крупность устанавливается опытным путем при исследованиях обогатимости полезного ископаемого.

Эффективность процесса дробления зависит от множества факторов: твердость, крепость и прочность руды и входящих в ее состав минералов, измеряемая сопротивлением, которые они оказывают при дроблении; вязкость дробимых материалов, плотность, дробимость, влажность руды, форма кусков и взаимное расположение их в зоне дробления, наличие глинистых минералов, однородность материала, гранулометрический состав его и требования к продуктам дробления.

Наиболее важными характеристиками руд, влияющими на процесс их разрушения, являются прочность, дробимость, измельчаемость и абразивность. *Прочностью* горной породы называется способность её не разрушаться под воздействием внешних сил. *Дробимость* является обобщающим параметром механических свойств горных пород и характеризуется энергоемкостью процесса их дробления. За рубежом оценка дробимости руд в дробилках и измельчение их в мельницах производятся по индексу Бонда, который численно равен удельному расходу электроэнергии в 1 кВт на 1 короткую тонну (0,907 т), необходимой для дробления бесконечного массива до продукта, 80% которого мельче 0,10 мм. *Измельчаемость* оценивается по удельной производительности лабораторной мельницы. *Абразивность* характеризует способность горных пород изнашивать при трении рабочие органы дробилок и мельниц. Для характеристики крепости пород применяется шкала крепости, предложенная проф. М.М. Протоdjяконовым (табл.11,12).

Способы дробления (измельчения) различаются видом воздействия разрушающей силы на куски дробимого (измельчаемого) материала (рис.20).

Характеристика крепости пород

Категории крепости	Коэффициент крепости	Породы
Очень твердые	18-20	Кварциты, базальт
Твердые	15-18	Титаномагнетит, гнейсы
Средние	10-15	Гранит, мрамор, гематит
Мягкие	5-10	Известняк
Очень мягкие	2-5	Угли, антрацит

Таблица 12

Поправочные коэффициенты на условия дробления

Коэффициент	Руда										
	некрепкая		средней крепости				крепкая			особой крепости	
Крепости по шкале Протодьяконова	5-10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Поправочный на крепость руды $K_{тв}$	1,20	1,15	1,10	1,05	1,0	0,95	0,90	0,85	0,80	0,75	0,70
Поправочный на влажность $K_{вл}$	Влажность руды ω , %										
	4	5	6	7	8	9	10	11			
	1	1	0,95	0,90	0,85	0,80	0,75	0,65			
Поправочный на крупность $K_{кр}$	Массовая доля крупных классов (крупнее 0,5 В) в питании $\alpha_{кр}$, %										
	5	10	20	25	30	40	50	60	70	80	
	1,1	1,08	1,05	1,04	1,03	1,0	0,97	0,95	0,92	0,89	

Раздавливание – тело разрушается вследствие перехода напряжений деформации за предел прочности материала на сжатие (рис. 20,а). В результате такого разрушения получают частицы различного размера и формы.

Удар – тело распадается на части под действием динамической нагрузки (напряжения сжатия, растяжения, изгиба и сдвига) стесненным и свободным ударом (рис. 20,б). При стесненном ударе тело разрушается между двумя рабочими органами аппарата, эффект разрушения зависит от кинетической энергии ударяющего тела. При свободном ударе разрушение тела наступает в результате его столкновения с рабочим органом аппарата или другими телами в полете, эффект разрушения определяется скоростью их столкновения независимо от того, движется разрушаемое тело или рабочий орган аппарата.

Истирание – тело разрушается под действием касательных напряжений, превышающих предел прочности при сдвиге и последующего срезывания, при этом получают мелкий порошкообразный продукт (рис. 20, в).

Излом – тело разрушается под действием изгибающих сил, размеры и форма частиц такие же, как и при раздавливании (рис. 20,г).

Раскалывание – тело разрушается вследствие концентрации напряжений расклинивания (растяжения), вызывающих расклинивание и последующий разрыв зерен, образующиеся при этом частицы более однородны по размерам и форме, хотя наблюдается, как и при раздавливании, непостоянство формы частиц (рис. 20, д). Этот способ позволяет регулировать крупность получаемых частиц.

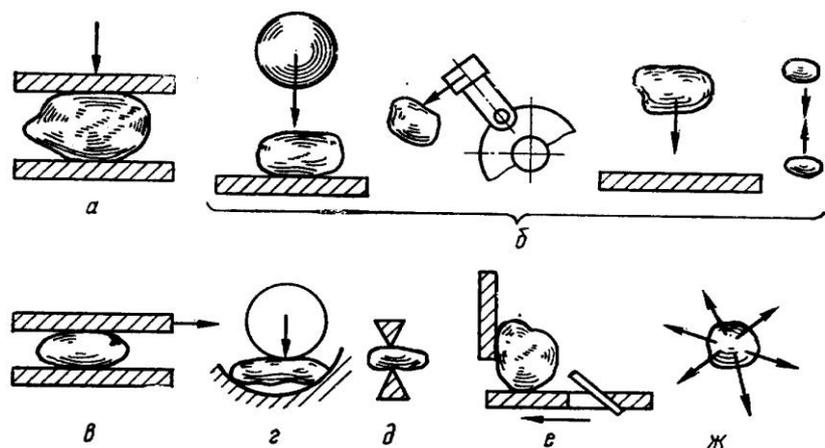


Рис.20. Способы дробления (измельчения): а - раздавливание, б - удар, в - истирание, г - излом, д - раскалывание, е - срезывание, ж - разрыв

В работе подавляющего большинства современных аппаратов для дробления и измельчения используются раскалывание, раздавливание и удар, а также сочетание этих способов с раскалыванием и истиранием.

Энергия, расходуемая на дробление (измельчение), складывается из энергии на упругую деформацию разрушаемых зерен и на образование новой поверхности. Оценка результатов дробления и измельчения производится по степени дробления (измельчения) и эффективности работы дробилок (мельниц).

Оценка результатов дробления и измельчения производится по степени дробления (измельчения) и эффективности работы дробилок (мельниц).

Степень дробления (измельчения) (i) показывает, во сколько раз уменьшается размер куса при дроблении (измельчении): $i = D/d$, где D, d – максимальный размер куса соответственно до и после дробления (измельчения), мм. На обогатительных фабриках дробление и измельчение полезных ископаемых перед обогащением производят с высокой степенью сокращения крупности. Например, перед флотационным обогащением полезное ископаемое иногда измельчают до крупности менее 0,1 мм. Если при этом руда поступает из карьера, то размер максимальных кусков в исходном материале может достигать до 1500 мм, тогда степень сокращения составит $i = 1500/0,1 = 15000$. Получение таких высоких степеней дробления в одном аппарате практически невозможно. Вследствие конструктивных особенностей аппараты для дробления и измельчения эффективно работают только при ограниченных степенях дробления и измельчения, поэтому рациональнее дробить и измельчать материал от исходной крупности до требуемого размера в нескольких последовательно работающих дробильных и измельчающих аппаратах. В каждой из таких машин будет осуществлена лишь часть общего процесса дробления или измельчения, называемая *стадией* дробления или измельчения. В зависимости от крупности дробимого материала и дробленого продукта стадии дробления имеют особые названия: *первая стадия* – крупное дробление (материал дробится приблизительно до 300 мм); *вторая стадия* – среднее дробление

(приблизительно до 100 мм); *третья стадия* – мелкое дробление (приблизительно до 12 (15) мм).

Степень дробления, достигаемая в каждой отдельной стадии, называется *частной*, а во всех стадиях – *общей*:

$$i_0 = i_1 i_2 \dots i_n.$$

Основными типами применяемых дробящих аппаратов являются щековые, конусные, валковые и молотковые (роторные) дробилки.

Щековые дробилки выпускают двух типов – с простым и сложным качанием щеки (рис.21).

В дробилках с простым качанием (движением) щеки (ЩДП) подвижная щека совершает простые возвратно-поступательные перемещения в горизонтальной плоскости, приближаясь и удаляясь от неподвижной щеки под воздействием эксцентриково - шатунного механизма, приводящего в движения распорные плиты.

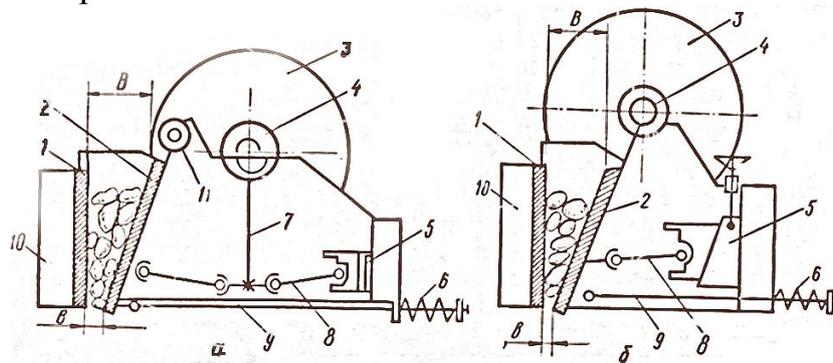


Рис. 21. Конструктивные схемы щековых дробилок с простым (а) и сложным (б) качанием щеки: 1, 2 – неподвижная и подвижная щеки; 3 – маховик; 4 – эксцентриковый (главный) вал; 5 – гнездо упора распорных плит; 6 – пружины замыкающего механизма; 7 – шатун; 8 – распорная плита; 9 – тяга замыкающего механизма; 10 – станина; 11 – ось подвеса подвижной щеки; b – ширина разгрузочной щели (минимальная)

При этом материал, попавший в рабочую зону, подвергается разрушению раздавливающими усилиями щек (рис.21, а).

В дробилках со сложным движением щеки (ЩДС) подвижная щека подвешена непосредственно на эксцентриковом валу, а нижняя ее часть шарнирно соединяется с распорной плитой (рис.21,б). Траектория движения точек щеки представляет собой овалообразные кривые со значительным вертикальным перемещением, что обуславливает не только раздавливающее, но и истирающее действие щеки. Щековые дробилки находят применение на обогатительных фабриках, в основном, для крупного и среднего дробления, степень дробления в них составляет 4-6.

Вибрационные щековые дробилки являются высоко-производительными технологическими агрегатами, способными дробить особо прочные материалы. Дробилка характеризуется: ударно-вибрационным воздействием щек, при котором для разрушения материала требуются меньшие усилия, чем в обычных щековых дробилках; высокой частотой ударов щек, обеспечивающих повышенную степень дробления до 10-20 и выше; повышенной производительностью за счет направленного вибрационного воздействия щек

на материал; возможностью работы, как при дозированном питании, так и под завалом с полностью заполненной камерой дробления; автоматическим пропуском недробимых тел, размеры которых превышают размер разгрузочной щели без использования предохранительных устройств; простотой конструкции за счет использования самосинхронизирующихся вибровозбудителей; мягкой виброизоляции и динамической уравновешенностью, что исключает передачу динамических нагрузок на основание и необходимость сооружения массивного фундамента; низкой удельной энерго- и металлоемкостью по сравнению с серийными щековыми дробилками, что позволяет снизить эксплуатационные затраты.

Наиболее универсальными из существующих дробильных агрегатов, способных разрушать материалы прочностью до 20 по шкале М.М. Протодяконова, являются *конусные* эксцентриковые дробилки, созданные для процессов крупного, среднего и мелкого дробления (рис. 22). Независимо от типа дробилки материал разрушается в кольцевом пространстве, образованном наружной неподвижной конической чашей (верхней частью станины дробилки) и расположенным внутри этой чаши подвижным дробящим конусом, насаженным на вал. У дробилок для крупного дробления вал подвешивается к верхней траверсе, а у дробилок для среднего и мелкого дробления подвешивается на сферический подпятник, на который опирается дробящий конус, жестко закрепленный на валу. Дробилки с таким подвесом вала еще называют – дробилками с консольным валом. В отличие от щековых дробилок, процесс дробления материала в такой машине идет непрерывно, работой занято все пространство, что означает, что при неизменном максимальном усилии дробления в сравнении, например, со щековой дробилкой с простым движением щеки конусная дробилка дает четырехкратное увеличение производительности.

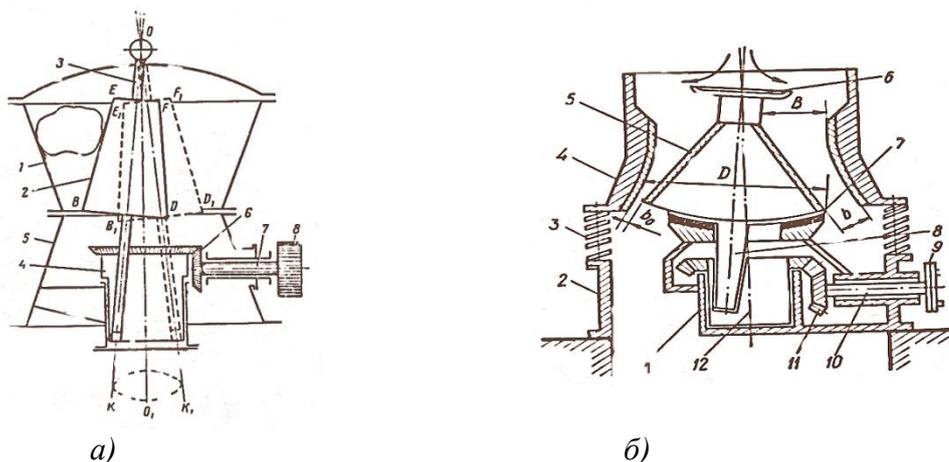


Рис. 22. Схема конусной дробилки: *крупного дробления с подвешенным валом* (а) (1 – верхняя часть станины (неподвижная коническая чаша); 2 – дробящий конус; 3 – вал; 4 – эксцентриковый стакан; 5 – нижняя часть станины; 6 – коническая передача; 7 – приводной вал; 8 – шкив) и *среднего и мелкого дробления* (б) (1 – литой корпус; 2 – пружины; 3 – опорное кольцо; 4 – скрепляющие болты; 5 – коническая чаша; 6 – загрузочная коробка; 7 – дробящий конус; 8 – распределительная тарель; 9,10 – центральный и рабочий вал; 11 – эксцентриковый стакан; 12, 13 – конические шестерни; 14 – приводной вал; 15 – цилиндрическая втулка)

Дробилка конусная для крупного дробления (типа ККД) имеет корпус, состоящий из нижней и верхней частей. Верхняя часть станины представляет собой неподвижный конус (чашу), обращенный большим основанием вверх, внутри которого производится дробление. Угол наклона конической поверхности (угол между образующей конуса и вертикалью) составляет 17 - 20°. Внутренняя поверхность неподвижного конуса футеруется плитами из марганцовистой стали.

Конусные *инерционные* дробилки (типа КИД) разработаны и производятся «НПК «Механобр-Техника» (г. С.-Петербург), их основное отличие заключается в том, что эксцентрик заменен приводным вибратором дебалансного типа (рис.23). Дробилка имеет цилиндрическую чашу и внутренний дробящий конус, защищенные бронями, которые образуют камеру дробления. На валу дробящего конуса с помощью подшипника смонтирован дебалансный вибратор, приводимый во вращение через гибкую трансмиссию. При вращении дебалансного вибратора создается центробежная сила, заставляющая дробящий конус обкатываться по цилиндрической чаше без зазора, если в камере дробления нет материала или через слой этого материала.

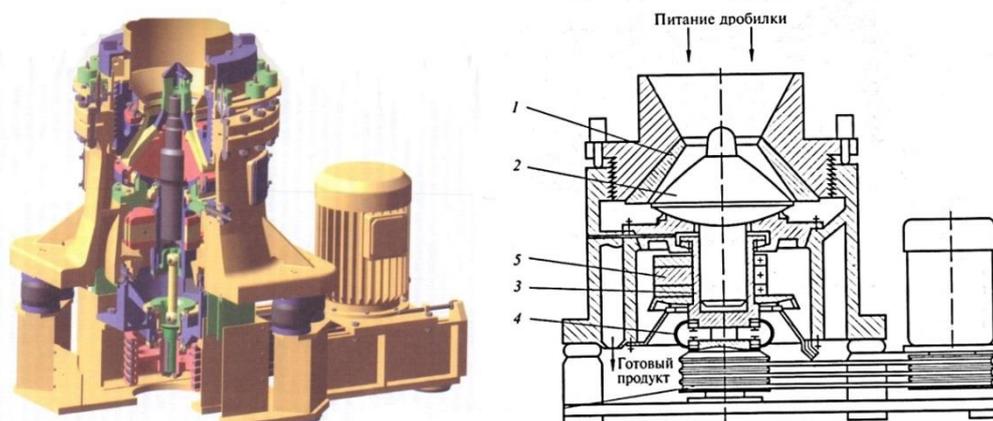


Рис.23. Принципиальная схема и общий вид дробилки КИД: 1 – цилиндрическая чаша; 2 – дробящий конус; 3 – вал; 4 – гибкая трансмиссия; 5 – дебалансный вибратор

В рабочем режиме внутренний подвижный конус может менять свою амплитуду в зависимости от неравномерности сопротивления дробимого материала по окружности дробящей полости, за счет отсутствия жестких кинематических связей между конусами.

Таким образом, КИД не имеет разгрузочного зазора в понимании, принятом для эксцентриковых дробилок. Дробилки КИД предназначены для дробления хрупких прочных материалов в сухом или мокром режимах с высокой степенью дробления.

Валковая дробилка - это установка для дробления материалов вращающимися навстречу друг другу валками или вращающимися валками и неподвижной щекой (рис.24). Классифицируют валковые дробилки по числу валков (одно-, двух-, трех- и четырех-) и по виду валков (с гладкими, рифлеными и зубчатыми поверхностями). Зубчатые валки могут быть с короткими зубьями (высота зуба менее 0,1 диаметра валка) и длинными

зубьями (высота зуба более 0,1 диаметра валка). Существенным недостатком валковых дробилок является интенсивное и неравномерное изнашивание рабочих поверхностей валков (бандажей) при дроблении крепких и абразивных пород. Кроме того, валковые дробилки обладают сравнительно невысокой удельной производительностью. Дробящее действие дробилок основано на сжатии при некотором участии сдвиговых деформаций. В дробилках с зубчатыми валками дополнительно возникают усилия раскалывания. Однократность сжатия кусков дробимого материала при прохождении между валками обуславливает малый выход мелочи в дробленном продукте. При попадании в дробилку недробимых предметов колосниковая решетка отходит, сжимая пружины, и пропускает предмет.

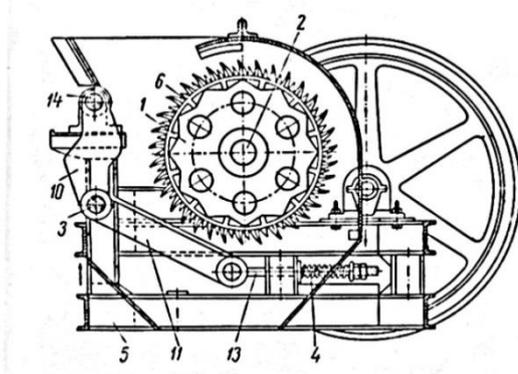


Рис. 24. Одновалковая зубчатая дробилка: 1 – зубчатый валок; 2, 7 – центральный и приводной вал; 3 – шарнирное крепление колосниковой решетки; 4 – пружина; 5 – станина; 6 – зубцы, 8 – колосники; 9 – зубчатая передача; 10, 11 – решетка; 12 – приводной шкив; 13 – тяга

Валковые дробилки используют принцип раздавливания и раскалывания материала, находящегося в рабочем пространстве между движущимися гладкими, рифлеными или зубчатыми цилиндрическими поверхностями.

Дробилки с гладкими и рифлеными валками используются, главным образом, для среднего и мелкого дробления твердых пород и пород средней прочности. Дробилки с зубчатыми валками применяют исключительно для крупного и среднего дробления мягких материалов.

За последние годы четко оформился новый тип дробильного оборудования – валковые *дробилки высокого давления* или их называют *измельчающими валками высокого давления* (ИВВД или HPGR) (рис.25).

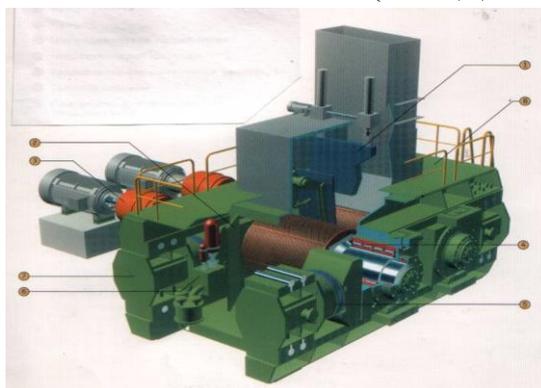


Рис.25. Общий вид дробилки высокого давления

В этих дробилках также используется принцип дробления при максимальном заполнении пространства между валками, что накладывает ограничения по крупности исходного питания дробилки, однако дает определенные технологические преимущества. Отличие этого типа оборудования от валковых дробилок с гладкими валками заключается в конструктивном исполнении валков (а точнее – их поверхностей), которые могут изготавливаться в трех основных вариантах: рифлеными; с наварным (наплавленным) профилем (*Hexadur*) и ошрифтованными (*Durapin*). Наличие профилей, сводя к минимуму относительное скольжение материала по поверхности валка, уменьшает его износ.

В дробилках высокого давления измельчающее усилие прикладывается к массе материала, а не к отдельным частицам руды, степень сжатия материала достигает столь высокого значения, что выгружаемый продукт имеет форму пластин, плотность которых составляет около 85% реальной плотности руды. Максимальный размер кусков руды, подаваемой на дробление, должен быть меньше зазора между валками и составляет не более 30 - 50 мм. Производительность HPGR варьирует в пределах 200 - 2000 т/час. Средняя величина зазора между валками диаметром 1,4 - 1,7 м для грубого дробления составляет 30 - 35 мм, скорость вращения валков шириной 0,8 - 1,8 м может изменяться в пределах 0,8 - 2,2 м/сек.

К дробилкам *ударного действия* относят молотковые и роторные дробилки и дезинтеграторы. В *молотковых* дробилках к вращающемуся ударному ротору шарнирно подвешены молотки, в роторных – жестко закрепленные лопатки (била). Молотковые – развивают несколько большую степень дробления, чем роторные, но роторные позволяют дробить более крупный и твердый материал. Ротор молотковой дробилки набирается из ряда дисков, насаженных на вал дробилки неподвижно. Молотки подвешены шарнирно между дисками (рис.26,а). Форма молотков самая разнообразная. Дробление осуществляется за счет кинетической энергии вращающихся молотков, степень сокращения в молотковых дробилках достигает 48.

Роторные дробилки от молотковых отличаются тем, что молоток (било) жестко связан с ротором (рис.26,б).

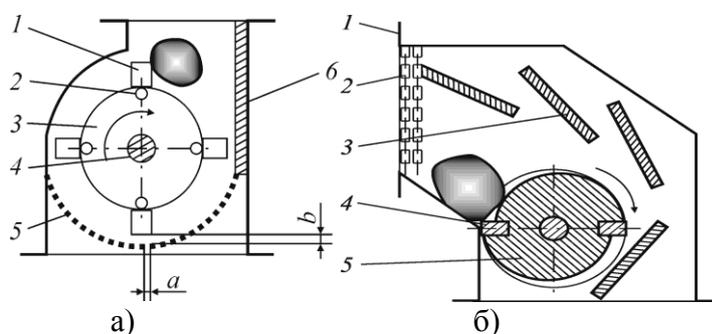


Рис. 26. Схема дробилок: молотковой (а) (1 – молоток; 2 – палец; 3 – диск; 4 – вал; 5 – колосниковая решетка; б – отбойная плита) и роторной (б) (1 – корпус; 2 – цепная завеса; 3 – отбойные колосники; 4 – било; 5 – ротор)

Это позволило резко увеличить массу условного ударяющего тела, поскольку в ударе уже участвует вся масса ротора. Подобное изменение конструкции позволило расширить диапазон дробилок ударного действия и довести максимальный размер дробимого куска до 1500 мм.

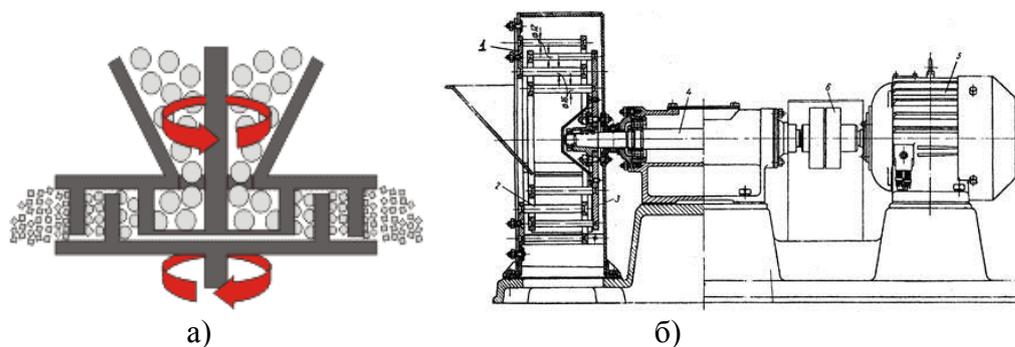


Рис. 27. Схема измельчения в дезинтеграторе (а) и дезинтегратор СМ-225 (б):
1,3 – цилиндрические корзины; 2 – ряд пальцев; 4 – вал; 5 – электродвигатель; 6 – редуктор

В *дезинтеграторах* для разрушения материала используется вращение движущихся навстречу друг другу двух или более роторов, цилиндрическая поверхность которых состоит из отдельных стержней (полос) (рис.27).

Дробилки ударного действия применяют обычно для крупного, среднего и мелкого дробления хрупких, мягких материалов (уголь, соль, известняк, мел, гипс и др.). Достоинства этих дробилок заключаются в простоте их конструкции, компактности, надежности и относительно высокой степени дробления (10-20 и более).

В 1980-е гг. в России и за рубежом появились новый тип дробилок *ударно – отражательные*. Принципиальная схема дробилки, разработанной в НПО «ЦЕНТР» (г. Минск) «Титан-Д» представлена на рисунке 28.

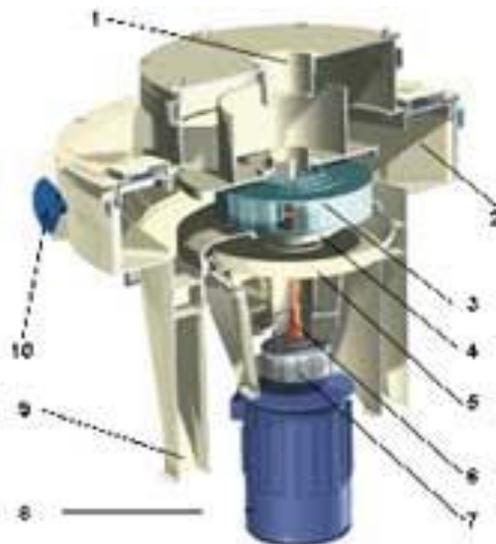


Рис.28. Схема дробилки «Титан Д»: 1 - загрузочная воронка; 2 - камера дробления с самофутеровкой; 3 – ускоритель; 4 - демпферный узел; 5 - воздушная опора; 6 - карданный вал; 7 - центробежная муфта; 8 – электродвигатель; 9 - разгрузка дробленого материала; 10 - вентилятор наддува

Использование в конструкции дробилок высококачественных твердосплавных и чугуновых закладных элементов, а также самофутеровка большинства рабочих поверхностей дробимым материалом, позволили значительно снизить затраты на износ. Основные преимущества дробилок «Титан Д»: высокая степень дробления (до 30 и выше), что позволяет в ряде случаев сократить количество стадий дробления; изменение гранулометрической характеристики дробленых продуктов простым изменением скорости ускорителя; получение материалов преимущественно кубовидной формы, что способствует повышению эффективности последующей классификации (для щебня процент зерен пластинчатой и игловатой формы составляет 2-7% и удовлетворяет ГОСТ). При этом, в отличие от других типов дробилок, включая инерционные, кубовидная форма зерен сохраняется по всем классам крупности, в том числе и мелким и не зависит от степени износа футеровки дробилки; высокая селективность раскрытия руд, что позволяет в ряде случаев начинать обогащение на стадии дробления (для железных руд можно сбросить до 20 % отвальных хвостов сухой магнитной сепарацией, не подвергая их дорогостоящему измельчению) (табл. 13).

Таблица 13

Результаты работы дробилок Титан на предприятиях России и стран СНГ

Предприятие	Тип дробилки	Год установки	Тип руды	Крупность продукта, мм	
				исходного	готового
ЗАО «Зун-Хада», Бурятия	Титан Д-160		золотосодержащие	– 40+5	минус 5,0
ОАО «Качканарский ГОК»	Титан Д-250	2003	титаномагнетитовые	– 20+0	80% класса минус 6,0
Охотская ГМК (п. Хаканджа)	Титан Д-160	2003	золотосодержащие	– 60+5	минус 5,0

Дробилки предназначены для дробления рудных и нерудных материалов любой крепости и твердости. Производительность центробежных дробилок Титан Д составляет от 1 до 650 т/час.

Ударно-центробежный способ дробления известен достаточно давно и в последнее время находит все большее применение. Первый патент на дробилку типа «камень о металл» был получен Ц. Мелером (Германия) еще в 1877 г. Расширение сферы применения ударно-центробежной дробилки в 80-е годы произошло благодаря появлению компании «Barmac Associates» (Новая Зеландия), и ее дробилки типа «камень о камень» с вертикальным валом.

Исходный материал подается на быстро вращающийся ротор-ускоритель, частицы приобретают скорость, равную скорости ротора, и выбрасываются в пространство камеры дробления, их разрушение происходит при ударе об отражательные плиты и столкновении друг с другом в полете (рис.29).

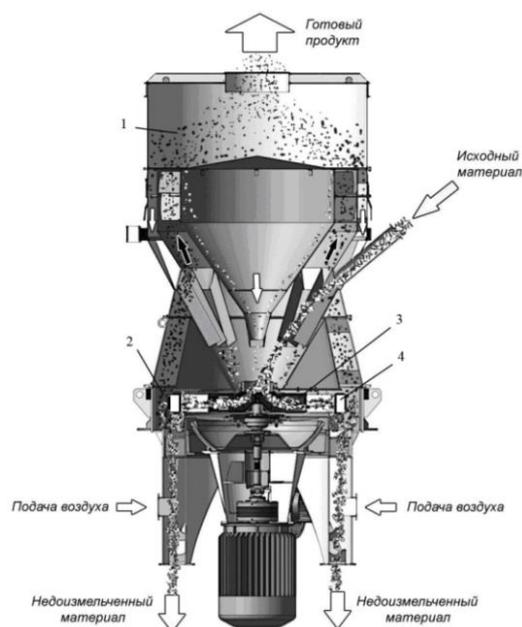


Рис. 29. Схема ударно-центробежной дробилки: 1 – классификатор; 2 – камера дробления; 3 – ускоритель; 4 – отбойное кольцо

Дробление материала производится за счет центробежной силы, которая разгоняет куски загружаемого материала и направляет их на слой руды или отражательную плиту, где происходит дробление «камень о камень».

На ОАО «Полтавский ГОК» (Украина) в 4-ой стадии дробления в открытом цикле установлены дробилки типа «Бармак 9000» с получением продукта дробления крупностью менее 6,0 мм. Практика работы на предприятии свидетельствуют, в целом, о положительных результатах эксплуатации. Но вместе с тем отмечаются и недостатки: КИО составляет всего лишь 50%, высокая чувствительность дробилок не только к металлу и крупнокусковой руде, но и к включениям деревянных предметов, при запуске дробилок питание проходит через них, практически не подвергаясь дроблению, обязательно наличие аспирации. Несмотря на все разнообразие конструкций дробилок ударного действия, механика разрушения твердого тела различается в них лишь некоторыми нюансами.

2.6. Процессы и аппараты для измельчения

Измельчение – это процесс разрушения (дезинтеграция) кусков (частиц) полезного ископаемого с целью доведения их крупности до таких размеров, при которых возможен процесс обогащения. Минеральное сырье состоит из прочно сросшихся друг с другом зерен минералов различных размеров (*сростки*). Они вкраплены в друг друга и, прежде, чем начать их высвобождение, их необходимо вскрыть, чтобы разъединить минералы и получить свободные зерна. Эту работу выполняет измельчение и называется она *раскрытием минералов*, то есть основное назначение измельчения вскрыть (раскрыть) зерна различных минералов, находящихся в полезном ископаемом.

Измельчение известно с древнейших времён, пест и ступка из камня применялись за 8 тысяч лет до н.э., ручные мельничные жернова – за 3 тыс. лет до н.э. применялись для измельчения полезных ископаемых в Древнем Египте и Китае. Катково-чашевые мельницы ведут начало от арастры (по мощённому камнем дну круглой чаши конным приводом волочились тяжёлые валуны), применявшейся на древних разработках золота в Мексике. С 16 века для измельчения руд использовали толчеи (падающие песты), с начала 18 века известен принцип действия шаровой мельницы. Первая роликовая мельница изобретена Шранцем (Германия) в 1870 г., барабанные мельницы применяются с конца 19 века, широко распространены с 1910 г. С освоением энергии пара (конец 19 века) измельчение проводили в шаровых мельницах, в середине 19 века выданы основные патенты на современные бегуны. Первая галечная мельница (барабанная) появилась в Южной Африке в 1875 г. Идея использования струи сжатого газа для сообщения скорости куску руды при дроблении запатентована в 1880 г, но разработки струйных мельниц начаты в 1925 г.

Метод самоизмельчения впервые применён в 1908 г. для измельчения магнетита в конических мельницах без шаров на обогатительной фабрике в Пенсильвании (США). Мельницы самоизмельчения больших диаметров разрабатывались с 1930 г, появились в промышленности в 1940-45 гг. Молотковые мельницы применяются с 1925 г, патент на ударную мельницу с закреплёнными билами выдан Х. Кариеру (Англия) ещё в 1875 г. Первые конструкции шаровых вибрационных мельниц разработаны в Германии в 1933-40 гг, первые конусные мельницы были установлены на медно-цинковой фабрике (США) в 1948 г.

Измельчение осуществляют методами раздавливания, раскалывания, излома, срезывания и истирания. По виду необратимой деформации (разрушения) частиц выделяют измельчение, основанное на сжатии, растяжении, изгибе и сдвиге, по способу измельчения – на мокрое и сухое. Если материал подвергается действию не статических усилий, а динамических, то измельчение называется *ударным*. По виду реализации методов измельчения различают механическое, пневмомеханическое и аэродинамическое. По способу воздействия на материал процесс измельчения является преимущественно динамическим. *Механическое* измельчение реализуют в барабанной мельнице – шаровой, стержневой, галечной, рудно-галечной, рудного само- и полусамоизмельчения, барабанно-роликовой, а также в роликово-кольцевой, чашевой (бегуны), дисковой. *Пневмомеханическое* и *аэродинамическое* измельчение осуществляют в струйных размольных аппаратах, в которых разрушение кусков происходит в результате разгона материала струёй газа (воздуха) и последующего удара о неподвижную броню или взаимных ударов.

На выбор схемы измельчения минерального сырья влияет множество факторов: твердость руды, ее абразивность, трещиноватость, массовая доля влаги, минерализация, включая минералы пустой породы, массовая доля ценных компонентов и вредных примесей, характер и размер включения

зерен, химические свойства и другие характеристики. При весьма тонком измельчении частицы размерами в несколько микрон и мельче могут образовывать хлопья и сrostки. Измельчение во многих случаях сопровождается химическими превращениями на поверхности частиц. При обогащении полезных ископаемых измельчают, как правило, дроблёные материалы, кроме процесса рудного самоизмельчения, где измельчаются продукты крупностью 300 (400) мм. Измельчение, как правило, комбинируют с операциями классификации, могут использоваться гидроциклоны, спиральный или речный классификатор, грохоты, воздушный и гидравлический классификаторы. Гидроциклоны являются предпочтительным классификационным оборудованием, используемым в современных схемах мокрого измельчения. Спиральные классификаторы все еще применяются, особенно для грубой классификации; в отдельных случаях предпочтение отдается грохотам.

Основным оборудованием для измельчения являются *мельницы* различных типов: механические (с мелющими телами), струйные (без мелющих тел), непрерывного и периодического действия. Наибольшее распространение получили барабанные мельницы: с вращающимся барабаном, вибрационные и центробежные. Выбор типа измельчительного аппарата зависит от физических свойств измельчаемого материала и крупности исходного материала, требуемой степени его измельчения и раскрытия сrostков, гранулометрического состава измельченного продукта, необходимой производительности. Производительность мельниц определяется их объемом и экспериментально устанавливаемой удельной производительностью по готовому классу. В зависимости от формы барабана различают мельницы цилиндрические и цилиндроконические. Цилиндрические мельницы бывают короткие: $L \leq D$, длинные: $D < L < 3D$ и трубные: $L > 3D$.

Измельчение руд и других материалов осуществляется в основном в *барабанных* мельницах, применение которых связано с высокими капитальными и эксплуатационными затратами (рис.30,а). Так как барабанные (стержневые и шаровые) мельницы пригодны для измельчения руд практически любой крепости, то их использование считается универсальным решением.

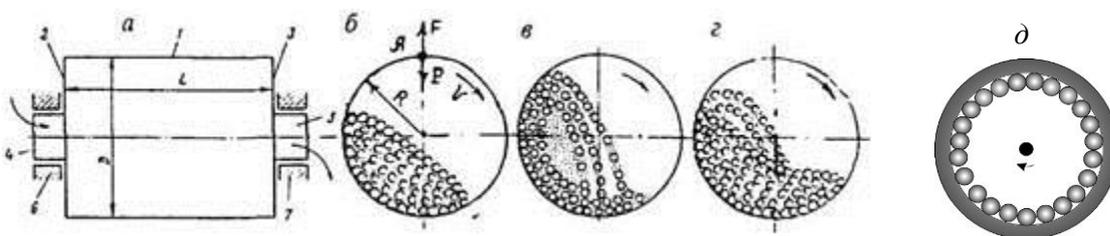


Рис.30. Схема барабанной вращающейся мельницы (а) и движения в ней мелющих тел при каскадном (б), водопадном (в), смешанном (г) и сверхкритическом (д) режимах измельчения

Барабанная мельница представляет собой цилиндрический (иногда конический или цилиндроконический) барабан с торцевыми крышками и пустотелыми цапфами, опирающимися на подшипники. Исходный материал загружается через одну цапфу, а измельченный продукт разгружается через другую. Движение материала вдоль оси барабана происходит за счет перепада уровней загрузки и разгрузки и напора в результате непрерывной загрузки исходного материала: при мокром измельчении материал транспортируется водой, а при сухом - воздушным потоком. При вращении барабана мелющая среда (кованные или штампованные стальные шары, стержни, куски руды или рудная галля) и измельчаемая руда благодаря трению поднимаются на некоторую высоту и затем сползают, скатываются или падают вниз. Измельчение происходит за счет удара падающей мелющей среды, раздавливания и трения между частицами и перекатывающимися слоями содержимого мельницы. Вклад удара, трения и раздавливания в работу измельчения зависит от режима работы мельницы, определяемого частотой вращения ее барабана, по отношению к критической « $n_{кр}$ », когда для частицы или дробящего тела, например шара, в наивысшей точке A достигается равновесие двух основных действующих сил - центробежной силы F и силы тяжести P —и они уже не могут оторваться от поверхности вращающегося барабана (рис.30,б).

Каскадный – это режим с перекатыванием мелющих тел без их отрыва и полета (рис. 30,б). Разрушение материала осуществляется за счет раздавливания и истирания между мелющей средой, слоем материала и футеровочными плитами. Данный режим благоприятен для стержневых мельниц, а для шаровых мельниц применяется в основном при сухом измельчении.

Водопадный - это режим с отрывом мелющих тел и их преимущественным полетом (рис.30,в). Разрушение материала происходит за счет удара падающих шаров и частичного истирания между мелющей средой, слоем материала и футеровочными плитами. Применяется для измельчения крупного материала.

Смешанный режим – характеризуется перекатыванием материала в барабане с единичным отрывом мелющих тел, при этом внешние слои мелющих тел падают на внутренние слои материала, скатывающегося по склону вниз (рис.30,г). Данный режим применяется для шаровых мельниц мокрого измельчения и является промежуточным между каскадным и водопадным.

Сверхкритический режим или режим махового колеса наступает при частоте вращения барабана выше критической, с центрифугированием всего объема мелющих тел, при этом работа измельчения равна нулю (рис.30,д).

На некоторых обогатительных фабриках применяют барабанные мельницы, в которых мелющими телами являются крупные куски подлежащей измельчению руды и процесс называется *самоизмельчением*, при добавке мелющих тел - *полусамоизмельчением*.

Мельницы самоизмельчения предназначены для тонкого измельчения (до 0,3–0,07 мм) крупнокускового (от 300 до 900 мм) разделенного на два класса крупности (+100 и -100 мм) или неклассифицированного материала при переработке различных типов руд (медно-молибденовых, железных, золотосодержащих и др.). Мельницы самоизмельчения работают в режимах, как мокрого (мельницы «Каскад»), так и сухого измельчения (мельницы «Аэрофол»). В процессе измельчения крупные куски измельчают более мелкие и одновременно измельчаются сами. По своей конструкции мельницы подобны барабанным; принципиальное их отличие состоит лишь в большом диаметре (до 7-22 м) при малой длине (0,3-0,5 диаметра). Большой диаметр обеспечивает необходимую силу удара кусков и увеличивает удельную производительность мельницы, которая растет пропорционально ее диаметру в степени 0,6.

Мельница «Каскад» имеет короткий барабан с коническими торцевыми крышками. Руда из мельницы разгружается через решетку, работают мельницы в замкнутом цикле с механическим классификатором или гидроциклонами (рис.31,а).

Мельница «Аэрофол» представляет собой короткий барабан, установленный на массивном фундаменте (рис.31,б). На внутренней поверхности барабана, вдоль ее образующей установлены на некотором расстоянии одна от другой полки из двутавровых балок или рельсов, которые при вращении барабана поднимают куски измельчаемого материала. Падающие куски руды дробят находящуюся внизу руду, и кроме того, ударяясь о полки при падении, крупные куски раскалываются.

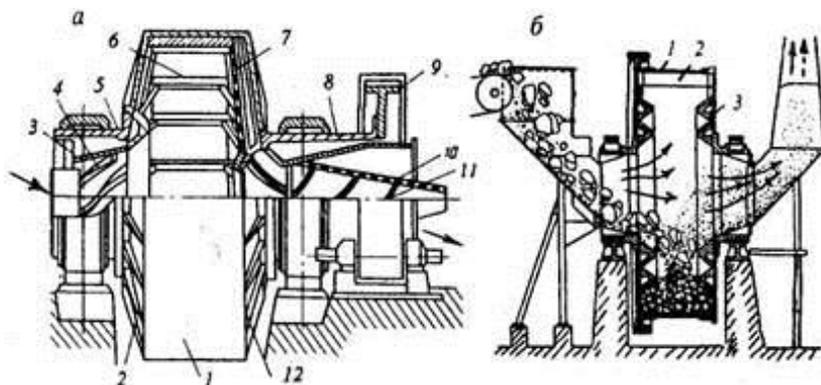


Рис.31. Схемы мельниц мокрого и сухого самоизмельчения

Барабан или камера *вибрационных* мельниц, используемых для сухого измельчения, не совершают вращательного движения (рис.32). Под действием дебалансного инерционного или гирационного вибратора возбуждаются круговые колебания их в плоскости, перпендикулярной к оси вибратора, и обратное направленное вращательное движение мелющей среды, вызывающее измельчение материала в результате ударных и истирающих нагрузок (рис.32,а,б). Изменяя амплитуду колебаний (5–15 мм) и частоту вращения дебаланса (1000–3000 мин⁻¹), можно оказывать дозированное

воздействие разрушающих сил на измельчаемый материал, что улучшает раскрытие сростков. В качестве мелющих тел используются обычно шары или стержни из стали, высокохромистого сплава или карбида вольфрама. Внутренняя поверхность барабана или камеры мельницы футеруется износостойкой резиной или сталью. Мельницы могут работать в условиях повышенного давления или вакуума, при нагревании или охлаждении. Преимущества вибрационных мельниц, по сравнению с шаровыми, проявляются при тонком и особенно сверхтонком измельчении, для которого они и используются при производстве строительных материалов, в химической и металлургической промышленности, при измельчении золотосодержащих руд, кварцевого песка, доизмельчения оловянных концентратов.

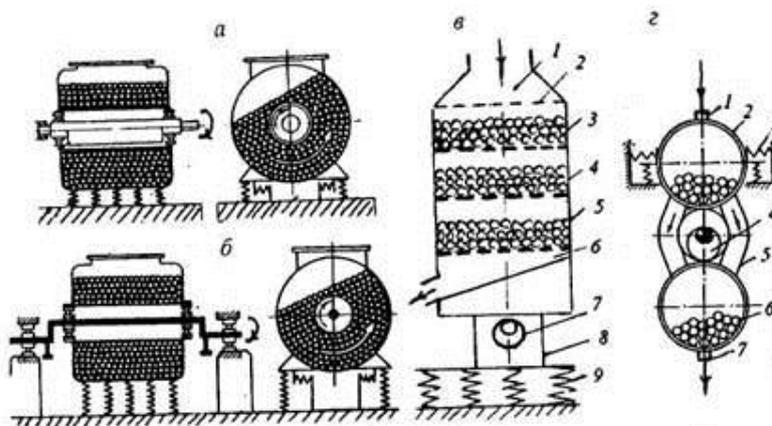


Рис.32. Схемы вибрационных мельниц инерционного (а) и гириационного (б) типов, вертикального типа МВВ-2 (в) и «Палла-У»

Исходная крупность при этом составляет обычно 2–5 мм, достигая в редких случаях 12 мм. Непрерывность процесса измельчения в вибрационных мельницах с внутренним вибратором достигается в результате удаления измельченного продукта из барабана или камеры воздушным потоком при непрерывной подаче в зону измельчения исходного материала. Как правило, мельница работает в замкнутом цикле с воздушным сепаратором.

Для *центробежного* измельчения предложено большое число разнообразных конструкций аппаратов (рис.33). В одно- или многокамерных центробежных барабанных мельницах, используемых в керамической и других отраслях промышленности, сухое или мокрое измельчение производится раздавливанием измельчаемого материала мелющими телами, движущимися под действием центробежных сил по внутренней неподвижной поверхности вертикального барабана (рис.33,а). Движение мелющим телам сообщается вращающимся внутри барабана ротором - валом с водилами для шарнирно закрепленных роликов или свободно размещенных металлических шаров. Для весьма тонкого сухого измельчения материалов химической промышленности применяется бисерная мельница аналогичной конструкции, в которой в качестве мелющих тел используется металлическая дробь, керамические или минеральные износостойкие частицы размером от 1 до 6

мм. В центробежных шарокольцевых мельницах с горизонтальным расположением размольного кольца исходный материал поступает через патрубок 2 на вращающееся водило 1, отбрасывается центробежной силой к размольному кольцу 4 и попадает под шары 3, где и измельчается (рис.33,б). Снизу через кольцевую щель между размольным кольцом и водилом подается воздух, который выносит измельченный материал в воздушный сепаратор, работающий в замкнутом цикле с мельницей.

В центробежно-шаровых мельницах при вращении чаши 3 находящиеся в ней шары 2 и материал крупностью до 25–30 мм отбрасываются центробежными силами к размольному кольцу 1, ударяются об него и возвращаются обратно в чашу (рис.33,в). Материал после измельчения удаляется воздушным потоком.

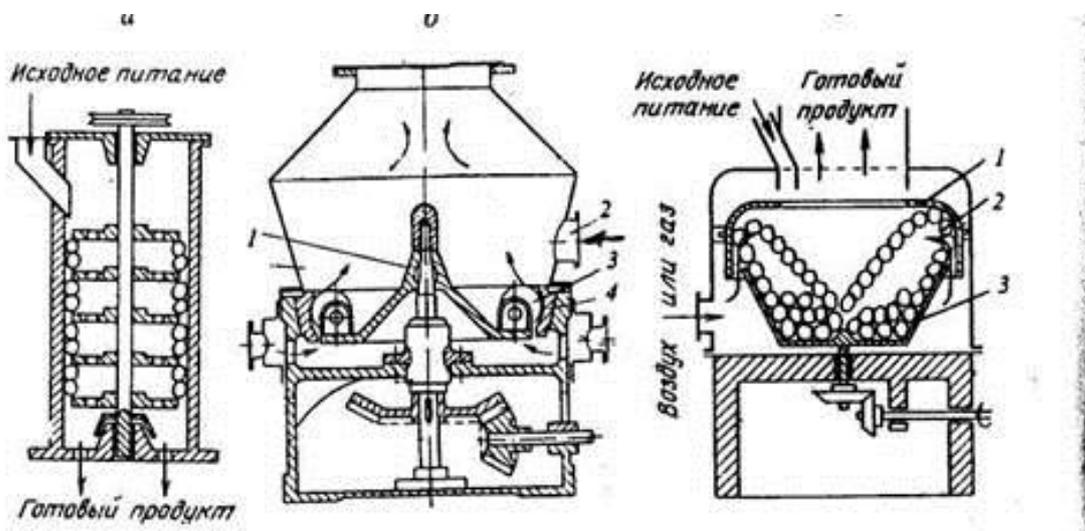


Рис.33. Схемы центробежных мельниц: барабанной (а), шарокольцевой (б) и центробежно-шаровой (в)

В мельницах ударного действия разрушение частиц материала происходит вследствие ударных нагрузок, которые могут возникнуть в самых разнообразных условиях. Например, при падении мелющих тел, при столкновении летящей частицы с неподвижной преградой или, напротив, столкновения мелющих тел с неподвижной или движущейся частицей, так же возможны и взаимные соударения частиц в полете. Но в любом случае кусок материала или само мелющее тело должно обладать таким количеством кинетической энергии, которой хватило бы для преодоления внутренних связей между частицами. Измельчаемый материал подается на быстро вращающийся ротор-ускоритель, частицы приобретают скорость, равную скорости ротора и выбрасываются в пространство измельчительной камеры, их разрушение происходит при ударе об отражательные плиты и столкновении друг с другом в полете. Однако по мере изменения массы частиц, характер их взаимодействия с рабочими органами мельницы изменяется кардинально. Одной из особенностей измельчения свободным ударом является тот факт, что разрушение материала происходит по

наиболее слабым связям, дефектам структуры в местах соединения кристаллов, зерен, слоев и т.д. Для получения более тонкого измельчения, упрочнение частиц которое происходит вместе с уменьшением их размеров, создает дополнительные трудности. В определенный момент, когда структурная прочность каждой отдельной частицы достигает своего максимума, а ее масса ничтожно мала, свободный удар практически полностью замещается истиранием. Ротор центробежной мельницы перестает выполнять функцию ускорителя и работает скорее как завихритель материала воздушных потоков (рис. 34).

Увлекаемые к стенкам измельчительной камеры крупные частицы вытесняют более мелкие, которые, перемещаясь от периферии к центру, измельчаются исключительно за счет взаимного истирания в турбулентных потоках. По расходу энергии на образование единицы новой поверхности - это один из самых неэффективных способов измельчения.

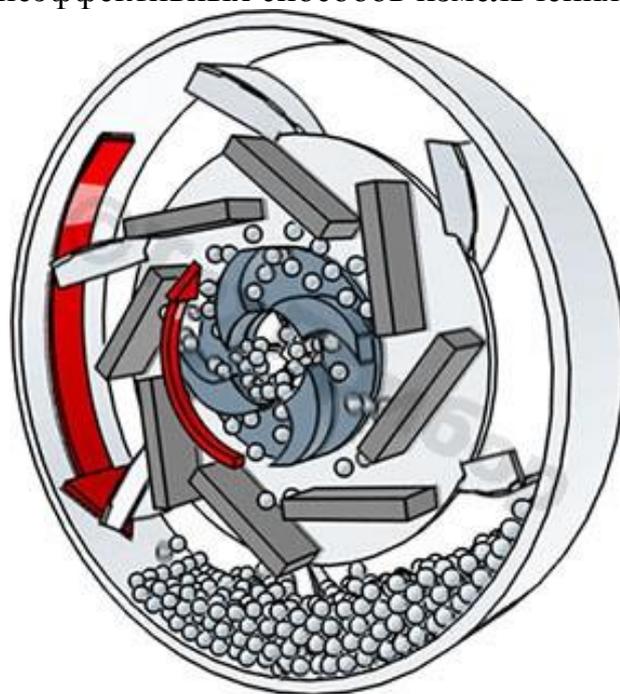


Рис. 34. Схема измельчения в ударно-центробежной мельнице

Струйная мельница – разновидность мельниц, используемая для получения ультрадисперсных продуктов сухим способом. Струйное измельчение – это процесс, в котором частицы материала разгоняются струей газа (или пара высокого давления), выходящего из сопла со звуковой или сверхзвуковой скоростью, и измельчаются, ударяясь о неподвижную мишень или пересекаясь с другим потоком частиц. Наиболее часто используются струйные мельницы, основанные на разрушении частиц ударом их об отбойную плиту и измельчении в пересекающихся потоках в горизонтальных или вертикальных камерах (рис.35). Они работают, как правило, в замкнутом цикле с воздушным сепаратором.

Получение тонкоизмельченного материала определённой дисперсности, обеспечивающей возможность его переработки или применения на

последующих стадиях – это цель *тонкого (ультратонкого) измельчения*. Большинство устройств, предназначенных для тонкого и ультратонкого измельчения материалов, бывают как сухого, так и мокрого типа. К ним относятся шаровые мельницы, работающие по принципу ударно-истирающего действия вследствие вращения барабана и непрерывного движения мелющих тел (шариков из стали, чугуна или других крепких материалов); струйные, вибрационные, центробежные, коллоидные, вертикальные мельницы и дезинтеграторы. Мельницы для тонкого (ультратонкого) измельчения предназначены в основном для раскрытия мелких сростков, что достигается при режиме измельчения с перекачиванием мелющих тел без подбрасывания. При таком режиме сростки измельчаются не в результате свободного падения мелющих тел с большой высоты, а вследствие гораздо более слабых ударов мелющих тел, перекачиваемых сплошной массой, т.е. основная работа сводится к раздавливанию и истиранию.

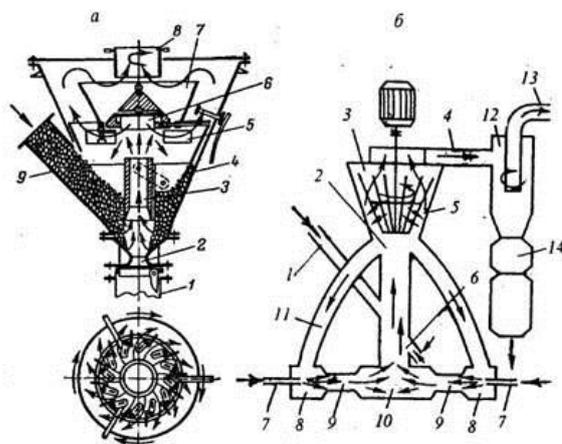


Рис.35. Схемы высокоскоростной газоструйной (а) и струйной мельницы с противоточной измельчительной камерой (б)

Мельницы с *перемешиванием мелющей среды*, включая вертикальные мельницы - это перспективное решение в области измельчения. Данные технологии постепенно получают распространение в силу ряда потенциальных преимуществ, с постепенным расширением круга возможных поставщиков оборудования. Перемешивание мелющей среды в данных технологиях осуществляется гравитационными и флюидизационными методами. В обоих случаях ожидается повышение однородности мелющей среды и пульпы и рост общей эффективности процесса измельчения, что способствует как снижению расходных коэффициентов (по электроэнергии, мелющим телам и футеровке), так и сокращению размеров оборудования.

2.7. Выбор схем рудоподготовки

Схема рудоподготовки выбирается исходя из вещественного состава и физических свойств минерального сырья, необходимой крупности дробления (измельчения), принятой в технологической схеме обогащения, технологических характеристик оборудования, которое можно применить и

опыта обогащения аналогичных по свойствам и составу руд. Крупность материала, подаваемого на фабрику, определяется проектом горной части, а крупность материала, поступающего на обогащение, зависит от размера и характера вкрапленности ценных минералов и определяется на основе результатов исследовательских работ. Физические свойства руды определяют способ и схему дробления, схему измельчения и тип аппаратов для выполнения этих операций. На выбор схемы рудоподготовки оказывают влияние и общие условия проектирования: климатические условия района, производительность предприятия, способ разработки месторождения, способ подачи руды и многие другие, например, при глинистой, влажной руде, возможно, потребуется промывка руды, а иногда, по условиям смерзаемости, и подсушка руды. Иногда требуется выделение мелочи и отдельное складирование кусковой части руды. Для будущего специалиста важно знать данные эксплуатации обогатительных фабрик, работающих на рудах, подобных исследуемым. Применение в проекте проверенных решений позволит избежать ошибок, которые трудно исправить на построенной обогатительной фабрике, а перестройка потребует больших затрат.

Процессы рудоподготовки являются чрезвычайно энергоемкими и, для снижения этих расходов, дробление и измельчение осуществляют в несколько стадий, причем перед каждой стадией выделяется готовый по крупности материал грохочением и классификацией. Это снижает расход электроэнергии, затрачиваемой на дробление и измельчение, уменьшает износ мелющих тел и футеровочной стали и дает возможность получать более равномерный по крупности продукт для последующего процесса обогащения. Поэтому выбору оптимальной схемы дробления и измельчения придается большое значение. Для выбора *рациональной* схемы дробления из числа возможных схем необходимо определить, в первую очередь, число и вид отдельных стадий дробления и необходимость операций предварительного и поверочного грохочения в отдельных стадиях дробления. Число стадий дробления определяется необходимой степенью дробления (измельчения). По условиям технико-экономической целесообразности крупность конечного продукта дробления, подаваемого в мельницы, при шаровом измельчении не должна превышать 10-20 мм, при стержневом – 15-25 мм, самоизмельчении – 300-500 мм. На фабриках большой производительности общая степень дробления достигает 100 и более, степень дробления в одну стадию обычно колеблется в пределах 3-6. Поэтому наиболее часто встречающиеся схемы дробления имеют три стадии – крупное, среднее и мелкое, которые включают операции дробления и грохочения. В зависимости от наличия и назначения операций грохочения (предварительное или поверочное), встречающихся в схемах, стадии можно разделить на открытые, открытые с предварительным грохочением, замкнутые с поверочным грохочением, замкнутые с совмещенным предварительным и поверочным грохочением и замкнутые с раздельным и предварительным грохочением (рис.36).

Введение предварительного грохочения экономически оправдано, если содержание готового дробленого продукта в исходной руде превышает 15%. Перед 2-й стадией, как правило, предусматривается предварительное

грохочение. Перед 3-й стадией предварительное грохочение предусматривается всегда. Применение склада крупнодробленой руды рекомендуется, так как обычно добычной цех работает в режиме, отличающемся от режима работы обогатительной фабрики. Для расчета схем дробления необходимы следующие данные: производительность обогатительной фабрики по исходному сырью, характеристика его крупности, характеристика крупности продуктов дробления по стадиям дробления, максимальная крупность дробленого продукта, показатели эффективности грохочения в отдельных стадиях. Характеристики крупности сырья и дробленых продуктов берутся из отчетов по исследовательским работам и по данным обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье. Выбор оборудования включает выбор типа аппарата и его типоразмера, расчет производительности для заданных условий, определение числа аппаратов.

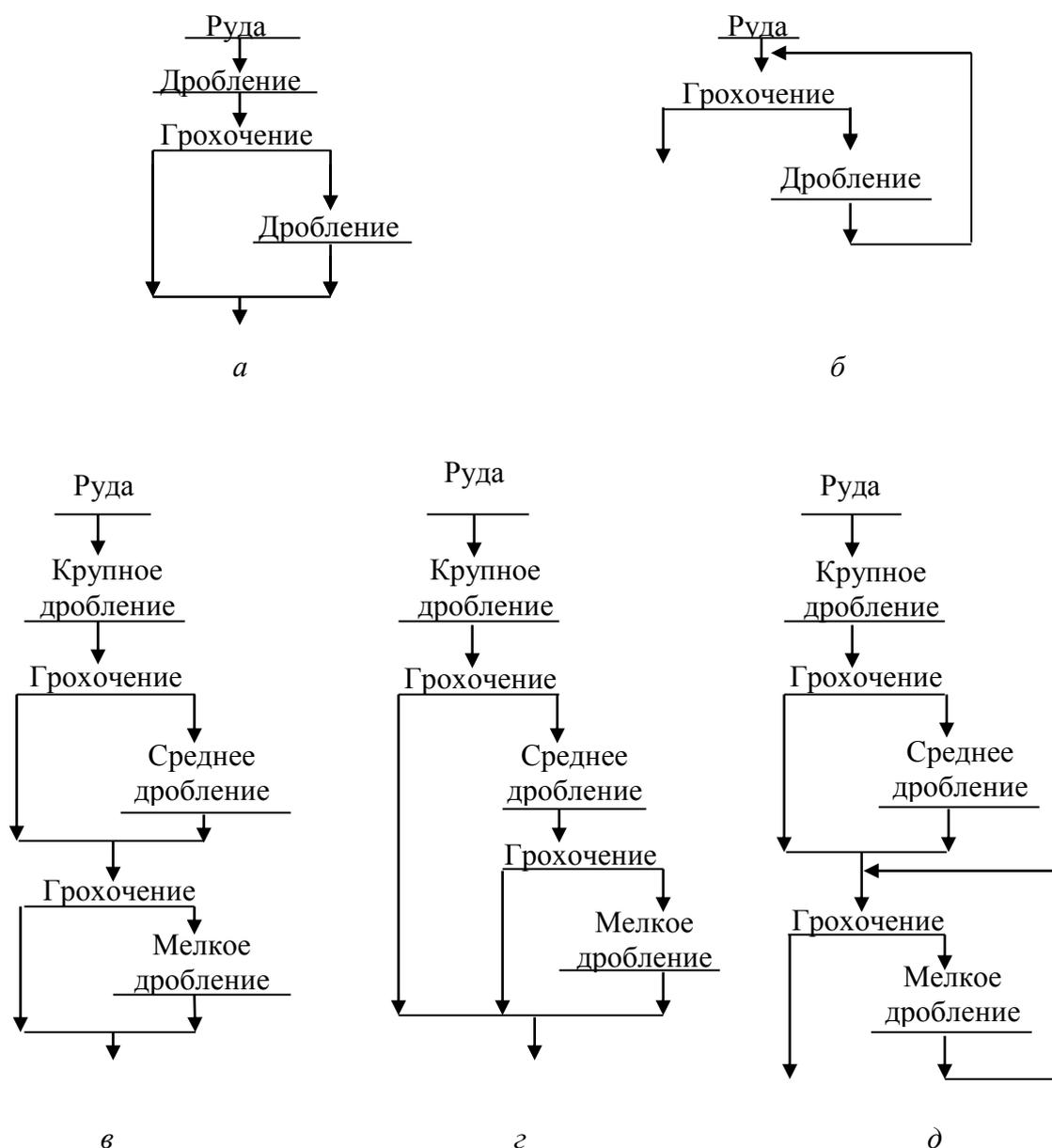


Рис. 36. Схемы дробления и грохочения: двух- (а), одно- (б) и трехстадиальная (в,г,д)

Типоразмер грохота обычно определяется требуемой производительностью сопрягающейся с ним дробилки. Наиболее желательное соотношение числа аппаратов 1:1. Для первого приема дробления обычно резервные дробилки не устанавливаются. Во 2-м и 3-м приеме на 2-3 дробилки устанавливается одна резервная. Выбор оптимального варианта оборудования осуществляется на основе следующих критериев – установочной мощности, стоимости, удобства размещения, эксплуатационных затрат.

При выборе схемы измельчения необходимо учитывать: вещественный состав и физические свойства минерального сырья; необходимую крупность измельчения и степень раскрытия минералов; капитальные и эксплуатационные затраты. Кроме того, при выборе мельниц следует решить вопрос о том, будут ли применяться мельницы со стальными мелющими телами или мельницы самоизмельчения. Это вопрос решается технико-экономическим сравнением вариантов схем дробления и измельчения. Схемы измельчения, подобно схемам дробления, состоят из отдельных стадий, из большего числа возможных вариантов схем обычно применяют измельчение: - в открытом цикле; - в замкнутом цикле с поверочной классификацией песков; - с предварительной и поверочной классификацией; - в замкнутом цикле с поверочной и контрольной классификацией слива.

Шаровые и рудно-галечные мельницы мокрого измельчения, мельницы само- и полусамоизмельчения в подавляющем большинстве работают в замкнутом цикле. Отношение массы песков к массе исходного питания носит название *циркулирующей нагрузки*, которая может колебаться от 50 до 700 % от исходного материала. При шаровом измельчении руд предварительная классификация обычно применяется перед первой стадией измельчения при содержании в исходной руде готового продукта не менее 15%. Поверочная классификация применяется при полностью замкнутом цикле для контроля крупности измельченного продукта, повышения производительности мельницы и уменьшения переизмельчения материала. При само- или полусамоизмельчении чаще применяются двух- или трехстадиальные схемы измельчения. Первая стадия осуществляется в мельницах типа «Каскад» или «Аэрофол» в замкнутом цикле с классификатором (спиральный классификатор, грохот, пневматический классификатор); вторая (третья) – в рудно-галечных мельницах, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами.

Выбор схемы измельчения производится путем экспериментальной проверки различных вариантов схем в полупромышленных и промышленных условиях. Для проектируемой фабрики необходимо сравнить варианты установки мельниц нескольких типоразмеров, определить вариант установки мельниц металло- и энергоемких. Во всех случаях целесообразен переход от использования мельниц меньшего объема к большему.

ГЛАВА 3. ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ

Задача *основных* процессов обогащения – разделить полезный минерал и пустую породу. Для разделения минералов используются различия в физических, физико-химических и других свойствах разделяемых минералов, в соответствии с которыми выделяют различные методы обогащения (табл.14, рис. 37):

- гравитационные методы обогащения, основанные на различиях в плотности (с учетом крупности и формы) разделяемых минералов;
- флотационные методы обогащения (различия в физико-химических свойствах поверхности разделяемых минералов);
- магнитные методы обогащения (различия в магнитной восприимчивости разделяемых минералов);
- электрические методы обогащения (различия в электрических свойствах разделяемых минералов);
- специальные методы обогащения (различия в цвете, блеске, форме, естественной или наведенной радиации разделяемых минералов);
- комбинированные методы обогащения, в схему которых помимо традиционных процессов обогащения (не затрагивающих химического состава сырья) включены пиро- или гидрометаллургические операции, изменяющие химический состав сырья.

Таблица 14

Свойства минералов и методы обогащения полезных ископаемых

Свойства минералов	Методы обогащения
Цвет и блеск	Ручная рудоразборка
Форма	
Крупность	По форме
Естественная или наведенная радиоактивность, светоотражательная способность, свечение в пучке рентгеновских лучей и т.п.	По крупности
Твердость, прочность	Механизированная рудоразборка
Коэффициент трения скольжения	Избирательное дробление
Удельный вес, плотность	По трению
Физико-химические свойства поверхности	Гравитационные
Магнитная восприимчивость	Флотация
Электрические свойства	Магнитные
	электрические

В настоящее время все чаще разделение минералов, основанное на различии их физических и химических свойств, называют *минералургией*.

Процесс обогащения – это отделение одних минералов от других на основе использования различия в их свойствах. Процессы обогащения состоят из *операций*, решающих определенную задачу. В один прием разделения получить кондиционный продукт невозможно, поэтому выделяют несколько

типов операций. Первичное разделение полезного ископаемого на продукты, в одном из которых сконцентрированы полезные минералы, а в другом – породные называют *основной* операцией. Для повышения качества продуктов, полученных в основной операции, предназначены *перечистные*, количество которых может быть большим и конечным продуктом которых является кондиционный концентрат. Для доизвлечения полезных компонент из отходов основной операции предназначены *контрольные* операции, конечным продуктом которых являются отходы или продукты, направляемые в следующий цикл обогащения, где извлекается другой полезный компонент. Совокупность операций переработки полезного ископаемого, которые характеризуются каким – то единым признаком (например, полезным компонентом) и в котором получают один или несколько конечных продуктов называют *циклом* обогащения. Совокупность операций переработки полезного ископаемого, которые заключаются между операциями изменения крупности перерабатываемого материала (дробление, измельчение) называют *стадией* обогащения.

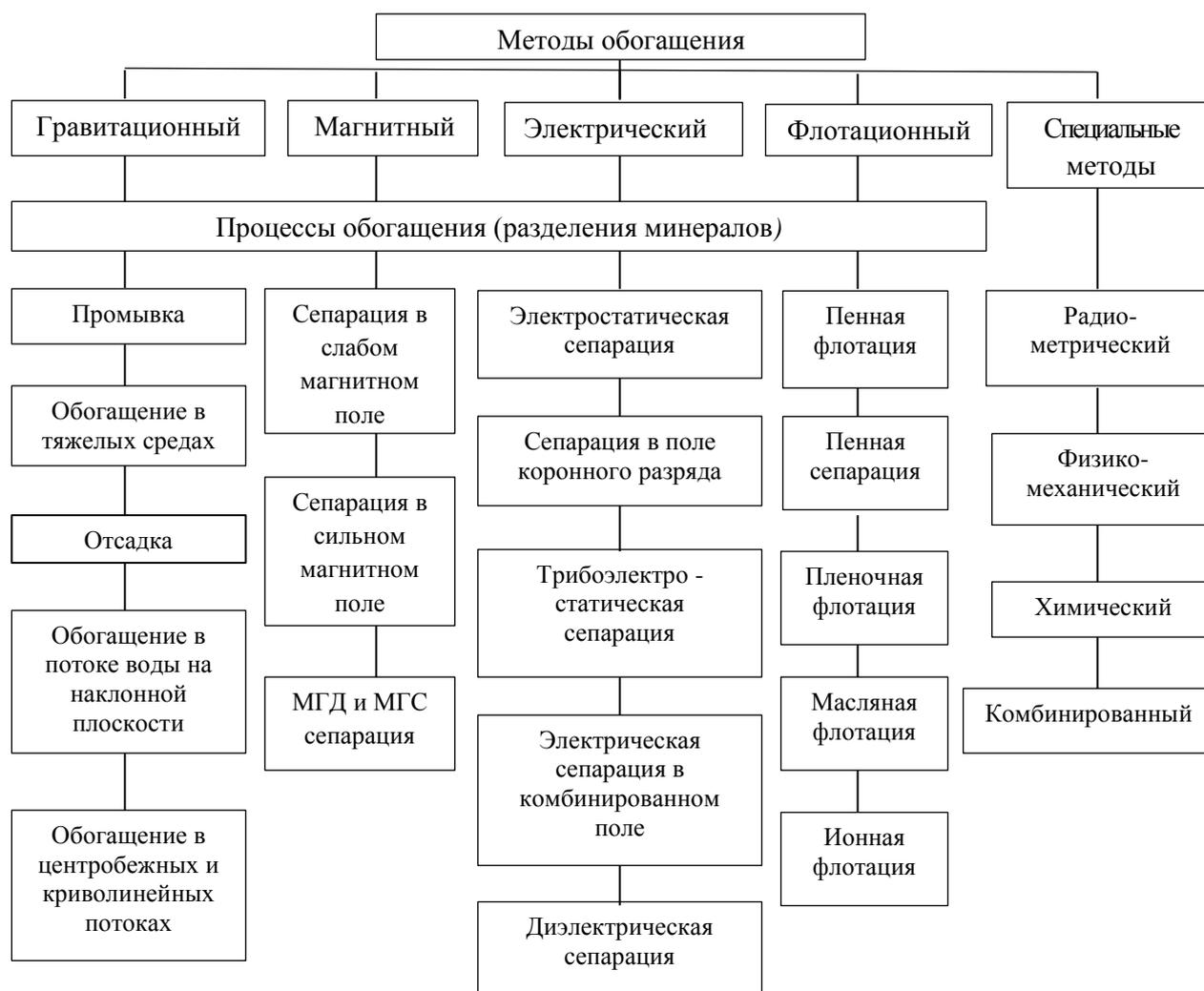


Рис. 37. Классификация методов и процессов обогащения полезных ископаемых

3.1. Процессы и аппараты для гравитационного обогащения

Гравитационными методами обогащения называются методы, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся плотностью, размерами и формой, обусловлено различием в характере и скорости их движения в разделительных средах (вода, воздух, тяжелые суспензии, тяжелые жидкости) под действием силы тяжести и сил сопротивления. Это один из древнейших методов обогащения полезных ископаемых, применявшийся за 2 тыс. лет до н.э., но и в настоящее время занимающий одно из ведущих мест при обогащении угля, золотосодержащих, молибденовых, вольфрамовых руд и руд черных металлов.

Данный метод обогащения включает многие процессы, в которых различие плотности минералов используется разными способами. Гравитационные процессы классифицируются в соответствии с характером сил, действующих на частицы, характером движения среды разделения и самих частиц в этой среде:

- разделение минеральных частиц в пульсирующем потоке среды разделения (отсадка гидравлическая и пневматическая, пневматическая сепарация, обогащение в виброжелобах);
- разделение минеральных частиц в потоке воды, текущей по наклонной плоскости (обогащение на шлюзах, в желобах, на концентрационных столах, винтовых сепараторах, струйных концентраторах);
- разделение минеральных частиц в криволинейных потоках среды разделения (обогащение в гидроциклонах, центрифугах, центробежных концентраторах);
- расслоение минеральных частиц в средах гравитационного обогащения (обогащение в тяжёлых жидкостях, тяжелых суспензиях и аэросуспензиях);
- разделение минеральных частиц в вертикально восходящих потоках среды разделения (классификация гидравлическая и пневматическая);
- осаждение минеральных частиц в среде разделения (сгущение);
- промывка.

Все гравитационные процессы по физической сущности механизма разделения минеральных частиц делятся на гидродинамические и гидростатические процессы.

Сущность *гидродинамических* процессов состоит в разделении исходного минерального вещества по плотностям под воздействием потоков воды (горизонтальных, восходящих, нисходящих).

Сущность *гидростатических* процессов разделения исходного минерального вещества по плотностям состоит во всплывании или погружении минеральных частиц в тяжелых жидкостях, плотность которых является промежуточной между плотностями разделяемых минеральных частиц.

Наиболее широко применяемые в практике обогащения полезных ископаемых обогащение в тяжелосредних сепараторах, отсадочных машинах, концентрационных столах, винтовых и конусных сепараторах, шлюзах. В настоящее время для увеличения эффективности процесса разработаны комбинированные процессы: магнито-гидродинамическая (МГД) и магнито-гидростатическая (МГС) сепарация. Область применения перечисленных процессов весьма различна.

3.1.1. Обогащение в пульсирующем потоке среды разделения. Отсадка

Отсадка является одним из методов гравитационного обогащения, основанным на различии скорости и направления движения смеси минеральных зерен в вертикально пульсирующей среде (воде или воздухе) разделения. Различие в скорости и направлении движения зависит от плотности, крупности, формы разделяемых минеральных зерен и состояния постели. Отсадка происходит в результате периодического воздействия восходящих и нисходящих потоков разделительной среды. Процесс отсадки является одним из самых распространенных процессов гравитационного обогащения полезных ископаемых. В практике обогащения отсадке подвергают полезные ископаемые крупностью от 0,1 до 150 мм.

Отсадка осуществляется в отсадочных машинах. *Отсадочная машина* – это обогатительный аппарат, оснащенный специальным оборудованием (решето, камера), используемым для гравитационного обогащения, путем разделения минеральной смеси преимущественно по плотностям под воздействием пульсирующего потока воды или воздуха (рис.38).

В зависимости от характера пульсации отсадочные машины подразделяются на пульсаторы (с вертикальной пульсацией воды в одном направлении - вверх) и собственно отсадочные машины (с вертикальными пульсациями переменного направления). Разделение минералов происходит в вертикально пульсирующем (знакопеременном) потоке среды разделения – воды (гидравлическая отсадка) или воздуха (пневматическая отсадка). Гидравлическая отсадка применяется значительно шире, чем пневматическая. В зависимости от свойств минералов характер движения (изменение скорости и амплитуды перемещения) среды разделения может быть различным. При отсадке необходимо обеспечивать такую разрыхленность постели, при которой будет возможным продвижение зерен обогащаемого материала внутри постели. *Разрыхленность* - это степень отдаления отдельных зёрен отсадочной постели друг от друга в период ее зависания, в отсадочных машинах регулируется путем изменения скорости восходящих и нисходящих потоков воды.

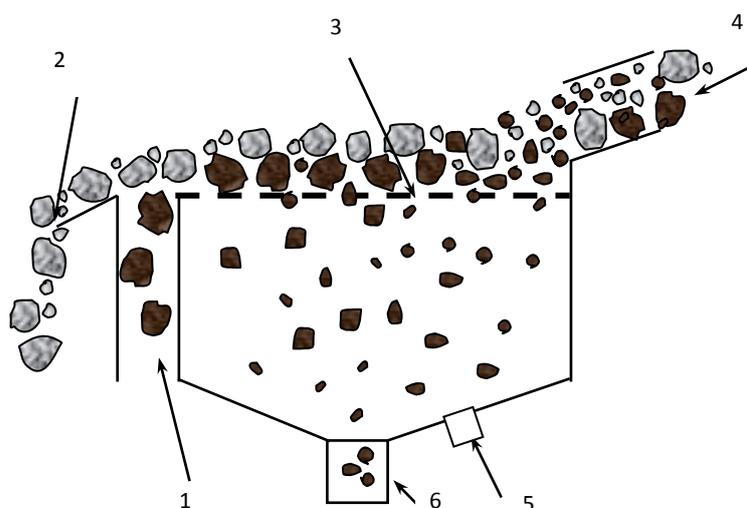


Рис. 38. Схема отсадки: 1, 2, 6 – крупная тяжелая, легкая и мелкая тяжелая фракции; 3 – решето, 4 - исходное питание; 5 – подрешетная вода

Это достигается регулированием длины хода диафрагмы или поршня, частоты пульсаций, количества дополнительно подаваемой в машину подрешетной воды. Разрыхленность постели может также регулироваться подбором соответствующей крупности зерен постели. Разрыхленность отсадочной постели – это соединительное звено между технологическими и гидродинамическими параметрами. Различают отсадку с *естественной* (для разделения крупного материала) и с *искусственной* постелью (для разделения мелкозернистого материала). В качестве искусственной постели применяют грубозернистые фракции таких минералов как гематит, магнетит, пирит и др. или искусственно приготовленные зерна - дробь, стальная сечка, зерна из смеси бетона и стальной стружки, шарики из утяжеленной резины и пр. Материал крупностью менее 10 мм обогащается с искусственной минеральной постелью, которая помещается на решето отсадочной машины. Разгрузка концентрата (минерал с высокой плотностью) происходит через решето. Частицы концентрата проходят через искусственную постель, через решето и далее разгружаются из отсадочной машины через регулируемый патрубок. Высота искусственной постели обычно составляет 40 - 60 мм. Искусственная постель должна удовлетворять следующим требованиям:

- плотность материала постели должна быть промежуточной между плотностями разделяемых минералов;

- крупность зерен постели должна составлять не менее 3-5 размеров максимальной частицы обогащаемого материала (превышение крупности постели над крупностью питания может быть до 10-кратного);

- крупность частиц постели должна быть в 3-4 раза больше размера отверстий решета отсадочной машины;

- материал искусственной постели должен быть стойким к абразивному износу и коррозии, регенерируемым после определенного срока использования, экономически доступен.

Естественная постель в отсадочных машинах образуется из частиц обогащаемого материала, в этом случае размер минеральных частиц должен быть больше размера отверстий решета.

В практике обогащения получили наибольшее распространение следующие типы отсадочных машин (рис.39):

- поршневые;
- беспоршневые;
- диафрагмовые;
- с подвижным решетом;
- пневматические.

Поршневая отсадочная машина имеет корпус, разделенный на два отделения (поршневое и отсадочное) продольной, не доходящей до дна перегородкой (рис.39,д). В отсадочном отделении установлено решето и имеется шибберное устройство для разгрузки нижнего слоя постели. В поршневом отделении в вертикальном направлении «вверх-вниз» при помощи эксцентрикового привода перемещается поршень. Корпус (корыто) отсадочной машины сплошной поперечной перегородкой разделен на два отделения – для

выделения тяжелого и промежуточного продуктов. Оба отделения работают одинаково с той лишь разницей, что поршни двигаются «в противофазе» для облегчения работы привода. В корыто отсадочной машины непрерывно подается «подрешетная» вода. Так как поршневое и отсадочное отделения машины являются фактически сообщающимися сосудами, при движении поршня вниз вода в отсадочном отделении движется вверх, при движении поршня вверх вода в отсадочном отделении движется вниз. Таким образом, создаются вертикальные пульсации воды относительно слоя материала (постели), в результате которых происходит расслоение частиц постели по плотности.

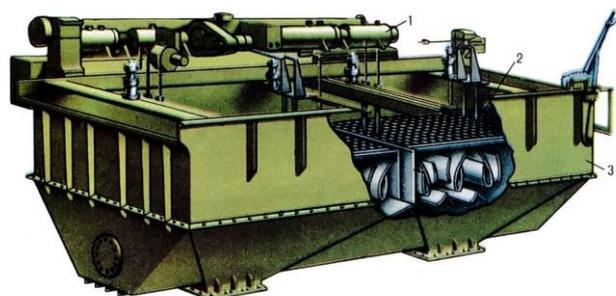
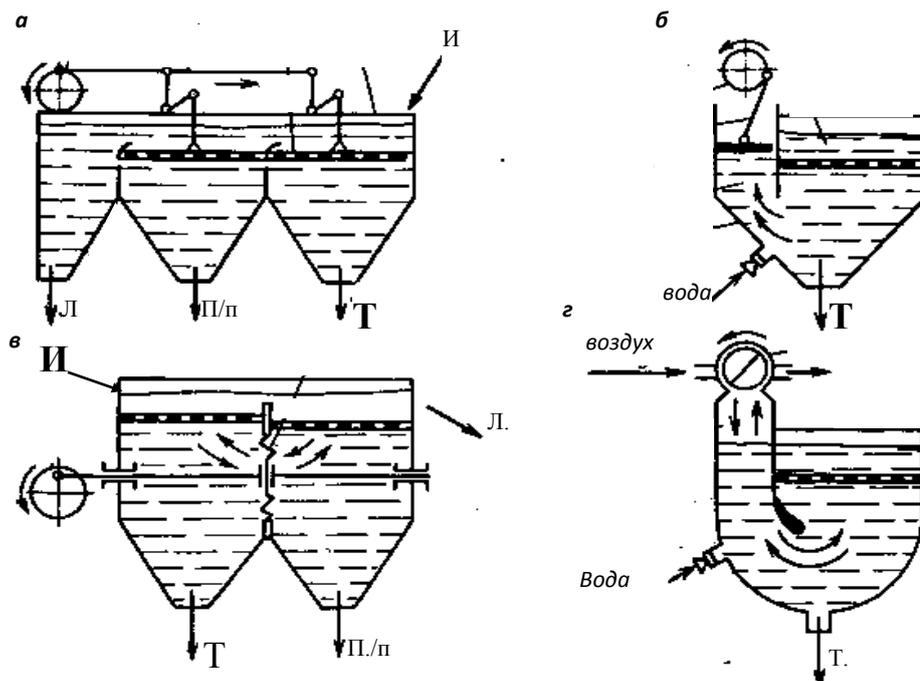


Рис.39. Типы отсадочных машин: с подвижным решетом (а), поршневая (б); в – диафрагмовая (в); д – воздушно – пульсационная (д): И – исходный материал; Т – тяжелая фракция; П./п. – промежуточная фракция; Л – легкая фракция); общий вид поршневой отсадочной машины (д).

Исходный материал непрерывно подается на решето с торца отсадочного отделения вместе с транспортной водой. Концентрирующиеся на решете первого отделения наиболее плотные частицы непрерывно разгружаются в карман для тяжелого продукта через систему шиберных заслонок под действием динамического напора обогащаемого материала.

Возможна разгрузка под решетом в нижнюю часть корыта, откуда материал разгружается обезвоживающими элеваторами. Оставшийся на решетке первого отделения материал через порог переходит в следующее отделение, где происходит аналогичный, описанному выше процесс разделения. В этом отделении с решета разгружаются частицы (промежуточный продукт), плотность которых имеет промежуточное значение между плотностью частиц, выделенных в первой камере, и плотностью частиц, разгружающихся через порог в конце отсадочного отделения машины (легкий продукт).

Такие отсадочные машины широко применялись для обогащения угля, а также оловянных, марганцевых и других руд, однако вследствие ряда причин (сложность регулирования частоты и амплитуды качаний поршня, громоздкость, тяжелые условия работы привода) они полностью заменены на беспоршневые и диафрагмовые.

Беспоршневая (воздушно-пульсационная) отсадочная машина работает по тому же принципу, что и поршневая, с той лишь разницей, что вертикальные пульсации воды создаются не движением поршня, а импульсами сжатого воздуха, подаваемого в воздушное отделение машины с частотой 50-350 мин⁻¹ (рис.40). Отсутствие тяжелого и громоздкого привода позволяет выпускать отсадочные машины с большой (до 18 м²) площадью решета.

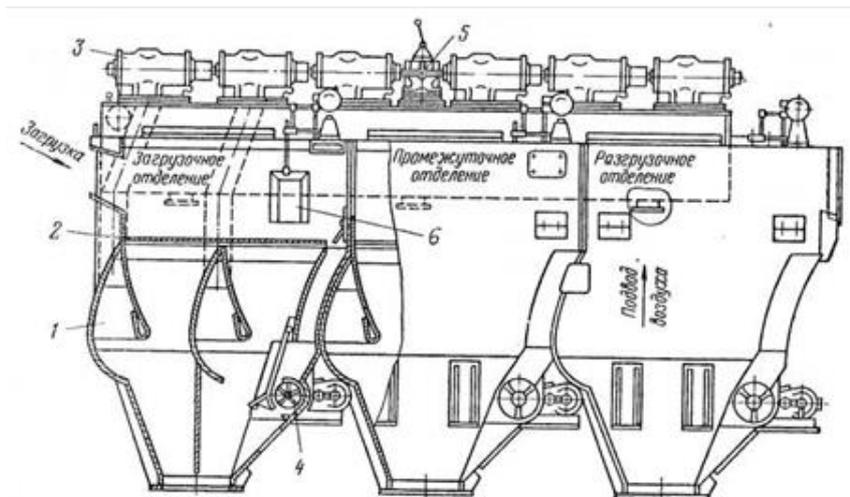


Рис. 40. Беспоршневая отсадочная машина ОМ-12:1 – воздушные камеры; 2 - отсадочные решета; 3 – пульсаторы; 4 – разгрузочные устройства роторного типа; 5 – коробка скоростей; 6 – поплавки

Исходный материал через загрузочный порог направляется на отсадочное решето породного отделения. Под воздействием пульсирующих струй воды материал расслаивается по плотности. В конце каждой секции имеется разгрузочная камера и порог с регулирующим шибером. В камерах установлены разгрузочные устройства роторного типа. Отсадочные решета набраны из отдельных секций. Привод состоит из коробки скоростей и электродвигателя. Разгрузочное устройство представляет собой вращающийся с переменной скоростью ротор с лопастями. Вращение ротора осуществляется при помощи отдельного привода. Для подвода подрешетной воды на корпус машины установлен коллектор. Бесшаровые отсадочные машины типа ОМК (отсадочная машина комбинированная) применяются для обогащения углей крупностью 0,5–13 мм.

Все типоразмеры отсадочных машин типа ОМК состоят из нескольких унифицированных блоков (секций), в них принято боковое расположение воздушных камер. Применяются они, в основном, для обогащения угля различных классов крупности. Производительность этих машин по питанию в зависимости от площади отсадки и крупности обогащаемого угля колеблется от 200 до 500 т/час.

В *диафрагмовых отсадочных машинах* вертикальные пульсации воды создаются колебаниями вертикальной или горизонтальной диафрагмы (резиновой или металлической с резиновыми манжетами), приводимой в действие специальным приводом (рис.41). Машина состоит из двух или трех камер, расположенных в корпусе, с нижними подвижными коническими днищами, которые соединены с рабочими камерами с помощью резиновых манжет и цилиндрической обечайки. Конические днища, соединенные между собой пружиной, получают качательное движение от электропривода через кривошипно-шатунный механизм и раму-коромысло.

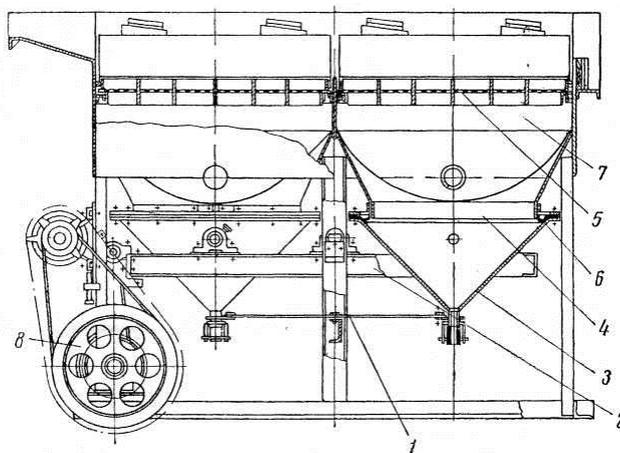


Рис. 41. Диафрагмовая отсадочная машина МОД-2: 1- пружина; 2 – рама – коромысло; 3 – подвижное коническое днище; 4 - цилиндрическая обечайка; 5 – решетка; 6 - резиновые манжеты; 7 – корпус; 8- кривошипно-шатунный механизм

В рабочих камерах установлены решетки и сита. Подрешетная вода подается в камеры через коллектор. На сита загружается искусственная постель, толщина которой подбирается в зависимости от крупности обогащаемого материала. Такие машины чаще всего работают с искусственной постелью и разгрузкой тяжелого продукта под решетку, в нижнюю пирамидальную часть корыта, откуда непрерывно или периодически разгружаются с помощью выпускных кранов. К диафрагмовым машинам относятся и машины с подвижными коническими днищами, соединяющимися с корпусом машины резиновыми манжетами и приводимыми в движение качающейся рамой-коромыслом. Применяются диафрагмовые отсадочные машины для обогащения оловянных, марганцевых, железных руд, золото - и алмазосодержащих россыпей, руд редких металлов крупностью не более 15 мм. Производительность отсадочных машин МОД-2 до 25 т/час, а МОД-3 до 30 т/час руды.

Среди зарубежных отсадочных машин необходимо отметить высокопроизводительную диафрагмовую машину типа «Кливленд» (фирма ИНС, Голландия) (рис.42). Машина состоит из 12 модульных трапецевидных

камер с общей площадью до 41,6 м² и производительностью, в зависимости от количества камер, от 170 до 350 м³/час.

В *отсадочных машинах с подвижным решетом* пульсации воды создаются вертикальными качаниями решета под действием кривошипного приводного механизма (рис.43). Применяется как боковая разгрузка тяжелого продукта, так и через поперечную щель в конце отсадочного отделения, легкие продукты разгружаются через сливной порог. Машина состоит из двух – четырех ванн с площадью решета 2,9 – 4,0 м² и более. Такие машины применяются в основном для обогащения обесшламленных руд крупностью менее 10 мм и характеризуются малым расходом подрешетной воды, а также для обогащения марганцевых руд крупностью 3 – 40 мм.

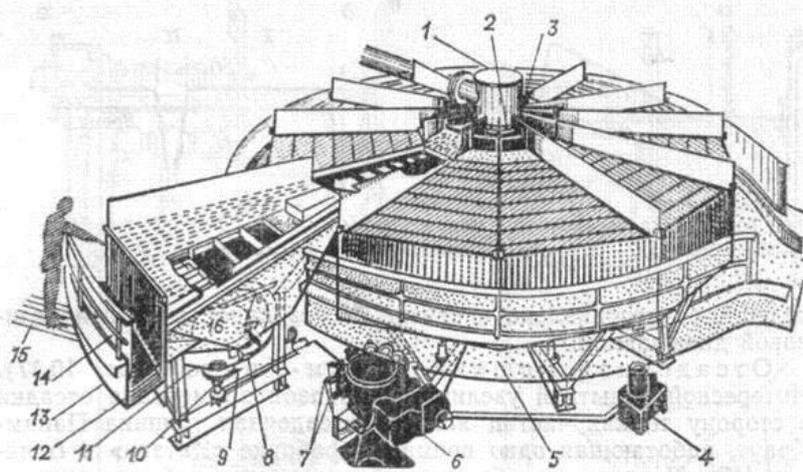


Рис. 42. Отсадочная машина *Кливленд*: 1 – питающий патрубок; 2 – входное отверстие; 3 –перегородка; 4 – гидравлическая камера насоса; 5 –корыто; 6 – задающий механизм; 7 – цилиндры; 8 – резиновая диафрагма; 9 – втулка разгрузочного патрубка; 10 – приводной цилиндр; 11 – пульсирующий конус; 12 – резиновый обод; 13 – приемник хвостов; 14 – резиновый занавес; 15 – платформа; 16 – корпус отсадочной машины; 17 – труба для воды

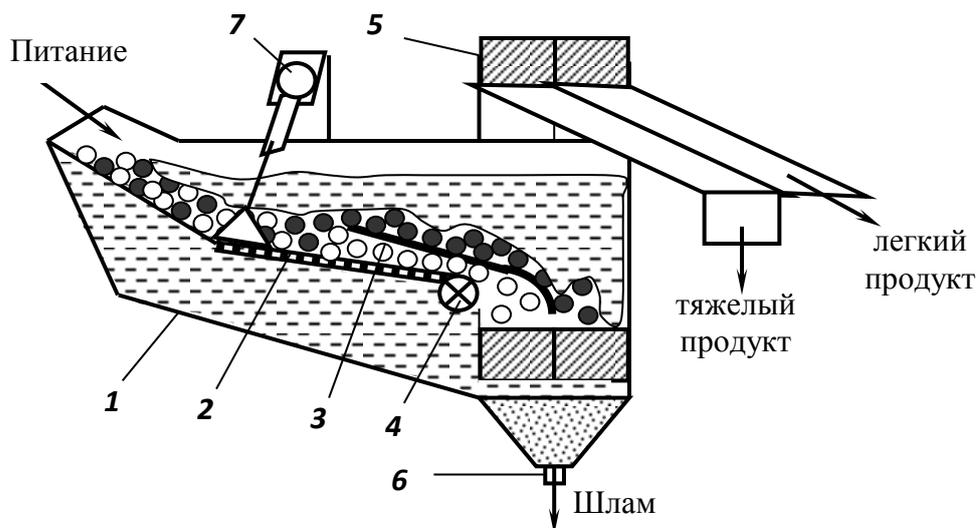


Рис.43. Схема отсадочной машины с подвижным решетом: 1 – ванна; 2 – подвижное решето; 3 – разделительная пластина; 4 – роторный розвантажувач; 5 – элеваторное колесо; 6 – шламный патрубок, 7 – привод подвижного решета

За рубежом применяют отсадочные машины с подвижным решетом фирмы «Гумбольд-Ведаг» (Германия), которые применяют для обогащения угля крупностью до 400 мм.

В пневматических отсадочных машинах разделение частиц по плотности происходит в пульсирующем потоке воздуха (рис.44). Пневматическое обогащение осуществляется на перфорированной рабочей поверхности машины под действием воздушного потока, часто в комбинации с механическим встряхиванием решета. При этом происходит разрыхление и расслаивание материала по плотности и по крупности.

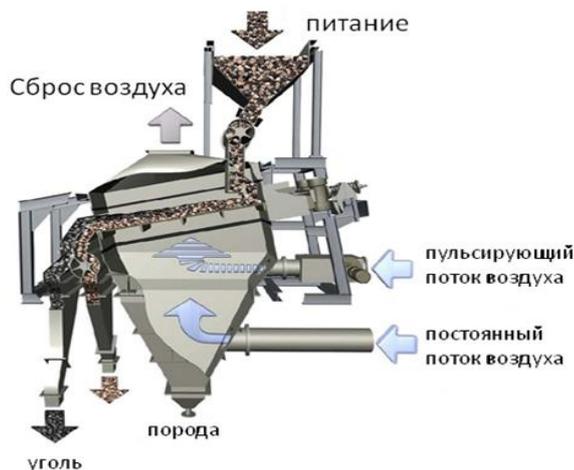


Рис.44. Схема пневматической отсадочной машины

Разделение на продукты производится путем перемещения образующихся слоев материала по поверхности решета в разных направлениях или путем удаления нижних слоев постели через разгрузочные карманы. Решето машины имеет наклон и разделено на несколько секций. В конце каждой секции машины имеется поперечная щель для разгрузки тяжелого продукта. Под решетом каждой секции располагаются отсеки, заполненные фарфоровыми шариками для равномерного распределения воздуха, подаваемого в отсеки вентилятором через специальный пульсатор. Применяются пневматические отсадочные машины для обогащения угля и обозначаются в соответствии с числом камер: ПОМ-1, ПОМ-2 и т.д.

3.1.2. Обогащение в потоке воды, текущей по наклонной плоскости

Обогащение в потоке воды, текущей по наклонной плоскости, основано на различии характера движения минеральных частиц под влиянием динамического воздействия на них струй воды. Разделение минеральных частиц осуществляется при движении потока суспензии малой глубины (толщины) по наклонной плоскости. Глубина потока, как правило, не превышает 10-кратного размера максимального размера зерна разделяемой смеси. При движении потока суспензии по наклонной плоскости (например, по желобу, образованному двумя соседними рифлями концентрационного стола) находящиеся в разделяемом продукте минеральные зерна будут двигаться с неодинаковой скоростью, зависящей от их плотности. Более

тяжелые частицы под действием силы тяжести оседают на дне желоба и движутся с меньшей скоростью, более легкие находятся в верхнем слое потока и движутся со скоростью, близкой к скорости потока. Препятствия, в виде рифлей, обуславливают турбулентный (вихревой) характер движения потока суспензии в нижнем слое и ламинарный (спокойный) - в верхнем. Тяжелые зерна минералов задерживаются рифлями, а легкие уносятся потоком. Вследствие турбулентности потока в нижнем слое происходит перемешивание осевших зерен и вынос легких частиц в верхние слои.

Поток воды, текущей по наклонной плоскости, имеет неоднородную структуру и скорости придонных слоев потока воды меньше, чем поверхностных слоев вследствие наличия сил трения на границе раздела воды и твердой поверхности. При взаимодействии потока воды с поверхностью возникают донные вихри, выбрасывающие воду в толщу потока, вертикальная составляющая скорости которых, обуславливает взвешивание твердых частиц в потоке. Подъемная сила будет тем выше, чем выше скорость потока. При малой скорости все зерна оседают на дне потока. При увеличении скорости потока легкие частицы будут взвешиваться, а тяжелые оставаться на дне потока и перемещаться по наклонной поверхности скольжением или перекачиванием, т.е. будет происходить расслоение материала по плотности. Таким образом, осевшие на дне потока более плотные частицы будут испытывать преимущественно воздействие твердой поверхности, а взвешенные в толще потока менее плотные частицы будут в значительно большей степени испытывать динамическое давление потока воды.

Наиболее простыми и давно применяемыми устройствами для гравитационного обогащения являются шлюзы (рис.45).

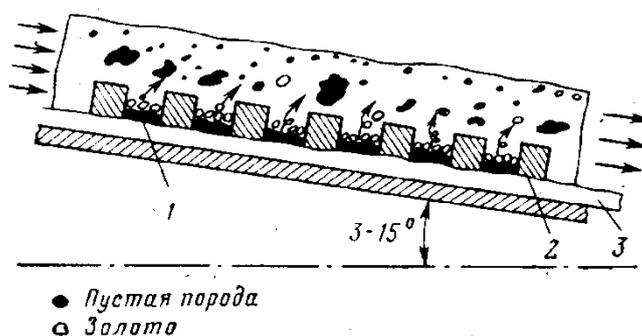


Рис.45. Схема разделения минеральных частиц на шлюзе: 1 – шлихи; 2 – трафарет; 3 – мат

Шлюз представляет собой слабонаклонный желоб прямоугольного сечения с параллельными бортами, на шероховатое дно которого укладываются улавливающие покрытия, предназначенные для удержания осевших частиц тяжелых минералов и по которому движется поток воды с взвешенными и катящимися минеральными частицами. Дно шлюза выполнено таким образом, чтобы создавать препятствия движущемуся потоку. Эти препятствия могут представлять собой поперечные рейки, высота которых постепенно увеличивается к концу шлюза, рифленые резиновые, деревянные или металлические трафареты, ворсистые коврики и т.п. Расстояния между

трафаретами зависит от скорости потока и составляет около 100 мм. Для обогащения классов крупности минус 0,15 мм применяются также специальные шлюзы без трафаретов. Шлюз – устройство периодического действия. В текущем по наклонной поверхности шлюза потоке пульпы происходит расслаивание твердых частиц по плотности и крупности. Улавливающие покрытия дна, с одной стороны, задерживают опустившиеся частицы, с другой стороны, способствуя вихреобразованию, их взмучивают. На дне шлюза образуется движущаяся постель, в которой происходит расслаивание материала по плотности. Для эффективного разделения на шлюзах необходимо создание условий, обеспечивающих транспортирование через всю длину самых крупных частиц пустой породы, разрыхление придонного слоя частиц, осаждение на дно частиц полезного (тяжелого) минерала минимальной для обогащаемого материала крупности. Указанные условия определяются параметрами потока (высота, скорость, массовая доля твердого) и улавливающих покрытий (тип, материал, расстояние между выступами), а также длиной желоба и физическими характеристиками частиц полезных компонентов и пустой породы (крупность, плотность, форма). Время наполнения шлюза от 8 до 10 час и зависит от содержания ценного компонента в руде. Материал на шлюз подают непрерывно до тех пор, пока ячейки трафаретов не заполнятся преимущественно частицами тяжелых минералов. После этого загрузку материала прекращают и производят сполоск шлюза. Сначала подают только воду для удаления оставшихся в верхнем слое легких минералов, затем количество воды уменьшают и приступают к снятию трафаретов, тщательно смывая с них накопившийся материал. Этот материал перемещают деревянными или железными гребками вверх по дну шлюза для повторного удаления части пустой породы. Крупные куски породы, камни выбирают вручную и удаляют в отвал. Оставшийся на дне шлюза концентрат смывают в отдельный приемник и направляют в доводочные аппараты.

Различают шлюзы: - подвижные, это орбитальные, ленточные, Бартлез-Мозли; - неподвижные (длина шлюза достигает 100 м). - глубокого наполнения, скорость потока достигает 3 м/сек, применяется для обогащения крупнозернистого материала крупностью -100 + 13 мм; - мелкого наполнения, скорость потока достигает 1–1,5 м/сек, применяется для обогащения мелкозернистого материала крупностью минус 13 мм. Размеры и устройство шлюзов весьма разнообразны. Стационарные шлюзы могут иметь длину до 150 м, ширину до 1,8 м, глубину (высоту бортов) до 0,9 м, угол наклона 2-3°. Это шлюзы глубокого наполнения, работающие на неклассифицированном материале крупностью до 100 мм и более. Шлюзы мелкого наполнения работают на дезинтегрированном и расклассифицированном материале. Шлюзы применяют в основном на драгах и промывочных аппаратах при разработке россыпных месторождений благородных металлов, олова, вольфрама, редких металлов, а также для коренных руд. Применяются также подвижные механизированные шлюзы, шлюзы с подвижным резиновым покрытием, автоматические поворотные шлюзы и пр.

Струйный (суживающийся) желоб представляет собой разновидность шлюза, это короткий клиновидный желоб с плоским и гладким днищем, установленным под углом $15-20^\circ$ к горизонту, длина – 600 -1200 мм (рис.46,а). Разделение минеральных частиц по плотности происходит в потоке пульпы, текущей по наклонному, суживающемуся по направлению потока, желобу. Пульпа с массовой долей твердого 40-60% подается с малой начальной скоростью в верхний конец желоба и имеют глубину потока 1-2 мм. При движении по желобу вниз минеральная смесь расслаивается по глубине в зависимости от плотности минералов. Тяжелые минералы концентрируются в придонном медленно текущем слое пульпы, в то время как частицы легких минералов остаются в верхнем слое. Высота слоя пульпы в конце суживающего желоба увеличивается до 7-12 мм и расслаившиеся по высоте потока минералы при сходе с нижнего узкого конца сепаратора образуют «веер» продуктов, который делится отсекателями – делителями в приемники на концентрат, промпродукт и хвосты. По данному принципу работает *конусный струйный сепаратор*, суживающиеся желоба которого расположены радиально на боковой поверхности конуса с наклоном к центру, образуя конусный сепаратор, установленный основанием вверх. Такой сепаратор может состоять и из нескольких конусов. Примером одноярусного конусного сепаратора является сепаратор Кеннона, который применяется при обогащении россыпей крупностью до 2 мм (рис.46, б). Сепаратор Кеннона по внешнему виду имеет форму опрокинутого конуса с углом от 14 до 20° , разделенного на 48 струйных желобов размером 150 x 15 x 900 мм. Сепаратор имеет диаметр 2,2 м и высоту 1,9 м, занимает мало места и имеет высокую производительность, которая составляет до 27-45 т/час. Пульпа с массовой долей твердого 50-60% через центральный распределитель с помощью 24 делительных трубок подается в делитель для равномерного распределения по ширине желоба и гашения скорости. Пульпа поступает на желоб с очень малой скоростью, что способствует процессу сепарации. Отсекателями продукты разгружаются в центре конуса в виде концентрических труб, которые могут перемещаться вертикально, благодаря чему регулируется выход продуктов разделения. Извлечение тяжелых минералов из песков на сепараторе достигает 90%. Сепараторы могут быть одноярусными и многоярусными, в последних осуществляется перечистка концентрата и хвостов. Сепаратор Кеннона явился предшественником многоярусных конусных сепараторов Рейхерта и отечественных сепараторов типа СК. К достоинствам данных аппаратов можно отнести их простоту, отсутствие механического привода, к недостаткам – невысокие технологические показатели разделения.

Концентрационные столы являются одними из наиболее распространенных и совершенных аппаратов для гравитационного обогащения и представляет собой аппарат, состоящий из одной или нескольких дек (рис.47). Концентрационный стол представляет собой плоскость (деку) трапецеидальной или ромбической формы, имеющую небольшой уклон (до 8°) перпендикулярно направлению ее движения.

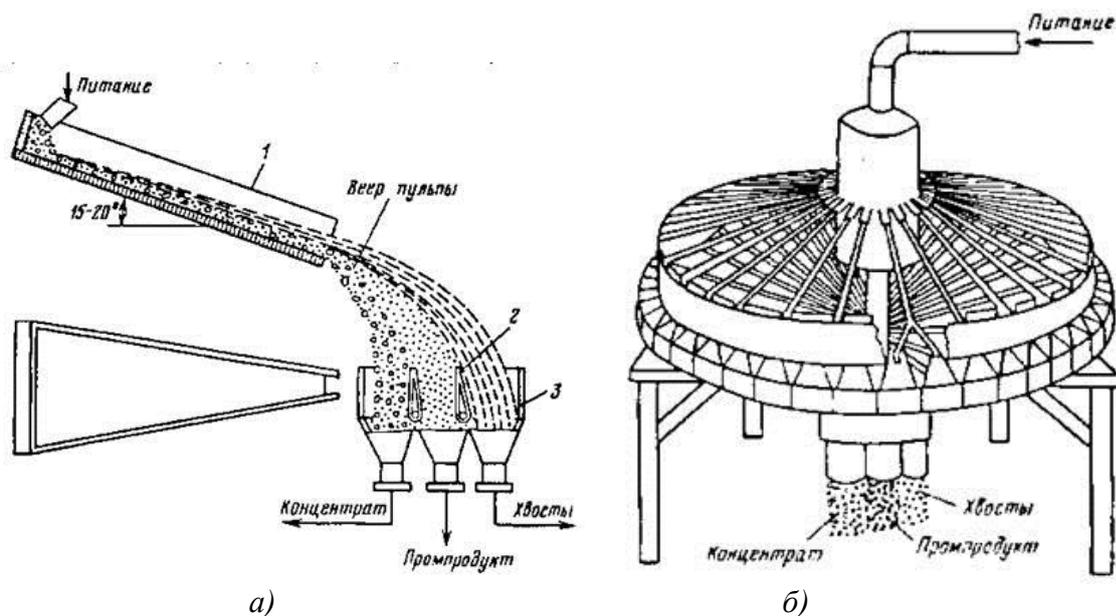


Рис. 46. Схема работы струйного желоба (а) (1 – желоб; 2 - рассекатели – делители; 3 – приемники для продуктов разделения) и конусный струйный сепаратор Кеннона (б)

Приводной механизм, расположенный у одной из сторон стола, сообщает ей возвратно-поступательное движение в горизонтальной плоскости. Причем движется дека дифференциально, т.е. она имеет минимальную скорость в начале переднего хода и максимальную в его конце. При обратном движении наоборот – максимальная скорость в начале хода и минимальная в конце. Дека стола изготавливается из древесины или алюминия и сверху покрывается стеклопластиком, линолеумом, резиной, бутакрилом или пластиком. На поверхности деки находятся деревянные или медные рейки – рифли, высота которых уменьшается к торцевой части деки. В верхней части деки находится специальная емкость для исходной пульпы и желоб для подачи воды по всей поверхности стола. Пульпа поступает в приемную емкость, откуда подается на поверхность деки. Минеральные частицы, находящиеся на деке подвергаются действию силы тяжести, силы гидравлического давления смывной воды, направленной поперек деки, силы трения о деку (для частиц в придонном слое) и силы инерции, вызванной возвратно-поступательным движением деки и направленной вдоль нее.

Частицы минерала силой трения удерживаются на поверхности стола и перемещаются вместе с ней от начала до конца хода деки стола. При быстром обратном ходе деки частицы отрываются от поверхности и скользят вперед. В результате возвратно поступательного дифференциального движения деки стола частицы перемещаются вперед в продольном направлении, причем частицы большой плотности при одинаковой крупности будут передвигаться вперед с большей скоростью, т.к. приобретаемая ими сила инерции больше, чем частиц меньшей плотности. Сила смывной воды, наоборот будет действовать больше на легкие крупные частицы, которые будут перемещаться в поперечном направлении деки с большей скоростью, чем тяжелые. При воздействии сил, действующих на частицы, они будут передвигаться в зависимости от плотности и крупности по равнодействующей силе.

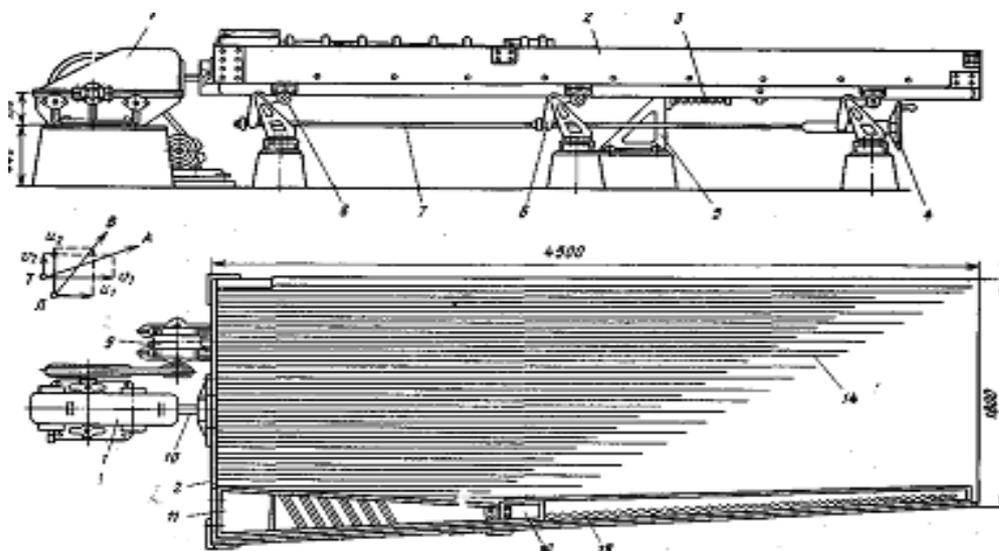


Рис.47. Концентрационный стол: 1 - трубопровод подачи технической воды; 2,3 - вентиль регулирования расхода технической воды и воды по длине деки; 4 - распределитель воды; 6 - трубки подачи воды в приемник исходного продукта; 7 - бункер аккумуляирования и дозирования исходного продукта; 8 - устройство регулирования расхода исходного продукта; 9-приемник исходного продукта; 10 и 11 - устройство изменения амплитуды и частоты колебаний деки; 12 - привод; 13, 14, 15 - емкость легкого, промежуточного и тяжелого продуктов; 16,17,18,19 -приемник тяжелого продукта, промпродукта и легкого продукта

Осевшие на дно потока воды, текущей по наклонной поверхности деки, плотные частицы находятся на её поверхности. Под действием инерционных сил (вследствие качаний деки и «сцепления» с ней за счёт сил трения) они перемещаются вдоль деки, испытывая при этом относительно слабое динамическое воздействие смывной воды, имеющей малую скорость в придонных слоях потока. Легкие частицы, будучи взвешенными в верхних слоях потока воды, интенсивно перемещаются в направлении его движения, слабо воспринимая силу инерции от продольных качаний деки.

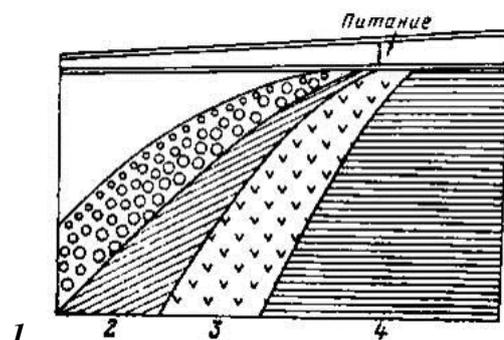


Рис. 48. Веер продуктов на деке концентрационного стола: 1,3 – тяжелая и легкая фракции, 2 – промпродукт, 4 – шламы

В результате на деке образуется «веер» – от самых плотных (в верхней части деки) до самых легких (в нижней части деки) продуктов (рис.48). Этот «веер» с помощью перегородок может быть поделен на продукты требуемого качества. Продольные рифли на деке играют ту же роль, что и на шлюзах,

задерживая плотные частицы и заставляя их перемещаться в направлении более «плотной» части «веера». Крупность материала, перерабатываемого на столах, для руд от 3 до 0,04 мм, для углей – до 10 мм. Перед обогащением на столах руду разделяют по равнопадаемости в многокамерных классификаторах. Концентрационные столы широко применяются для обогащения вольфрамовых, оловянных, хромовых, золотосодержащих, редкометалльных руд и россыпей крупностью 3 – 0,04 мм.

Концентрационные столы – малопроизводительные аппараты, для повышения производительности применяются многодечные столы – до шести дек.

3.1.3. Обогащение в криволинейных потоках среды разделения

Обогащение в криволинейных потоках - новое направление гравитационного разделения минеральных частиц различной плотности, основанное на использовании центробежных сил, которые по своей величине могут значительно превосходить силу тяжести, что делает процесс разделения минералов более эффективным. Разделение минеральной смеси происходит под действием центробежных сил в криволинейных потоках при несовпадении векторов скоростей частиц и среды разделения, в качестве которой служат вода или воздух, а также любые жидкости и газы. Разделение осуществляется в шнековом сепараторе, где криволинейный поток создается в спиральном канале, образованном корпусом аппарата и вращающимся, например, шнеком. Среда разделения подается так, что направления векторов угловых скоростей потока и вращения шнека совпадают. В таком сепараторе частицы разделяемой смеси имеют меньшее центробежное ускорение, чем среда разделения, и она как бы "утяжеляется". В результате частицы, плотность которых меньше плотности разделения, всплывают и увлекаются потоком разделяющей среды в сторону желоба для выгрузки легкой фракции. Частицы, плотность которых больше плотности разделения, транспортируются шнеком к желобу для выгрузки тяжелой фракции. Шнековые сепараторы используют для обогащения углей, разделения касситеритовой и золотоносной руды. При отсутствии смывного потока, а также в том случае, если направление потока совпадает с направлением поля, расслоение материала по плотности не происходит. Данный принцип разделения используется в можно шнековых сепараторах, короткоконусных гидроциклонах, центробежных концентраторах.

Винтовой сепаратор представляет собой нисходящий, многовитковый спиралевидный желоб оваловидного сечения, «закрученный» вокруг вертикальной оси в виде винта (спирали) (рис.49). В сепараторе использован принцип разделения минеральной смеси в безнапорном наклонном потоке малой глубины, а неподвижный наклонный гладкий желоб выполнен в виде спирали с вертикальной осью. Пульпа поступает в верхнюю часть лотка и под действием силы тяжести перемещается вниз по лотку. При этом возникают центробежные силы инерции, под действием которых минеральные частицы распределяются по сечению лотка. Более плотные

частицы оседают на дно потока в непосредственной близости от оси вращения, движутся с малой скоростью и разгружаются в приемные отверстия в днище лотка с помощью отсекателей. Минеральные частицы малой плотности центробежными силами выносятся на периферийную часть лотка, движутся с высокой скоростью и выходят в виде легкого продукта. В днище лотка предусмотрено наличие нескольких отверстий с отсекателями, для выделения промежуточных по плотности продуктов.

Винтовые сепараторы выпускаются диаметром до 1200 мм, числом витков – 4-7 с шагом 500-700 мм. Крупность перерабатываемого материала до 15 мм. Достоинства винтового сепаратора – простота устройства, отсутствие механического привода, высокая удельная производительность, малая площадь, занимаемая ими и высокая надежность работы, обеспечили винтовым сепараторам широкое применение при обогащении угля, титановых и титано-цирконовых песков, золотосодержащих россыпей, хромовых, оловянных и вольфрамовых руд.

Короткоконусные гидроциклоны - это цилиндроконическое устройство с удлиненной цилиндрической и относительно короткой конической частью с большим углом конусности (до 150°) (рис.50). В отличие от обычных остроконусных (классифицирующих) гидроциклонов, в них пристеночный материал, двигаясь по стенкам конуса к разгрузочному отверстию (как по наклонной плоскости), обогащается тяжелыми частицами. Применяются короткоконусные гидроциклоны для предварительного обогащения золотосодержащих руд и россыпей.

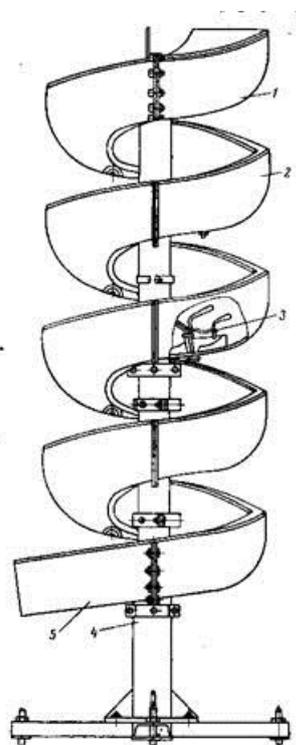


Рис. 49. Винтовой сепаратор: 1 – приемник пульпы, 2 – винтовой желоб, 3 – отсекатель продуктов, 4 – центральная труба, 5 – хвостовой лоток

Сравнительно высокая эффективность обогащения мелких классов минерального сырья, содержащего минералы с высокой плотностью, достигается в *центробежных концентраторах*. Фактор разделения в сравнении с гравитационным полем увеличивается в концентраторах до ста и более раз, что аналогично соответствующему «кажущемуся укрупнению» частиц.

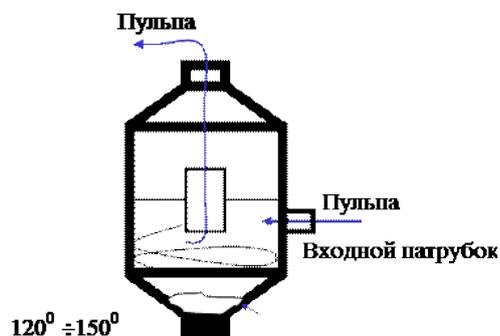


Рис.50. Схема короткоконусного гидроциклона

Но эффект «укрупнения» частиц в центробежном поле реализуется только частично. При вращении пульпы (среды) пропорционально ускорению уплотняется твердая фаза (естественная постель) и, соответственно, возрастает ее псевдовязкость, затрудняя относительное перемещение частиц различной плотности и их транспортирование. Известные способы разрыхления слоя центрифугируемого материала не исключают перемешивания частиц полностью и не решают данной проблемы.

По способу организации вращающегося движения пульпы различают центробежные аппараты: напорные (циклоны) и безнапорные (центрифуги). Последние различаются также по способу разрыхления слоя (постели) центрифугируемого материала. Принципиально центробежные концентраторы отличаются от циклонов тем, что центробежное поле создается вращением ротора.

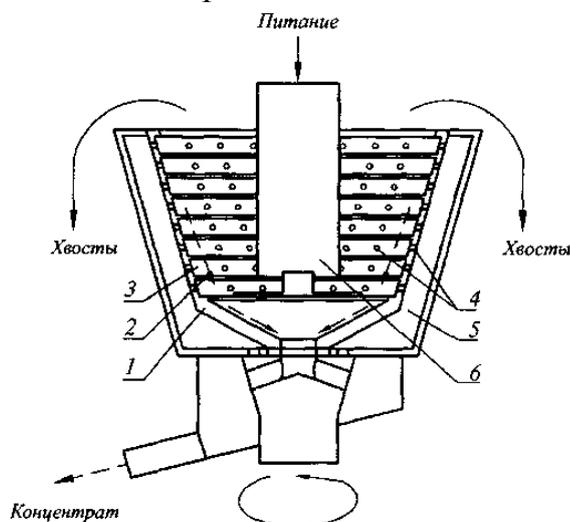


Рис. 51. Схема центробежного концентратора *Knelson*: 1 - ротор; 2,3 – кольцевые перегородки и канавки; 4 - отверстия; 5 - емкость для промывной воды; б - питающая труба

Линейная скорость вращения придонного слоя пульпы в роторе практически совпадает со скоростью его движения. Вышележащие слои и свободная поверхность пульпы отстают от придонного слоя. Фактор разделения в центробежных концентраторах обычно больше, чем в циклонах, и достигает 100 и более. Выход концентрата в этих аппаратах существенно меньше, и потому выше степень концентрации тяжелых фракций. По способу разрыхления центрифугируемого материала различают центробежные концентраторы: - без разрыхления постели (центрифуги); - с механическим разрыхлением постели («Орокон»); - с гидродинамическим разрыхлением постели («Knelson», «Falcon», «Итомак» и др.); - вибрационным разрыхлением постели (ЦБК, СЦВ и др.).

Наиболее известен концентратор фирмы «Knelson conc» (рис.51). Основным элементом концентратора является вращающийся ротор в виде обратного конуса, на внутренней поверхности которого имеются горизонтальные канавки, в них из внешнего кожуха через отверстия в стенках конуса под давлением подается вода. Пульпа крупностью до 5 мм подается сверху на днище ротора, отбрасывается к стенкам ротора и под действием сил инерции поднимается вверх. Плотные частицы (золото, платина и др.), для которых величина центробежной силы значительно больше, чем для менее плотных, прижимаются к стенкам ротора и задерживаются в канавках. Промывная вода, подаваемая сквозь стенки ротора, взрыхляет слой частиц в канавках и выносит менее плотные частицы в «верхнюю» зону, т.е. более близкую к оси вращения, откуда они вместе с потоком пульпы удаляются через верхнюю образующую конуса. Накапливающийся в канавках плотный продукт (концентрат) периодически разгружается, для чего подача исходного питания прекращается и открывается отверстие в днище ротора. Степень концентрации тяжелых минералов в данных аппаратах очень высока и достигает значений нескольких тысяч. Концентраторы этой фирмы выпускаются нескольких типоразмеров (диаметр ротора от 3 до 48 дюймов) непрерывного и периодического действия, имеются модификации с автоматической разгрузкой концентрата.

3.1.4. Обогащение в тяжёлых средах

Обогащение в тяжелых средах – гравитационный метод обогащения полезных ископаемых, основанный на различной плотности разделяемых компонентов и тяжелой среды (плотность среды больше плотности воды). В основе процесса лежит всем известный закон Архимеда, вследствие которого тела, помещенные в жидкую среду и имеющие меньшую плотность, чем плотность среды, всплывают, а имеющие большую плотность – тонут. Разделение в тяжелых средах средне- и крупнокускового минерального сырья производят в сепараторах, принцип работы которых основан на всплывании кусков, плотность которых меньше плотности суспензии. Разделение мелкозернистого сырья осуществляется в центробежных сепараторах (гидроциклонах). Сепараторы для обогащения в тяжелых средах

должны обеспечивать подачу исходного материала, разгрузку продуктов разделения, подвод рабочей суспензии. Сепарация осуществляется в рабочем пространстве, представляющем собой ванну у сепараторов со статическими условиями сепарации, либо вращающийся барабан у сепараторов с динамическими условиями сепарации. В качестве примера рассмотрим принцип действия сепаратора со статическими условиями сепарации и с разгрузкой тяжелой фракции с помощью элеваторного колеса (рис. 52). В рабочий объем сепаратора, ограниченный его ванной поступает тяжелая суспензия заданной плотности, подача которой осуществляется снизу (около 2/3 общего расхода) для создания восходящего потока для поддержания равномерной концентрации утяжелителя. Около 1/3 суспензии подается в верхнюю часть ванны со стороны подачи исходного продукта. Это необходимо для поддержания необходимой горизонтальной скорости течения суспензии в сторону сливного порога.

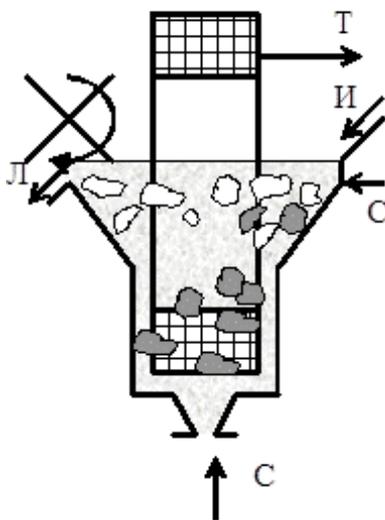


Рис. 52. Принципиальная схема сепаратора для обогащения в тяжелых средах

Исходное питание (И) по наклонному щиту равномерно вводится в суспензию. Куски с плотностью, большей плотности суспензии, тонут и попадают в ковши элеваторного колеса, образованные перфорированными перегородками. При вращении колеса они поднимаются выше уровня суспензии, захваченная суспензия стекает в ванну, а отделенный от нее тяжелый (Т) продукт выгружается при дальнейшем вращении колеса. Куски, плотностью, меньшей плотности суспензии, остаются в ее верхних слоях, а оказавшиеся при загрузке на определенной глубине – всплывают, формируя легкий (Л) продукт. Суспензия (С), подаваемая в сепаратор, вытекает из него через сливной порог, вынося легкий продукт за пределы сепаратора. Для облегчения преодоления сливного порога крупными кусками сепаратор имеет механическое гребковое устройство.

В качестве тяжелой среды используют водные растворы неорганических солей ($ZnCl_2$, $CaCl_2$), органические жидкости (бромформ ($CHBr_3$), тетрабромэтан ($C_2H_2Br_4$), жидкость Туле (HgJ_2+KJ), жидкость Клеричи ($CH_2(COOL)_2HCOOL$). Эти среды в промышленных условиях не

используются, но применяются в основном в лабораторных условиях при выполнении фракционных анализов. Тяжелые суспензии, применяемые при обогащении, представляют собой механическую грубодисперсную взвесь, состоящую из воды и твердых мелких минеральных частиц высокой плотности. Вода является средой, а частицы называются утяжелителями. В качестве утяжелителей используют: ферросилиций, пирит, пирротин, барит, арсенопирит, галенит, кварцевый песок, глина, магнетит. Крупность утяжелителя в суспензии составляет 0,1-0,15 мм. Наиболее широкое применение получил магнетит. Для обеспечения устойчивости суспензии в нее добавляют различные реагенты, препятствующие флокулообразованию.

Плотность суспензии обычно не превышает половины плотности утяжелителя, в противном случае суспензия становится вязкой и препятствует перемещению в ней частиц обогащаемого материала. Естественно, плотность суспензии должна иметь промежуточное значение между плотностями полезного и породного минералов.

Для обогащения в тяжелых суспензиях наиболее широко применяются сепараторы конусные, барабанные, колесные и тяжелосредные гидроциклоны.

Конусный тяжелосредный сепаратор бывает с внешним и наружным аэролифтом. Конусный тяжелосредный сепаратор с внешним аэролифтом представляет собой коническую ванну, обращенную основанием конуса вверх (рис.53,а). Угол при вершине конуса около 30°, диаметр основания до 6 м. В ванну сепаратора непрерывно подается обогащаемый материал и суспензия заданной плотности. Для поддержания плотности суспензии по всей высоте сепаратора в ванне медленно вращается рама. Всплывший (легкий) продукт непрерывно разгружается через сливной порог, расположенный в верхней части конуса; тяжелая фракция оседает на дно и по наклонной трубе поступает в аэролифтное устройство, представляющее собой вертикальную трубу, сообщающуюся с ванной сепаратора.

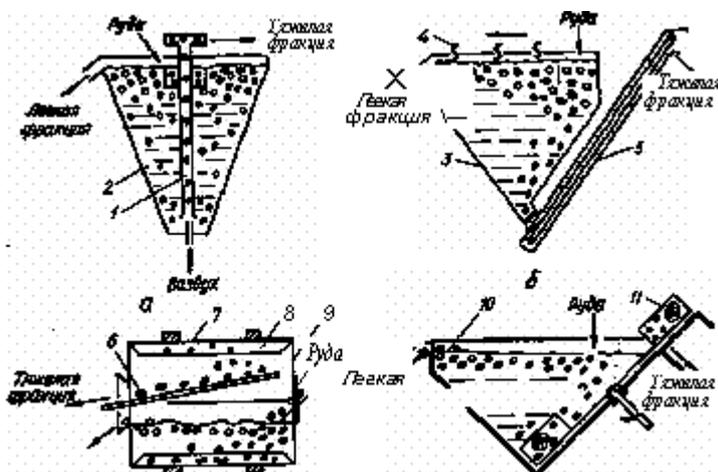


Рис 53. Принципиальные схемы основных типов тяжелосредных сепараторов: конусный (а), пирамидальный (б), барабанный (в) и корытный (г)

Снизу в трубу аэролифта подается сжатый воздух, создающий интенсивный восходящий поток суспензии. Этот поток захватывает осевшие тяжелые частицы и выносит их вверх, где они разгружаются в приемник для тяжелого продукта. Крупность обогащаемого материала (например, угля) – до 80 мм.

Сепараторы этого типа применяются при обогащении руд и неметаллических полезных ископаемых.

Барабанный тяжелосредний сепаратор с внутренней транспортирующей спиралью представляет собой горизонтальный вращающийся барабан, на внутренней поверхности которого приварена ленточная спираль, предназначенная для перемещения осевших частиц вверх по внутренней поверхности барабана к элеваторному колесу, с помощью которого производится выгрузка тяжелого продукта (рис.53,в). Исходный материал вместе с суспензией подается через нижний торец барабана, всплывший (легкий) продукт самотеком разгружается через порог. Барабанные сепараторы применяются для обогащения руд и нерудных полезных ископаемых крупностью от 4 до 150 мм.

Колесный тяжелосредний сепаратор с наклонным колесом имеет ванну, куда непрерывно подается обогащаемый материал и суспензия. Всплывший продукт непрерывно разгружается через порог на верхней образующей ванны с помощью гребкового устройства. В ванне сепаратора вращается элеваторное колесо, которое выносит осевший продукт выше уровня суспензии, где он разгружается в приемник. Колесные сепараторы с наклонным колесом отличаются высокой эффективностью работы, простотой конструкции и надежностью в эксплуатации, однако в последнее время предпочтение отдается сепараторам с вертикальным колесом, позволяющим более эффективно осуществлять разгрузку продуктов разделения. Крупность обогащаемого материала на этих сепараторах до 300 мм.

Тяжелосредние гидроциклоны по внешнему виду напоминают обычные гидроциклоны, однако имеют удлиненную цилиндрическую часть (рис.54).

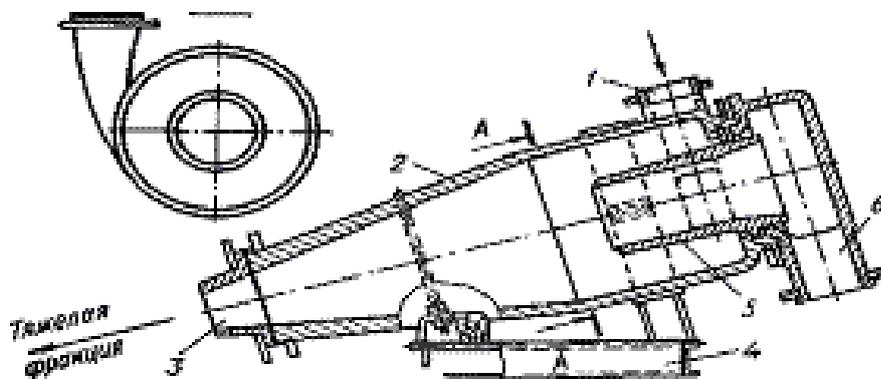


Рис.54. Тяжелосредний гидроциклон (двухпродуктовый):1,5,6 – загрузочный, сливной и разгрузочный патрубки, 2 – коническая часть, 3 – насадка, 4 – рама

Гидроциклон устанавливают вертикально или чаще на раме под определенным углом к горизонту. Исходный продукт поступает в смеси с тяжелой суспензией через загрузочный патрубок по касательной во внутреннюю полость цилиндрической части корпуса. Тангенциальный ввод разделительной среды под давлением формирует внутри гидроциклона вихревой поток с воздушным столбом вдоль по оси.

Благодаря центробежным силам тяжелый продукт перемещается к стенкам конической части корпуса, скользит по ним и удаляется совместно с частью суспензии через насадки. Легкий продукт проходит через сливную трубу в разгрузочную камеру.

Преимущества такого гидроциклона перед аппаратами, в которых обогащение происходит только под действием сил тяжести, заключается в наличии центробежного поля, которое приводит к значительному (в десятки раз) увеличению скорости разделения материала по плотности. Кроме того, в гидроциклонах образуется турбулентный вращающийся поток, разрушающий структуру суспензии, вследствие чего уменьшается ее динамическая вязкость, а это позволяет эффективно обогащать материал крупностью до 0,15-0,2 мм.

Бывают и трехпродуктовые гидроциклоны, где выделяется и промежуточный продукт.

На обогатительных фабриках, использующих процесс обогащения в тяжелых суспензиях, необходимо производить *регенерацию суспензии*, поскольку суспензия по мере загрязнения минеральной взвесью теряет свои свойства и становится непригодной для дальнейшего использования.

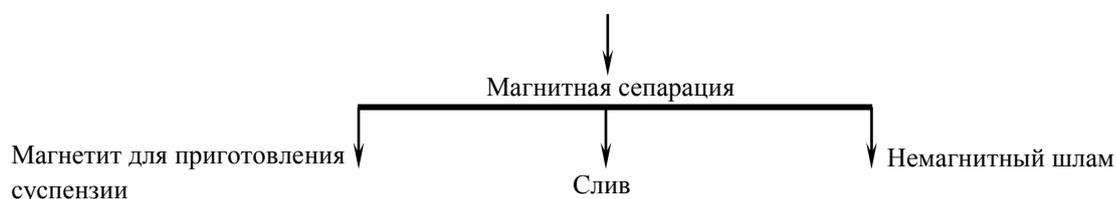


Рис.55. Одностадийная схема магнитной регенерации магнетитовой суспензии

Нельзя также допускать потерь утяжелителя с продуктами разделения. Типовая схема регенерации суспензии включает операции грохочения с промывкой, магнитную сепарацию подрешетного продукта (в случае использования в качестве утяжелителя магнетита или ферросилиция), уплотнения и размагничивания утяжелителя (рис.55). Немагнитные шламы могут направляться в отвал или на обогащение, утяжелитель направляется на приготовление новой суспензии. Регенерация галенитовой или песчаной суспензии осуществляется с использованием гравитационных и флотационных процессов.

Обогащение в тяжелых средах применяется для всех видов твердых горючих ископаемых (углей, сланцев), руд черных (хромовых, железных, марганцевых) и цветных металлов, полиметаллических руд, строительного щебня.

3.1.5. Промывка

Промывка – это процесс дезинтеграции минерального сырья, основанный на удалении примесей (главным образом цементирующих минеральные зёрна), переводе их во взвешенное состояние воздействием воды и механизмов и отделении полученной массы (главным образом песчаной и глинистой) от минеральных частиц. Физические принципы промывки минерального сырья состоит в дезинтеграции глинистого материала минеральной смеси под воздействием воды и механических воздействий и отделении его от кусковатого и зернистого материала.

Промывка может быть самостоятельным процессом, в результате которого выделяют готовую продукцию, или подготовительным, после которого мытую руду направляют на дальнейшую переработку. Чаще всего она применяется как подготовительная операция к дальнейшему обогащению полезного ископаемого. Комплексной оценкой процесса промывки является *промывистость* - способность минерального сырья промываться водой до полного освобождения зёрен между собой и от глины и определяется временем, необходимым для диспергирования цементирующего вещества, физические свойства которого обуславливают силы сцепления рудных частиц. Различают руды легко-, средне-, трудно-, и весьма труднопромывистые, которые характеризуются соответствующими числами пластичности (Р): - легкопромывистые – $P < 3$; - среднепромывистые – $P = 3-15$; - труднопромывистые – $P = 15 - 20$; - весьма труднопромывистые $P > 20$. Интенсивность промывки зависит от физического состояния размываемого материала, размывающей способности жидкой среды и механического воздействия применяемых машин.

Промывка осуществляется в промывочных машинах и аппаратах, которые различают по конструкции, способам дезинтеграции и отделения шлам (грохота, скруббера, корытные мойки). Для промывки трудно- и весьма труднопромывистых руд и песков выбирают аппараты, обеспечивающие длительное время пребывания материала в рабочей зоне и интенсивное механическое воздействие (например, скрубберы, промывочные башни). Для промывки руд применяют бутары (барабанные грохоты, скрубберы, корытные мойки, а также спиральные и башенные классификаторы).

Для промывки исходных отсеков дробления, выделения из них частиц крупнее 5,0 мм и пульпообразования используются, как правило, виброгрохота типа ГИЛ или ГИС. Размер грохота зависит от производительности установки по обогащению и определяется расчетом. Виброгрохот оборудуется специальным приемным лотком, имеющим дно вогнутой или уступообразной формы (рис. 56). Над приемным лотком и ситом виброгрохота для подачи воды устанавливают трубы с форсунками или поперечными щелевыми прорезями. Давление воды в трубах поддерживают не менее 0,2 МПа. Для сбора материала (пульпы), прошедшего нижнее сито, устанавливают пульпосборник в виде

пирамидального бункера. Для размыва загрязненных материалов струя воды должна быть направлена под острым углом к потоку материала. При этом вода должна поступать под давлением и иметь небольшое рассеивание.

При слабом загрязнении материала сопла форсунок следует располагать над верхним ситом, а при сильном загрязнении – над каждым ситом. Струя воды должна быть направлена против движения материала, но под менее острым углом, чем при размыве. Конструкция сопла должна обеспечивать распыление струй; при этом струи должны перекрывать друг друга.

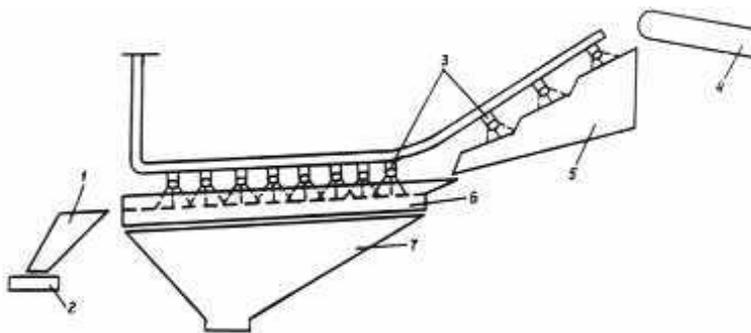


Рис. 56. Схема промывочного виброгрохота с предварительным размывом на каскадном лотке: 1,5 – лоток разгрузочный и каскадный; 2 – конвейер сборный; 3 – брызгала; 4 – конвейер-питатель; 6 – виброгрохот; 7 – пульпосборник

Расход воды для промывки отсевов дробления на виброгрохоте устанавливают из условия получения пульпы с соотношением твердого к жидкому $T:Ж=1:2$ (1:6). При этом следует обеспечить возможность самоистечения пульпы из пульпосборника к ковшовому классификатору - обезвоживателю, спиральному классификатору или другому аппарату аналогичного назначения, где происходят промывка отсевов дробления и их разделение по граничному зерну 0,16 мм, а также обезвоживание полученных песков. Загрязненная вода, содержащая частицы мельче 0,16 мм, из ковшового классификатора-обезвоживателя или спирального классификатора направляется, как правило, на осветление в пруд-отстойник, в сгуститель (типа тонкослойного отстойника) или в другой аппарат аналогичного назначения, где происходит осаждение минеральных частиц под действием гравитационных сил. Осветленная вода в качестве оборотной воды направляется для повторного применения, а осевшие минеральные частицы – в хвостохранилище.

Скруббер (промывочная бочка) представляет собой цилиндрический барабан с горизонтальной осью, вращающийся на опорных роликах (рис.57). Руда загружается в барабан через отверстие в торцевой крышке, с другого торца в скруббер подается вода. На внутренней поверхности барабана по спирали установлены лопатки, перемещающие промываемый материал вдоль барабана. Крупные куски руды играют роль дезинтегрирующей среды. Скорость вращения барабана составляет 50-60% от критической. В разгрузочном конце скруббера имеется улитковый черпак, поднимающий

отмытую руду в разгрузочную воронку, к которой крепится конический грохот для выделения крупнокусковой мытой руды. Шламы удаляются через решетку в торцевой крышке барабана. Диаметр скруббера – до 3,5 м, длина – до 5 м.

Корытная мойка (логоушер) наклонного типа состоит из наклонного корыта с полукруглым днищем (рис.58). В корыте навстречу друг другу вращаются два вала с насаженными на них лопастями.

Промываемый материал поступает в нижнюю часть чана корытной мойки и транспортируется шнековыми лопатками в верхнюю часть корпуса. Вода подается по всей длине мойки и поступает в различные зоны корытной мойки и может изменяться, что позволяет управлять процессом дезинтеграции и снижать количество потребляемой воды. Дезинтеграция материала происходит за счет сдвиговых усилий создаваемых лопастями мойки и трения возникающего между зернами материала. Промытый материал удаляется через разгрузочное окно, расположенное в верхней части корпуса корытной мойки, шламы удаляются вместе с промывочной водой через переливной порог мойки. Длина корыта – до 10 м, угол наклона – 10-15°, расход воды – 2,5-5 м³ на 1 т промываемой руды. Корытные мойки этого типа применяются для промывки выветрелые и разрушенные железные (бурожелезняковые), марганцевые и другие руды, россыпи редких и благородных металлов, каолиновое сырье, фосфориты, строительное сырье и др., хорошо работают на минеральном сырье с высоким содержанием глины.

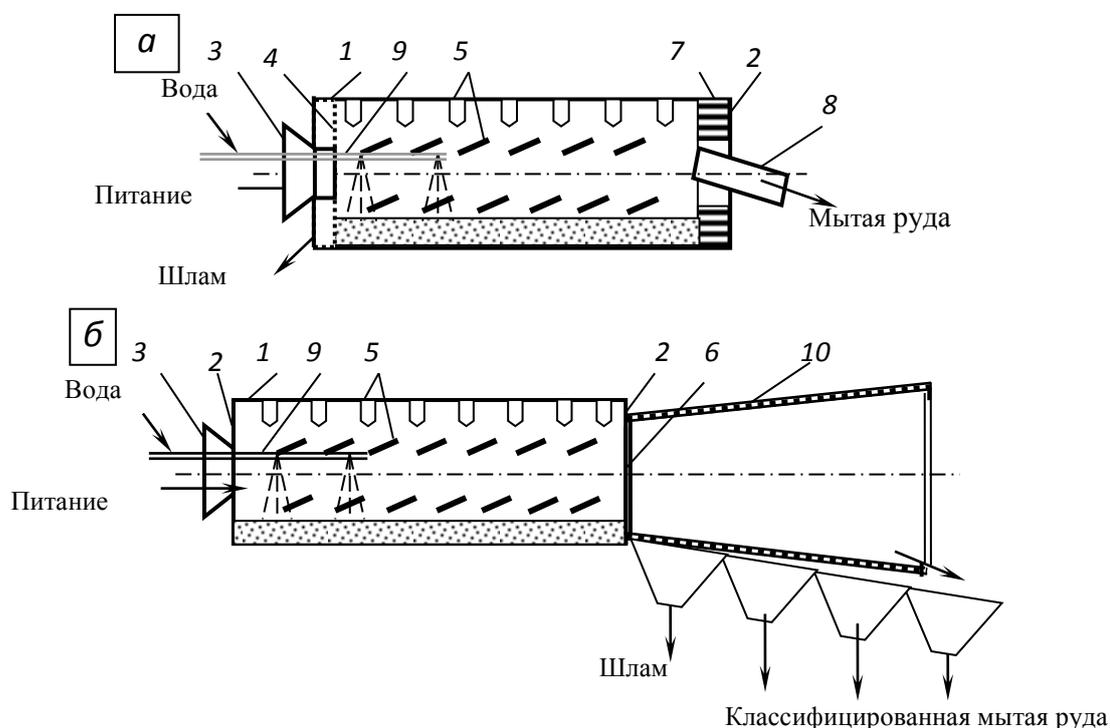


Рис. 57. Схема скруббера (а) и скруббер-бутары (б): 1 – барабан; 2,4 – глухая и перфорированная торцевая крышка; 3,6 – загрузочная и разгрузочная воронка; 5 – лопатки; 7 – лифтер; 8 – желоб для мытой руды; 9 – водовод; 10 - бутара

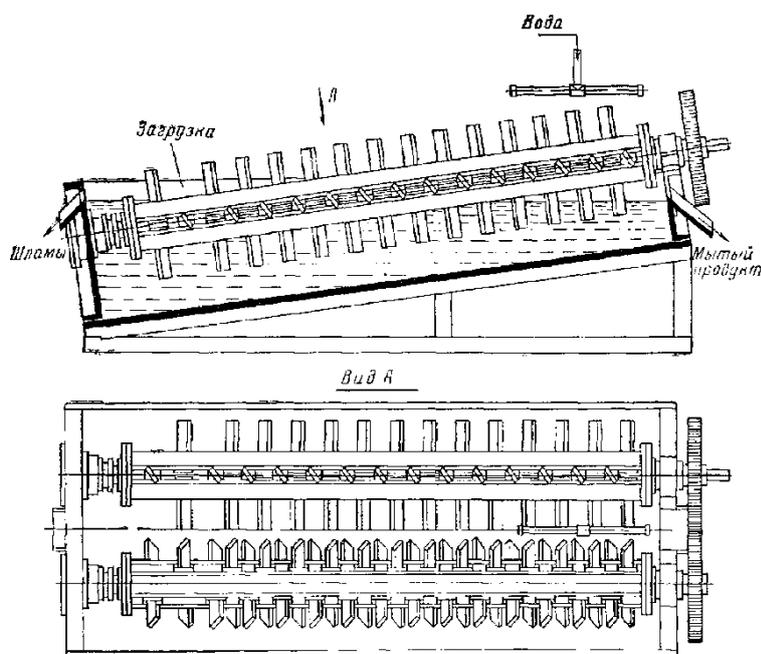


Рис.58. Наклонная корытная мойка

Горизонтальная корытная мойка от наклонной отличается тем, что материал в ней промывается в два или три приема (рис.59). Мойка состоит из двух полу цилиндрических рядом расположенных ванн.

Исходный материал загружается в первую ванну, в которой медленно вращается вал с длинными криволинейными, в виде сабель, лопастями (мечами), расположенными по винтовой линии.

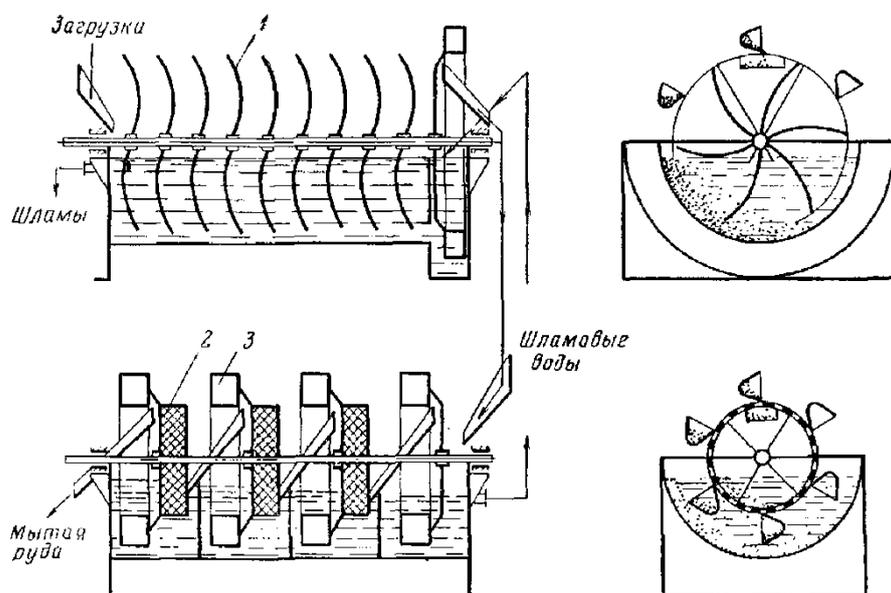


Рис. 59. Горизонтальная корытная мойка: 1 – бичи; 2 - барабанный грохот; 3 – элеваторное колесо

Мечи дезинтегрируют материал и перемещают кусковую или зернистую часть вдоль ванны. Вода и шламы в ванне движутся в противоположном направлении (противоточная промывка), шламы и глина выводятся в

загрузочном конце первой ванны. Промытый продукт в конце первой ванны поднимается элеваторным колесом с перфорированными ковшами и загружается во вторую ванну, разделенную поперечными перегородками на несколько отсеков, в каждом из которых на одном валу вращаются короткий цилиндрический грохот и элеваторное колесо. Здесь материал дополнительно промывается и передается в следующий отсек. Противоток воды окончательно обесшламливает материал к концу ванны. Горизонтальные мойки применяют для промывки марганцевых руд. Число мечевых ванн в агрегате на марганцевой руде увеличивают до двух и руда последовательно проходит три ванны. Производительность агрегата из трех ванн размером 3000 x 8500 каждая достигает 100–130 т/час, расход воды 2–6 м³ на 1 т исходного материала, крупность кусков в исходной руде до 70 мм. Мойки этого типа применяются для весьма трудно- и труднопромывистых руд. По сравнению с наклонной корытной мойкой горизонтальные мойки менее прочны.

3.2. Процессы и аппараты для магнитного обогащения

Магнитное обогащение – это один из ранних способов обогащения полезных ископаемых, основанный на действии неоднородного магнитного поля на минеральные частицы с разной магнитной восприимчивостью и коэрцитивной силой в неоднородном или переменном магнитном поле. Магнитные методы являются основным методом обогащения руд черных металлов. Магнитная сепарация позволяет производить высококачественные концентраты с массовой долей железа до 68 - 70, марганца до 43%, извлечение магнитных продуктов в концентрат превышает 90 %. Магнитная сепарация применяется также для руд цветных и редких металлов, горно-химического и нерудного сырья, а также в доводочных операциях после гравитационного обогащения и для удаления металлических и железосодержащих примесей из материалов (каолиновые глины, формовочные пески и др.).

Магнитное обогащение получило применение и в углеобогащательной промышленности в качестве метода регенерации магнетитовых суспензий при обогащении в тяжелых средах.

3.2.1. Физические основы магнитных методов обогащения. Режимы удержания и извлечения

Магнитное обогащение (магнитная сепарация) – это метод разделения минералов между собой или от пустой породы на основе различия в их магнитных свойствах. Магнитное обогащение применяют к минералам, имеющим большую магнитную восприимчивость. Разделение минералов осуществляется в магнитном поле, которое образуется вокруг постоянных магнитов или вокруг проводников с электрическим током. Проводники с током действуют друг на друга посредством магнитных сил. Опыт показывает, что движущиеся электрические заряды (токи) создают магнитное поле (рис. 60). *Магнитное поле* представляет собой особую форму материи и проявляется в пространстве в виде определенного рода сил, которые легко

обнаруживаются по своему действию на намагниченные тела. Действие этих сил на намагниченные тела объясняется наличием в телах быстро движущихся внутримолекулярных электрических зарядов. Изображается магнитное поле силовыми линиями, общее число которых, пронизывающее ортогональную поверхность, называется *магнитным потоком* (Φ). Основной характеристикой магнитного поля является *магнитная индукция* (B), которая численно равна количеству силовых линий поля, пронизывающих площадь $S = 1\text{ м}^2$ (1 см^2) данного сечения.

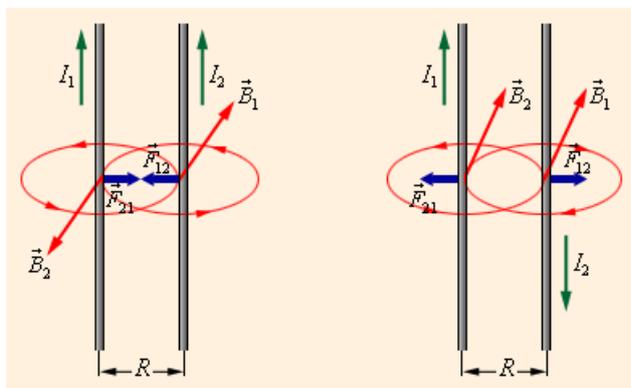


Рис. 60. Магнитное взаимодействие проводников с током

В отличие от силовых линий электрического поля линии магнитной индукции замкнуты или уходят в бесконечность; это связано с тем, что магнитных зарядов не существует, а само магнитное поле – вихревое по природе. Важнейшей характеристикой магнитного поля является *напряженность* магнитного поля (H). Напряженностью магнитного поля называется сила, с которой поле оказывает влияние на единицу положительной магнитной массы, находящейся в данной точке поля. Магнитное поле, в котором происходит процесс разделения, может быть однородным, когда напряженность в любой точке поля постоянная по величине и направлению или неоднородным. На рисунке 61,а изображено практически однородное поле, на рисунке 61,б и в – неоднородные поля.

Однородное магнитное поле – это поле, в котором напряженность одинакова по величине и направлению в любой точке. В однородном магнитном поле частицы подвергаются воздействию только вращающего момента, ориентирующего их параллельно силовым линиям поля. При этом градиент напряженности $grad H$, представляет собой производную dH/dx в направлении наибольшего возрастания H .

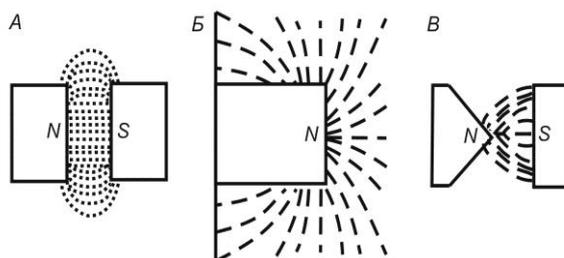


Рис. 61. Схема образования магнитных полей: однородное (а) и неоднородное (б, в) поле

Неоднородное магнитное поле – это поле, в котором напряженность непостоянна по величине и направлению. Чем выше неоднородность поля, тем сильнее магнитная частица притягивается к полюсу в направлении сходимости магнитных силовых линий.

Неоднородность поля характеризуется градиентом напряженности поля – $grad H = dH/dx$, где x – линейное перемещение: скоростью изменения напряженности в пространстве в направлении возрастания напряженности. В однородном магнитном поле $grad H=0$ магнитные частицы подвергаются воздействию вращающего момента, который ориентирует их параллельно силовым линиям поля. В неоднородном магнитном поле магнитные частицы испытывают силу притяжения в направлении более интенсивного участка поля.

По магнитным свойствам все вещества классифицируют на три группы:

- ферромагнитные ($\chi_0 = 1 - 10^4$);
- парамагнитные ($\chi_0 > 0$);
- диамагнитные ($\chi_0 < 0$).

Но технологическая классификация минералов по магнитным свойствам отличается, так как магнитному обогащению подвергаются в основном ферромагнитные и частично парамагнитные минералы. Разделение веществ на диа-, пара- и ферромагнетики носит в значительной степени условный характер, т.к. первые два вида веществ отличаются по магнитным свойствам от вакуума менее чем на 0,05%. На практике все вещества обычно разделяют на ферромагнитные (ферромагнетики) и неферромагнитные. Магнитные свойства минералов не являются постоянными физическими величинами и изменяются в зависимости от напряженности магнитного поля, температуры, крупности измельчения, формы частиц, влажности, особенностей кристаллической решетки, наличия изоморфных примесей и дефектов. По степени притягиваемости магнитом различают: сильномагнитные, среднемагнитные, слабомагнитные и немагнитные минералы. По технологической классификации все минералы принято делить по магнитным свойствам на три группы:

– *сильномагнитные* минералы, которые извлекаются при магнитном обогащении на сепараторах со слабым магнитным полем напряженностью до 120 кА/м, с величиной удельной магнитной восприимчивости $\chi > 3 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$. К этой группе относятся: магнетит (искусственный и природный), пирротин, маггемит, титаномагнетит и франклинит;

– *слабомагнитные* минералы, которые извлекаются при магнитном обогащении на сепараторах с сильным магнитным полем напряженностью 800-1500 кА/ м и выше, с величиной удельной магнитной восприимчивостью $1,26 \cdot 10^{-7} < \chi < 0,75 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$. К этой группе относятся – оксиды, гидроксиды и карбонаты железа и марганца, ильменит, вольфрамит, гранат, биотит и другие;

– немагнитные минералы, которые не извлекаются при магнитном обогащении, обладающие удельной магнитной восприимчивостью менее 10^{-7} м³/кг и диамагнитные минералы, у которых удельная магнитная восприимчивость составляет не более $10^{-7} - 10^{-5}$ м³/кг. К этой группе относятся кварц, кальцит, апатит, касситерит и другие. Магнитному обогащению подвергаются руды, содержащие минералы, обладающие магнитными свойствами, достаточными для разделения минерального сырья по данному признаку. Это руды, содержащие железо, марганец, хром и ряд других металлов. Наибольший объем руд, обогащающихся магнитными методами, относится к железным рудам, составляющих основу металлургической промышленности страны.

Физическая сущность магнитной сепарации состоит в том, что магнитное поле искажает гравитационную траекторию минералов, обладающих соответствующими магнитными свойствами, чем вызывает их извлечение из потока других минералов, которые таких свойств не имеют. Одно из важнейших свойств магнитного поля – явление электромагнитной индукции. Его суть состоит в том, что при всяком изменении магнитного потока, пронизывающего какой-либо контур, в нем наводится электродвижущая сила. Другим свойством магнитного поля является механическое взаимодействие его с электрическим током. Минеральные частицы, попадая в магнитное поле, влияют на расположение его силовых линий. Магнитные частицы оказывают небольшое сопротивление магнитным силовым линиям, поэтому последние в них концентрируются. Устремляясь по кратчайшему пути, силовые линии втягивают магнитные частицы в пространство между полюсами. Немагнитные частицы ухудшают проводимость, поэтому силовые линии обходят их и выталкивают из поля. Сепарация в магнитном поле основана, главным образом, на различии в магнитных свойствах разделяемых минералов. Однако минералы при перемещении в магнитном поле сепаратора подвергаются воздействию не только магнитных, но и механических сил.

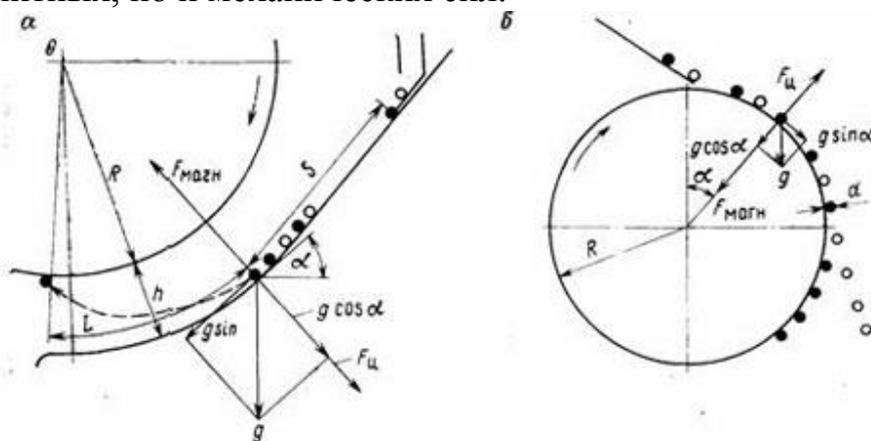


Рис. 62. Схема сил, действующих на частицы минерала в рабочей зоне сепаратора: нижняя (а) (режим извлечения) и верхняя (б) (режим удерживания) подача питания

Кроме магнитных сил, на частицы действуют сила тяжести и силы выталкивания и сопротивления среды, в которую помещаются частицы (ее плотность, вязкость, смачиваемость, степень турбулизации потока и др.). Результат взаимодействия указанных сил предопределяет различный характер движения частиц, что позволяет произвести их разделение. Возникающие силы подразделяются на активные, пассивные и диссипативные (рис. 62). Для сильномагнитных частиц активной является магнитная сила, а пассивной – сила тяжести и силы выталкивания и сопротивления среды; для немагнитных частиц активной силой является сила тяжести, другие силы являются пассивными. Диссипативные силы, связанные с потерями энергии, уменьшают активные и пассивные силы. Минеральные частицы, у которых магнитная сила F_m больше суммы механических отрывных сил $F_{мех}$, при прохождении через магнитное поле будут притягиваться к полюсам магнитной системы и попадут в магнитный продукт. Немагнитные частицы или частицы с низкой магнитной восприимчивостью без взаимодействия с магнитным полем пройдут через него и попадут в немагнитный продукт.

Для того чтобы разделить смесь минералов, различающихся по магнитным свойствам, должны одновременно соблюдаться следующие условия:

- магнитная сила, действующая на сильномагнитные минералы, должна быть равна или больше равнодействующей всех механических сил, действующих на эти минералы в направлении, противоположном магнитной силе;

- магнитная сила, действующая на слабомагнитные минералы, должна быть меньше равнодействующей всех механических сил, действующих на эти минералы.

Запишем эти условия следующим образом:

$$F'_{мех} < F'_{магн} > F''_{магн} < F''_{мех},$$

где $F'_{магн}$, $F''_{магн}$ – магнитная сила, возникающая в сильномагнитных и менее магнитных минералах, извлекаемых в магнитную фракцию;

$F'_{мех}$, $F''_{мех}$ – равнодействующая механических сил, действующих на минералы, выделяющиеся в магнитную и немагнитную фракции.

Разделение минерального сырья в магнитном поле под влиянием магнитных и механических сил осуществляется в режиме *извлечения* (нижнее питание) или в режиме их *удерживания* (верхнее питание), редко в режиме отклонения. Средой, в которой осуществляется разделение минералов, может быть вода или воздух. В соответствии с этим процесс называется *мокрой* или *сухой магнитной сепарацией*.

В случае *режима разделения* (или *извлечения*) исходное минеральное сырье подается под ленту, барабан или валок и перемещается по рабочей зоне сепаратора по прямолинейной или криволинейной траектории. Прохождение

материала под магнитной системой обеспечивает наибольшую селективность обогащения, так как менее магнитные частицы лучше отделяются от магнитных под влиянием относительно большой разделяющей силы. В случае *режима удержания* минеральное сырье подается в верхнюю часть барабана или валка сепаратора и перемещение его через рабочую зону происходит по криволинейной траектории (рис. 62,б). Совпадение направлений движения исходного материала и магнитной силы в начальный момент способствует максимальному извлечению магнитных частиц в магнитный продукт.

Магнитные методы нашли широкое применение для обогащения руд черных металлов, при доводке концентратов редких и цветных металлов, для регенерации сильномагнитных утяжелителей при тяжело среднем обогащении, для удаления железных примесей из фосфоритовых руд, кварцевых песков и других материалов.

3.2.2. Факторы, влияющие на процесс магнитного обогащения

На результаты магнитной сепарации существенно влияет разница между удельными магнитными восприимчивостями разделяемых частиц, неоднородность поля сепаратора по величине магнитной силы, крупность частиц обогащаемой минеральной смеси, напряженность магнитного поля, параметры рабочей зоны сепаратора, частота вращения барабанов и валков сепаратора, производительность сепаратора.

Напряженность магнитного поля. Повышение напряженности поля приводит к увеличению магнитной силы и, как следствие, позволяет извлекать в магнитную фракцию минералы с более низкой магнитной восприимчивостью. Это оказывает влияние на выход и качество продуктов разделения. Однако чрезмерное увеличение напряженности магнитного поля может привести к повышенному засорению магнитной фракции. Недостаточная напряженность поля – причина потерь магнитных минералов с хвостами.

Если технологическая схема обогащения включает несколько последовательных операций магнитной сепарации, при перемещении немагнитной фракции напряженность магнитного поля в каждой последующей операции должна быть увеличена. Доводка же магнитных концентратов осуществляется при постепенном уменьшении напряженности поля.

Параметры рабочей зоны (длина и высота), а также ширина питания определяют пропускную способность, т. е. производительность сепаратора. С увеличением диаметра барабана (валка) длина рабочей зоны возрастает, а это позволяет увеличить извлечение магнитных минералов и производительность сепаратора. Повышение производительности достигается также при увеличении ширины приемного отверстия питания (длины барабана, валка).

Высота рабочей зоны определяется в процессе создания конструкции сепаратора и в определенных пределах может изменяться при

технологической наладке сепаратора для обогащения минерального сырья данного вида. Уменьшение высоты рабочей зоны приводит к увеличению напряженности магнитного поля, и наоборот.

Частота вращения барабанов и валков сепаратора в значительной мере определяет его производительность и качество продуктов обогащения. Она выбирается в зависимости от метода обогащения (сухой или мокрый), способа подачи питания (верхний или нижний), удельной магнитной восприимчивости и крупности разделяемых минералов, необходимого качества продуктов обогащения (получение готовых концентратов или отвальных хвостов).

Крупность и магнитные свойства обогащаемой руды. При резком различии в крупности разделяемых минералов затрудняется правильный выбор напряженности магнитного поля, параметров рабочей зоны, скоростного режима и производительности сепаратора. Все это приводит к ухудшению технологических показателей обогащения. Лучшие показатели обогащения получаются с применением предварительной классификации материала, максимально сближающей верхний и нижний пределы крупности разделяемых минералов.

Непременным условием применения магнитного обогащения является достаточная контрастность магнитных свойств разделяемых минералов, т. е. если удельные магнитные восприимчивости будут соответственно χ_1 и χ_2 , их отношение χ_1/χ_2 должно быть больше единицы (на практике не менее 3-5). Это отношение называется *коэффициентом селективности* магнитного обогащения.

Для извлечения сильномагнитных минералов на магнитных сепараторах применяются относительно слабые магнитные поля напряженностью до 120-150 кА/м. Для извлечения слабомагнитных минералов применяются сильные магнитные поля напряженностью 800 – 1500 кА/м и выше. Немагнитные минералы не извлекаются даже в полях высокой напряженности.

Содержание твердого в питании сепараторов на качественные показатели процесса сепарации влияет двояко. С уменьшением плотности питания содержание железа в концентрате повышается. Это объясняется тем, что в данном случае падает концентрация взвешенных немагнитных частиц и, следовательно, уменьшается количество шламов, механически захваченных прядью или флокулой и заносимых в магнитный продукт вращающимся барабаном.

С другой стороны, с уменьшением содержания твердого в питании при постоянной объемной нагрузке на сепаратор качество немагнитного продукта несколько ухудшается, хотя скорость перемещения пульпы в рабочей зоне не возрастает. Последнее объясняется тем, что при меньшей плотности пульпы снижается длина магнитных прядей и, как следствие, затрудняется их притяжение к барабану сепаратора.

С увеличением содержания твердого в пульпе при мокрой магнитной сепарации производительность сепаратора увеличивается, однако качество

продуктов обогащения снижается. Увеличение разжиженности пульпы, как правило, обеспечивает повышение качества магнитной фракции, но одновременно возрастают также потери магнитных минералов с хвостами, так как увеличивается скорость прохождения пульпы через рабочую зону сепаратора. При обогащении тонкого материала (<0,1 мм) можно предположить, что немагнитная фракция, содержащаяся в исходном питании сепаратора, равномерно распределяется по всему объему воды. Вода, увлекаемая с магнитным продуктом, имеет такую же концентрацию немагнитной фракции, как и вода в исходном питании. Исходя из этого предположения, содержание магнитной фракции в магнитном продукте приближенно определяется по формуле:

$$\beta_m = \alpha_m / (\alpha_m + \kappa_3 \gamma_m \alpha_n R_m / R_n),$$

где α_m и α_n – содержание соответственно магнитной и немагнитной фракции в исходной руде, $\alpha_n = 1 - \alpha_m$, д. ед.; $\kappa_3 \approx 1,0 \div 1,2$ – коэффициент заноса немагнитного продукта в магнитный. Данное равенство показывает, что качество магнитного продукта повышается с разбавлением пульпы (с повышением R_n).

Оптимальное содержание твердого в питании сепараторов в первых стадиях обогащения, где выделяются промпродукт и отвальные хвосты, составляет около 40 %, а в последней стадии, где выделяется окончательный концентрат, около 30 %.

Таким образом, регулируя плотность питания сепараторов, можно существенно влиять на качество магнитной и немагнитной фракции.

При магнитном обогащении руд различают максимально *допустимую* и *фактическую производительность* сепараторов.

Под *максимально допустимой* производительностью сепаратора понимают наибольшую производительность, которая обеспечивает удовлетворительные результаты разделения минеральной смеси, под *фактической* – производительность, которая определяется конкретными условиями его установки на фабрике. Для правильного выбора типа и количества сепараторов с учетом необходимого резерва следует принимать фактическую производительность сепаратора равной или несколько меньшей максимально допустимой.

Максимально допустимая производительность сепаратора определяется:

- извлекающей способностью сепаратора (способностью извлекать магнитные частицы из слоя или потока материала за время прохождения пульпы или руды через зону извлечения);
- транспортирующей способностью сепаратора (способностью рабочего органа транспортировать магнитные продукты из зоны извлечения к месту разгрузки);

– пропускной способностью сепаратора, характеризуемой максимальным количеством материала, которое сепаратор способен пропустить в единицу времени.

Перечисленные выше критерии производительности сепараторов находятся в тесной взаимосвязи и определяются влиянием значительного количества факторов, зависящих от состава и свойств обогащаемой руды и конструктивных параметров сепараторов.

Извлекающая способность сепаратора при сухом и мокром магнитном обогащении в основном зависит от условной магнитной силы, крупности руды, магнитной восприимчивости магнитных частиц и содержания их в исходной руде, длины и глубины зоны извлечения и сил сопротивления движению магнитных частиц к рабочему органу.

Транспортирующая способность сепаратора зависит от окружной скорости вращения рабочего органа и максимально возможной нагрузки магнитного продукта на единицу поверхности рабочего органа. Последняя зависит от конструкции рабочего органа и магнитной силы, удерживающей магнитный продукт на его поверхности. При сухом обогащении транспортирующую способность сепаратора по магнитному продукту можно регулировать в широких пределах, изменяя скорость вращения барабана или валка. При мокром обогащении транспортирующая способность сепараторов ограничена, так как увеличение окружной скорости вращения рабочих органов сверх 1,4 м/сек вызывает чрезмерную турбулентность потока пульпы в рабочей зоне и значительные загрязнения магнитного продукта немагнитными частицами.

Пропускная способность сепаратора определяется длиной, высотой и шириной рабочей зоны и скоростью перемещения материала через нее. При сухом обогащении скорость перемещения материала через рабочую зону зависит от конструкции транспортирующих устройств и рабочей зоны, скорости вращения рабочего органа и физических свойств обрабатываемых материалов. При мокром обогащении (в режиме частичного погружения барабана или валка (ротора) в пульпу) эта скорость в основном определяется напором пульпы на входе в рабочую зону и гидравлическим сопротивлением рабочей зоны.

3.2.3. Классификация магнитных сепараторов

Аппараты, в которых производится отделение магнитных частиц от немагнитных, называются *магнитными сепараторами*. Конструкция сепаратора включает магнитную систему, создающую магнитное поле требуемых параметров, рабочую зону (зазор), в которой магнитными и механическими силами разделяются минералы, устройства транспортирования, отделения и удаления продуктов разделения (подвижные поверхности, делительные перегородки, среда). Классификация магнитных сепараторов приведена в таблице 15 и на рис. 62.

Классификация магнитных сепараторов

Конструкция сепаратора	Условия сепарации	Способ подачи исходного материала	Крупность обрабатываемого материала
Сепараторы для сильномагнитных руд ($70 < H < 120$ кА/м, $3 \cdot 10^{-5} < H \cdot \text{grad}H < 6 \cdot 10^5$ кА ² /м ³)			
С перемежающейся полярностью: ленточные	Сухая сепарация	С верхней подачей	75 – 5
		С верхней и нижней подачей	6 (12)
	Мокрая	С нижней подачей	Менее 6
		С верхней подачей	Менее 8
Сухая	С нижней подачей	Менее 6	
	Мокрая	С верхней подачей на наклонную ленту	Менее 3
С постоянной полярностью: барабанные шкивные	Сухая	С верхней подачей	100
	Сухая	С верхней подачей	150
Корытные со спиралью	Мокрая	С нижней подачей	Менее 0,2
Трубчатые анализаторы	Мокрая		Менее 0,1
Сепараторы для слабомагнитных руд ($800 < H < 1600$ кА/м, $H \cdot \text{grad}H > 10^8$ кА ² /м ³)			
Роликовые	Сухая	С верхней подачей	5
		С нижней подачей	3
	Мокрая	С верхней подачей	3
		С нижней подачей	Менее 3
Ручейково – роликовые	Сухая	С верхней подачей	35
	Сухая	С верхней подачей	75
Дисковые	Сухая	С нижней подачей	Менее 2
Кольцевые	Сухая	С нижней подачей	Менее 3
	Мокрая	С нижней подачей	Менее 3
Ленточные	Сухая	С нижней подачей	Менее

Для обогащения сильномагнитных руд применяют сепараторы со слабым магнитным полем, создаваемым незамкнутыми (открытыми) магнитными системами постоянных или электромагнитов. Магнитные системы большинства сепараторов неподвижны и отделены от рабочего пространства транспортирующей магнитный продукт поверхностью (барабан, лента), магнитное поле проходит через эту поверхность, рассеиваясь в рабочем пространстве и за ним.

Наиболее распространены барабанные сепараторы. По полярности магнитного поля, которое материал проходит в рабочей зоне, сепараторы изготавливаются с моно– или многополярной (с чередующейся полярностью) магнитной системой.

Монополярные системы надежно удерживают магнитный продукт на транспортирующей поверхности (барабане) и применяются для обогащения зернистых и кусковых материалов (сепараторы, железоотделители) при отсутствии эффекта магнитной флокуляции.

Для тонкоизмельченных материалов применяют сепараторы, имеющие магнитные системы с чередующейся полярностью. При перемещении магнитного продукта транспортирующей поверхностью во время переброса концов флюкул с полюса на полюс происходит их распушивание с освобождением заземленных прядями флюкул немагнитных частиц и их выбросом центробежной силой и силой тяжести.

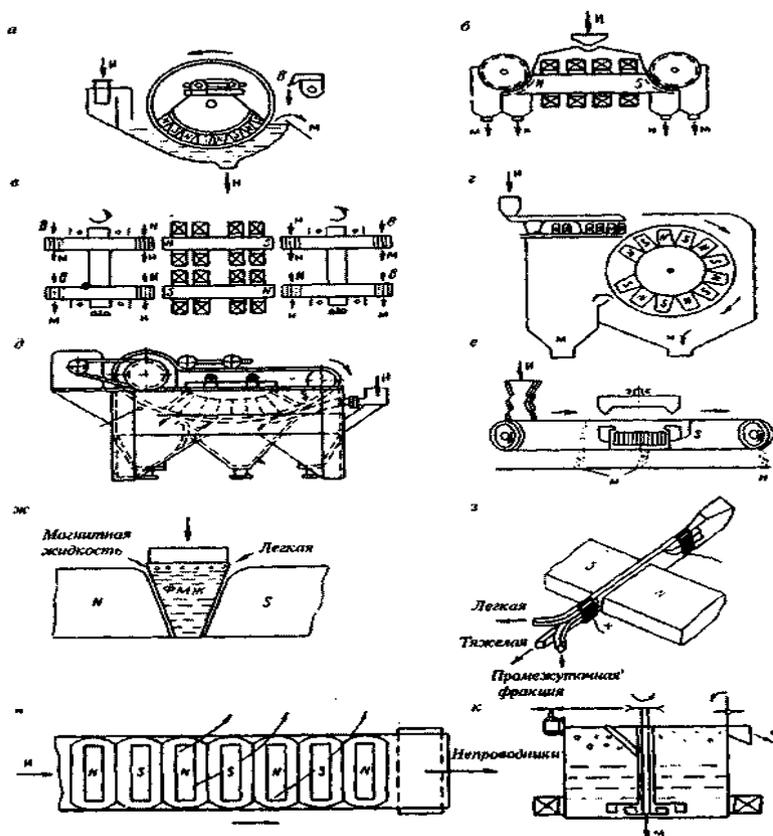


Рис. 62. Принципиальные схемы основных конструкций магнитных и комбинированных сепараторов: а – барабанный мокрый с нижней подачей материала; б – электромагнитный роликовый; в – роторный полиградиентный; г – барабанный сухой с верхней подачей материала; д – ленточный электромагнитный; е – электромагнитный дисковый; ж – магнетогидростатический; з – магнетогидродинамический; и – магнетофлотационный

В сепараторах для сухого обогащения применяются в основном два режима работы: режим удерживания и режим извлечения магнитного продукта и редко – режим отклонения.

В сепараторах для мокрого обогащения, как правило, применяется режим извлечения, но в зависимости от конструктивного исполнения ванны могут быть получены различные технологические показатели (рис. 63).

В зависимости от направления перемещения продуктов относительно друг друга различают следующие режимы сепарации:

- прямоточный – продукты сепарации движутся в том же направлении, что и исходное минеральное сырье;
- противоточный – магнитная фракция движется в направлении, противоположном направлению движения исходного материала;

– полупротивоточный – исходное минеральное сырье, направляемое на сепаратор, разделяется на магнитную и немагнитную фракции, отклоняющиеся под прямыми углами в разные стороны.

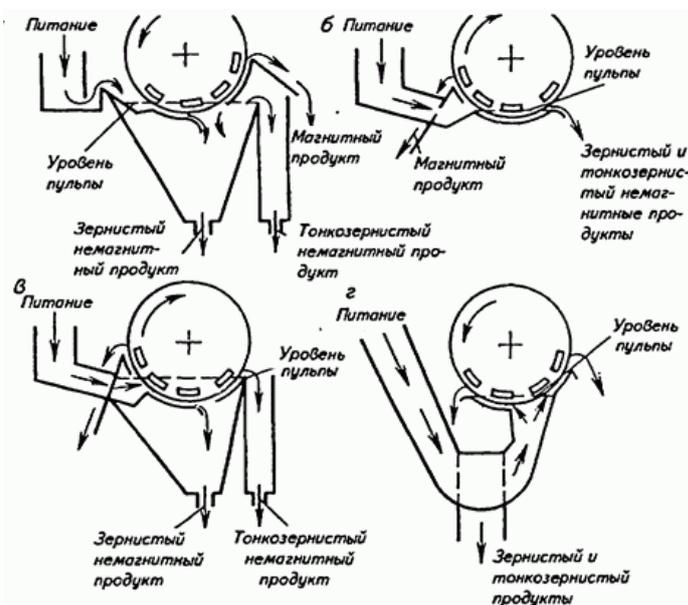


Рис. 63. Схемы барабанных магнитных сепараторов для мокрого обогащения со слабым полем с различными типами ванн: а – прямоточный; б, в – противоточный; г – полупротивоточный

Условия разделения при прямоточном режиме не обеспечивают полного извлечения магнитных частиц, так как слабомагнитные, притягиваемые магнитом с меньшей скоростью, должны притягиваться к уже образовавшемуся на нем слою сильномагнитных частиц и в связи с этим возрастает вероятность их отрыва и попадания в немагнитный продукт. Противоточный режим обеспечивает более благоприятные условия для извлечения магнитных частиц, так как слабомагнитные частицы могут притягиваться к поверхности магнита, свободной от сильномагнитных частиц. При полупротивоточном режиме направление движения исходного питания совпадает с направлением магнитных сил, действующих на магнитные частицы, вследствие этого облегчается их извлечение.

У прямоточных сепараторов через зону извлечения проходит весь объем питания, тогда как у противоточных и полупротивоточных – в основном его немагнитная часть. При низком содержании магнитной фракции в питании технологические показатели работы сепараторов с тремя типами ванн близки между собой. При высоком же содержании магнитной фракции в питании технологические показатели работы прямоточных сепараторов значительно уступают показателям работы противоточных и полупротивоточных.

Прямоточные сепараторы пригодны для обогащения руды крупностью менее 6,0 мм, противоточные – менее 2 (3) мм, полупротивоточные – менее 0,3 мм. Полупротивоточные сепараторы можно применять и на более

крупном материале, например, на сливе классификаторов или гидроциклонов. Но в этом случае для обеспечения их надежной работы необходимо полностью исключить возможность попадания в сепаратор случайных крупных кусков руды.

Сепараторы с различными типами ванн при равных условиях обеспечивают за один прием обогащения примерно одинаковое качество магнитного продукта. Для последовательного осуществления нескольких приемов обогащения с перечисткой магнитного продукта необходимо учитывать удобство компоновки сепараторов с различными ваннами. Конструктивные особенности прямооточных и полупротивоточных сепараторов позволяют компоновать их горизонтально. Компоновка противоточных сепараторов требует значительного перепада высот (0,6 – 1,0 м) между соседними сепараторами.

Прямоточные сепараторы при равных условиях потребляют мощность меньшую, чем противоточные. Полупротивоточные сепараторы по потребляемой мощности занимают промежуточное положение. Противоточные сепараторы по сравнению с прямооточными и полупротивоточными имеют наибольший износ барабана и ванны. По надежности эксплуатации прямооточные сепараторы превосходят противоточные и полупротивоточные. Полупротивоточные сепараторы весьма чувствительны к изменениям производительности, крупности и плотности питания. Уменьшение производительности, повышение крупности и плотности питания полупротивоточного сепаратора могут привести к его забиванию.

В системах с малым шагом полюсов в межполюсном пространстве монтируются магнитные феррит-бариевые или феррит-стронциевые вставки, что обеспечивает повышение напряженности на поверхности барабана на 10 – 15%.

Напряженность магнитного поля в рабочей зоне сепараторов на расстоянии x по нормали к поверхности полюсов описывается уравнением:

$$H_x = H_0 e^{-cx},$$

где H_x – напряженность на расстоянии x м от полюсов, А/м; H_0 – напряженность на поверхности полюса, А/м; E – основание натуральных логарифмов; C – коэффициент неоднородности поля, равный:

- для монополярных систем с расположением полюсов по образующей или в плоскости $c = \pi/S, м^{-1}$;

- для систем с чередующейся полярностью при радиальном расположении полюсов $c = \pi/S + 1/R, м^{-1}$,

где S – шаг полюсов; R – радиус расположения полюса.

Магнитное поле по напряженности получается наиболее равномерным при соотношении ширины полюса к зазору между ними $b/a = 1,2$ при радиусе закругления концов полюсов $r = 0,4S$.

В общем случае напряженность в любой точке рабочего пространства сепараторов с открытыми магнитными системами на расстоянии по нормали x в плоскостях, перпендикулярных и параллельных плоскости полюса, описываются соответственно системой уравнений:

$$H_x = H_0 e^{-\frac{\pi}{S}x} \cos \frac{\pi}{S}y$$

$$H_y = H_0 e^{-\frac{\pi}{S}x} \sin \frac{\pi}{S}y$$

где H_y – напряженность на расстоянии y от плоскости, проходящей через центр полюса.

Суммарная напряженность в точке с координатами x, y составит:

$$H_{x,y} = \sqrt{H_x^2 + H_y^2}$$

Для обогащения слабомагнитных руд применяют сепараторы с сильным магнитным полем, создаваемым в малом объеме рабочего пространства между полюсными наконечниками замкнутого магнитопровода электромагнитной системы. Для создания неоднородности магнитного поля один из наконечников выполняется в форме тела, имеющего выступы малого радиуса закругления (валок или ролик с радиальными проточками – зубцами).

Этот полюсный наконечник, на зубцах которого концентрируются силовые линии и куда притягиваются магнитно-восприимчивые частицы: используется одновременно и в качестве устройства, транспортирующего магнитный продукт. Второй полюс может быть плоским, но тогда непосредственно на нем поле однородно, магнитные частицы не могут быть извлечены с его поверхности к выступам валка, а сильномагнитные будут удерживаться на нем силой потокосцепления.

В сепараторах для сухого обогащения монтируют транспортирующий вибрлоток, в сепараторах мокрого обогащения выступам на валке соответствуют впадины на неподвижном полюсе, что позволяет получить неоднородное поле, начиная от поверхности неподвижного полюса.

При конструировании в зависимости от назначения сепаратора сочетанием различных форм выступов и впадин соответственно на валке (ролике) и неподвижном полюсе добиваются требуемых для сепарации данного материала параметров магнитного поля (изодинамичности, максимальной магнитной силы у поверхности одного из полюсов и т.п.). Сочетание плоского и зубчатого полюсов позволяет достичь максимума магнитной силы у поверхности выступов с шагом S при напряженности поля в зазоре на расстоянии x от выступа:

$$H_x = \frac{0,5H_0(1 - C)^{0,5}}{[0,25S^2 - C(0,5S - x^2)]^{0,5}}$$

где C – коэффициент, зависящий от шага полюсов и изменяющийся в пределах $0,3 < C < 0,6$ при $0,01 < S < 0,03$ м.

При равном значении магнитодвижущей силы магнитной системы сила $H \cdot gradH$ достигает больших значений в объеме рабочего пространства с максимумом у вогнутого полюса при софокусных гиперболических полюсах, если углы наклона асимптот имеют (теоретически) значения $\alpha_1 = 21^\circ$ и $\alpha_2 = 10^\circ$. Напряженность магнитного поля между такими полюсами в зазоре между ними l на расстоянии x от начала координат:

$$H_x = \frac{H_0 l \sin \alpha_2}{[l^2 - (l \cos \alpha_2 - kx)^2]^{0,5}},$$

где $k = \cos \alpha_2 - \cos \alpha_1$.

При *магнитной сепарации сильномагнитных* руд и материалов применяют оборудование различных типов – магнитные и электромагнитные сепараторы, железоотделители, анализаторы, дешламаторы, намагничивающие и размагничивающие аппараты. Обычно используют барабанные сепараторы типа ПБС или ПБМ с низкой напряженностью магнитного поля, создаваемого неподвижно закрепленной внутри вращающегося барабана открытой магнитной системой. Сепараторы имеют рабочую зону большой длины и высоты и их можно применять для обогащения руды или материала крупностью от 100 при сухом и до 6 мм при мокром обогащении. Выбор крупности питания магнитной сепарации определяется крупностью и характером вкрапленности извлекаемых минералов, возможностями сепараторов для сухой и мокрой сепарации, необходимой глубиной обогащения и комплексностью использования минерального сырья.

Сухой магнитной сепарации подвергаются крупновкрапленные магнетитовые и другие сильномагнитные руды крупностью до 100 мм с целью предконцентрации их или получения готового концентрата, а также другие материалы (флюсы, шлаки и др) и руды (слабомагнитные железные, алюминиевые и др) с целью удаления из них сильномагнитных минералов. Для сухой магнитной сепарации используются одно-, двух-, трех- и четырехбарабанные сепараторы. Преимуществом многобарабанных сепараторов является возможность осуществления нескольких операций в одном аппарате, что значительно упрощает компоновку оборудования. Например, для сепарации крупнокусковых сильномагнитных магнетитовых руд применяют четырехбарабанный сепаратор типа 4ПБС – 63/200 с верхним питанием (рис. 64). На двух нижних барабанах производится контрольная сепарация немагнитной фракции, получаемой на верхних, с получением отвальных хвостов. Магнитная фракция верхних барабанов является концентратом, а нижних – промежуточным продуктом, поступающим на додрабывание и последующее обогащение. Верхние барабаны сепаратора имеют пятиполюсные, а нижние – трехполюсные магнитные системы, полярность которых чередуется по периметру барабана, что обеспечивает

магнитное перемешивание руды. Вместо встроенного в сепаратор вибрационного питателя в сепараторе имеется лишь приемная коробка с распределителем руды на оба барабана. Распределитель (металлическая площадка, закрепленная на валу и поворачиваемая приводным механизмом) обеспечивает подачу руды поочередно на левый и правый барабаны. Высокая производительность сепаратора позволяет сопрягать его с дробилками среднего дробления и подавать руду в распределитель сепаратора из бункера ленточным конвейером или вибропитателем. Индивидуальный привод каждого барабана сепаратора позволяет ступенчато регулировать частоту их вращения (верхние – 50 – 100, нижние – 30 – 50 об/мин) и, таким образом, изменять качество и выход магнитной фракции.

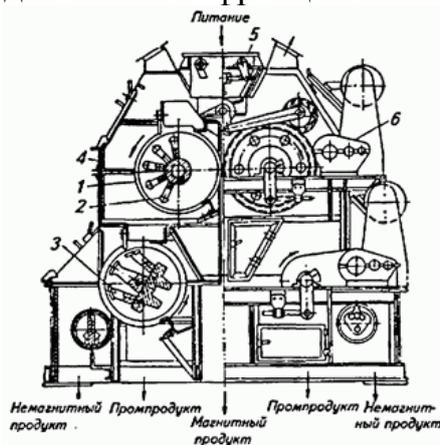


Рис. 64. Магнитный барабанный сепаратор типа 4ПБС-63/200: 1 – барабаны; 2, 3 – пятиполюсные и трехполюсные магнитные системы; 4 – рама с кожухом; 5 – приемная коробка с распределителем питания; 6 – редукторы привода

Сепаратор компактен и удобен в обслуживании. Напряженность магнитного поля у поверхности верхних барабанов 80 – 90 кА/м, нижних – 110 кА/м. Производительность сепаратора составляет 400 – 500 т/час на руде крупностью минус 50 мм.

Мокрой магнитной сепарации подвергаются тонковкрапленные сильномагнитные руды и другие материалы после их измельчения до необходимой степени раскрытия извлекаемых минеральных частиц. Текстурно-структурные особенности строения железных руд и железистых кварцитов требуют тонкого измельчения для раскрытия сростков, что обуславливает применение мокрого обогащения. В практике мокрого магнитного обогащения сильномагнитных руд наибольшее распространение получили барабанные сепараторы типа ПБМ со слабым магнитным полем, нижним питанием, с прямо-, противо- и полупротивоточной ванной.

Рассмотрим устройство и принцип работы сепараторов на примере сепаратора типа ПБМ-90/250 (209В-СЭ), разработанного институтом «Механобр» (рис. 65).

Сепаратор имеет барабан с шестипольной магнитной системой, изготовленной из постоянных магнитов (сплав ЮНДК-24), ванну, загрузочную коробку, переливную коробку для смывной воды. Внешняя поверхность барабана футерована резиной. Напряженность магнитного поля

на поверхности барабана этих сепараторов составляет 90 – 100 кА/м, на расстоянии 50 мм от поверхности барабана – 40 – 50 кА/м, производительность сепаратора зависит от типа ванны, свойств обогащаемого сырья и достигает 40 – 200 т/час. Магнитные системы в этих сепараторах в последних конструкциях представлены металлокерамическими магнитами. *Металлокерамические магниты* получают методом порошковой металлургии: из тонкодисперсных порошков сплавов системы Fe – Al – Ni, легированных Co, Si, Cu и др., прессуют изделия требуемой формы и размеров и при высокой температуре спекают. Механические свойства этих материалов лучше, чем у литых магнитов. Магниты содержат 3 – 5% по объему пор, которые уменьшают остаточную индукцию (B_r), и магнитную энергию (W_M) на 10 – 20% по сравнению с магнитами из литых сплавов, но практически не влияют на коэрцитивную силу (H_c). Выпускаемые промышленностью магниты имеют $H_c = 24 – 128$ кА/м, $B_r = 0,48 – 1,1$ Тл, $W_M = 3 – 16$ кДж/м³.

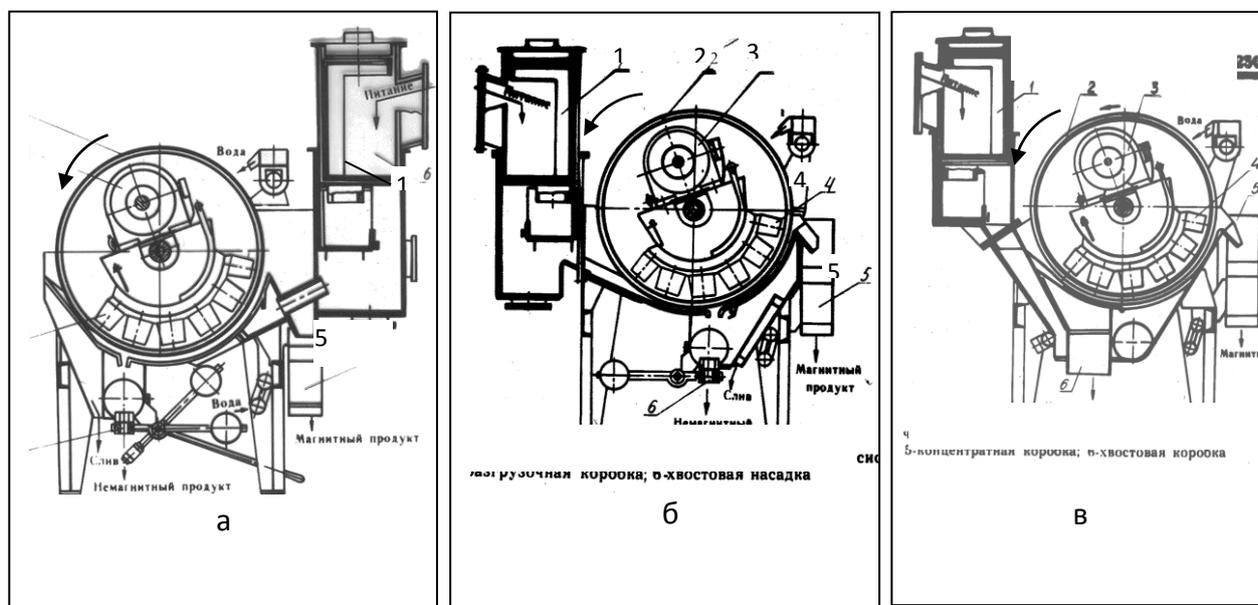


Рис. 65. Схема сепаратора ПБМ – 90/250 с противоточной (а), прямоточной (б) и полупротивоточной (в) ванной: 1,5 – приемная коробка для исходного питания и магнитного продукта, 2 – барабан, 3 – привод с редуктором, расположенным внутри барабана, 4 – магнитные полюса, 6 – регулирующий выпускной клапан немагнитного продукта

Технологическими испытаниями установлено, что на первой стадии обогащения магнетитовых кварцитов можно использовать сепараторы с прямоточной ванной, однако противоточные сепараторы и на этой стадии сепарации работают с большей производительностью. В последних двух стадиях сепарации рекомендуется устанавливать сепараторы с полупротивоточной ванной, что обеспечивает более полное извлечение тонкозернистых фракций магнетита.

В промежуточных стадиях магнитной сепарации рекомендуется устанавливать сепараторы с противоточной ванной.

Основные направления совершенствования наиболее освоенного и широко применяемого в обогащении процесса магнитной сепарации в слабом поле заключаются в следующем:

- разработка магнитных сепараторов высокой производительности с увеличением продолжительности пребывания материала в зоне действия магнитного поля, что достигается увеличением диаметра барабана и угла охвата его магнитной системой;

- разработка магнитных систем, обеспечивающих высокий градиент напряженности магнитного поля и создающих, благодаря этому, в рабочем зазоре сепаратора большую силу магнитного поля даже при меньшей напряженности поля в рабочем зазоре, чем системы, создающие магнитное поле с более высоким значением напряженности в рабочем зазоре, но низким градиентом напряженности;

- использование магнитных материалов с повышенной магнитной энергией;

- применение селективной флокуляции перед первыми стадиями магнитной сепарации для повышения извлечения металла и использование различных способов разрушения агрегатов магнитных и немагнитных частиц перед последующими стадиями сепарации;

- использование для разделения в магнитных полях центробежных сил, наряду с магнитными и гравитационными, и разработка конструкций аппаратов, в которых это сочетание используется.

Для извлечения *слабомагнитных* минералов из руд и материалов используют электромагнитные валковые (реже дисковые) и полиградиентные сепараторы с высокой напряженностью магнитного поля. Конструкции полиградиентных сепараторов классифицируют по виду рабочего органа на роторные, дисковые, барабанные, валковые, конвейерные; по способу взаимного расположения элементов полиградиентной среды – на контактные и бесконтактные. Валки сепаратора представляют собой сплошные цилиндрические решетки, стержни которых параллельны оси валков. Полюсные наконечники охватывают два верхних и два нижних валка, образуя восемь пар рабочих зон. В связи с трудностью создания в замкнутой магнитной системе интенсивного поля в большом объеме валковые и дисковые сепараторы имеют сравнительно малой длины и высоты рабочую зону. Поэтому крупность обогащаемого материала на таких сепараторах не превышает 5 – 6 мм. Среди зарубежных и отечественных конструкций наиболее распространены горизонтально – роторные сепараторы с бесконтактной полиградиентной средой, которые имеют от одного до четырех роторов.

Мокрая магнитная сепарация в сильных магнитных полях, как метод обогащения слабомагнитных материалов, получила широкое распространение. Магнитное обогащение тонкоизмельченных слабомагнитных минералов затруднено, что объясняется большим

гидравлическим сопротивлением движения частиц, в результате чего они не успевают за время прохождения через рабочую зону отделиться от общей массы.

Для *сухого магнитного* обогащения слабомагнитных руд применяют валковые и дисковые сепараторы. Например, валковый сепаратор 4ЭВС-36/100 (ЭРС-6) имеет четыре комбинированных валка, две независимых электромагнитных системы – верхнюю и нижнюю, каждая из которых включает два сердечника с катушками возбуждения и четыре полюсных наконечника (рис. 66). Катушки верхней и нижней электромагнитных систем соединяются таким образом, что протекающий по ним ток имеет одно направление. Сердечники и полюсные наконечники сепаратора изготавливаются из малоуглеродистой динамной стали (сплав железа обычно с кремнием, иногда легирован алюминием). Валки сепаратора в виде сплошного сердечника диаметром 270 мм изготавливаются из литой динамной стали. На сердечник плотно насаживается оболочка, выполненная из изолированных друг от друга тонких листов электротехнической стали.

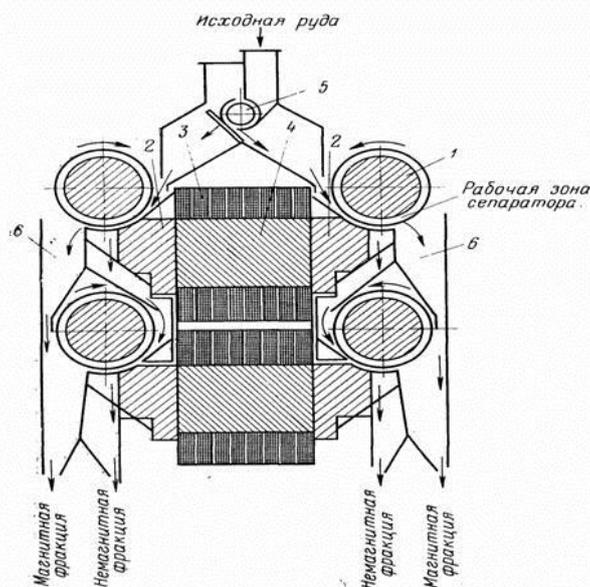
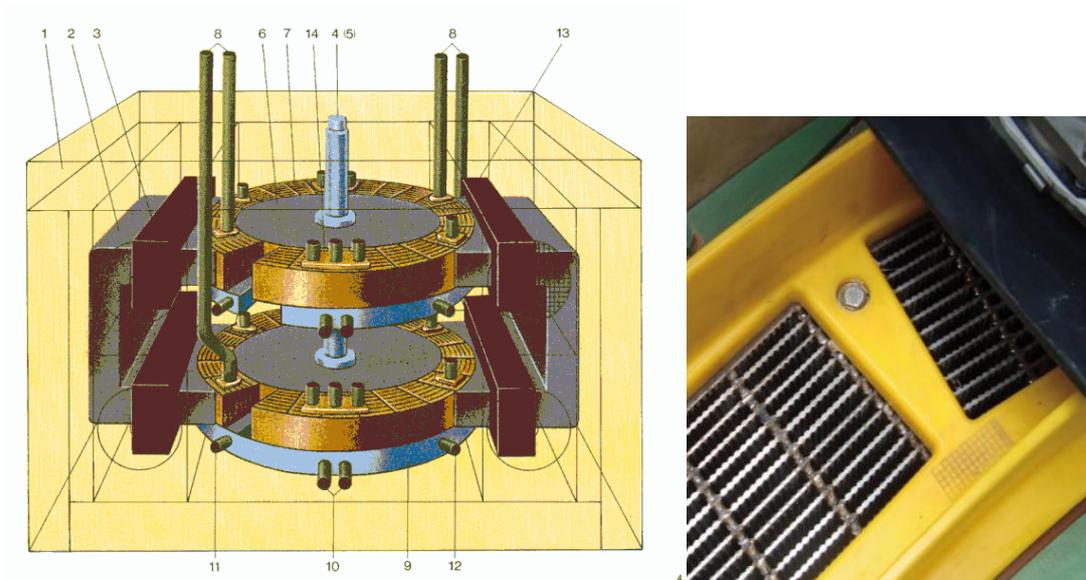


Рис. 66. Сепаратор 4ЭВС-36/100: 1 – комбинированный валок; 2 – полюсные наконечники; 3 – катушки возбуждения; 4 – сердечники; 5 – питатель; 6 – ванны для продуктов разделения

Сепаратор оборудован питателем с шиберами для регулирования производительности и приемными двухсекционными ваннами (для магнитной и немагнитной фракций). Ванна имеет уплотнения, обеспечивающие полную герметизацию сепаратора. Привод каждого валка индивидуальный и состоит из электродвигателя, клиноременной передачи и навесного цилиндрического редуктора, насаженного на цапфу валка. Независимость электромагнитных систем верхних и нижних валков имеет важное технологическое преимущество.

Для *мокрого обогащения* слабомагнитных руд в настоящее время на мировом рынке получили распространение сепараторы двух основных исполнений с матрицами в виде проволочных стержней и с матрицами в виде

пакетов зубчатых пластин. Первый сепаратор с горизонтальными роторами, по окружности которых расположены *матрицы в виде пакетов вертикальных зубчатых пластин*, установленных с зазорами относительно друг друга, был создан фирмой *KHD* (Германия) в 70-х годах прошлого столетия (рис. 67). На основе идей профессора Д.Х. Джонса был запатентован и в 1972-73 гг. роторный сепаратор, который получил всемирную известность как сепаратор «*Jones*» *DP-317* после внедрения большой группы этих сепараторов в Бразилии. Блоки таких зубчатых пластин определяют эффективность и жизнеспособность роторных сепараторов. Автор способа обогащения в зазорах между пластинами Д.Х. Джонс теоретически обосновал, а затем последующие исследователи экспериментально подтвердили, что для эффективного извлечения тонких слабомагнитных частиц зазоры между зубчатыми пластинами должны быть как можно меньше. Фирма *KHD* для *DP-317* использовала ширину зазоров 1,8 – 2,5 мм. На фабрике *La Perla* в Мексике фирма *KHD* предприняла попытку увеличить ширину зазоров у *DP-317* с 1,8 до 4 мм на богатой и легкообогатимой железной руде, что повлекло снижение извлечения железа на 15%.



а)

б)

Рис. 67. Схема сепаратора «*Jones*» *DP-317* (а): 1– рама, 2– магнитопровод, 3 – намагничивающие катушки, 4,6 – вал ротора и ротор, 5 – привод, 7– рабочие кассеты, 8– загрузочная труба, 9 – коллекторный желоб, 10,11,12 – выход магнитной и немагнитной фракции и промпродукта, 13,14 – устройство промывочное и для полоскания; общий вид кассеты из рифленых пластин (б)

Сепаратор Джонса – это высокоинтенсивный магнитный сепаратор, в котором процесс обогащения осуществляется на длинном пути между параллельными рифлеными пластинами (рис. 67,б). Через их узкие щели (0,8 – 4,1 мм) протекает вертикально поток пульпы, пластины находятся между полюсами сильного электромагнита. Достоинством сепаратора является

простота его конструкции и высокая механическая надежность, недостатком – зарастание рабочих зазоров продуктами обогащения, чувствительность к колебаниям массовой доли магнетита в питании, не высокая производительность (60 – 70 т/час) при работе на тонкоизмельченном сырье.

Одновременно началось быстрое развитие альтернативных конструкций сепараторов. В 70-х годах были запатентованы, разработаны и изготовлены почти все известные на сегодня сепараторы.

Вслед за сепараторами Джонса на Мировом рынке появился сепаратор фирмы «Боксманг Репид» (Англия). В нем один или два кольцеобразных ротора установлены в воздушных зазорах электромагнитной системы. В качестве феррозаполнителя применяются секционные колосниковые решетки. Достоинством сепаратора является возможность регулирования величины магнитного потока в рабочей зоне путем изменения расстояния между полюсами и перемешивания магнитного продукта в одной машине, недостатком – сложность подачи питания и воды.

Фирмой «Сала магнетикс» (США) создан сепаратор карусельного типа «Сала-Карусель», который имеет кольцеобразный рабочий орган (ротор), разделенный на рабочие камеры. В эти камеры уложены матрицы с феррозаполнителем – просечными растянутыми стальными сетками. Другие фирмы ведущих стран также разрабатывают и внедряют в промышленность различные полиградиентные сепараторы: в т.ч. «Эриз магнетикс» серии СТ (США), «Родингз оф Лисмур» типа «Ридингз 16-поул» (Австралия), «Крупп» типа «Крупп-Сол» (Германия) и т.д.

Сепарация в *ферромагнитных жидкостях* (ФМЖ) в обогащении полезных ископаемых применяется ограничено, в основном, как среда в *феррогидростатических* сепараторах (ФГС). Методы обогащения в ФМЖ можно классифицировать следующим образом:

- по состоянию рабочего слоя ФМЖ в межполюсном зазоре электромагнита;
- по виду неоднородности магнитного поля, переменного или постоянного, воздействующего на рабочий слой ФМЖ;
- по воздействию возмущений (механических или электрических) на рабочий слой ФМЖ.

В свою очередь, по характеру разделительной среды, отличающейся магнитной восприимчивостью сепараторы делятся на две большие группы. Сепараторы МГС и ФГС по назначению классифицируются следующим образом:

- МГС – сепараторы периодического действия для выделения мономинеральных фракций с парамагнитной жидкостью в замкнутом объеме;
- МГС – сепараторы для обогащения полезных ископаемых, использующие для разделения рабочий канал с проточной парамагнитной жидкостью с разгрузкой продуктов разделения этой же жидкостью;
- ФГС – сепараторы, имеющие взвешенный рабочий слой ФМЖ для доводки концентратов цветных металлов;

– ФГС – сепараторы для гравитационных исследований руд на обогатимость и разделения вторичных цветных металлов, у которых рабочий слой ФМЖ опирается на дно кюветы или вибрирующего лотка;

– ФГС – сепараторы для обогащения немагнитного минерального сырья, где рабочий слой ФМЖ расположен на слое отмывающей жидкости.

Процесс обогащения в ФМЖ состоит из следующих операций: подготовка руды к разделению; разделение руды в суспензии на фракции различной плотности; дренаж рабочей суспензии и отмывка продуктов разделения; регенерация утяжелителя. Для регенерации ФМЖ используют барабанные магнитные сепараторы с большой длиной рабочей зоны, обеспечивающей более полное извлечение ферромагнитного наполнителя (чаще всего – магнетита).

Перспективным методом обогащения является *магнито-гидродинамическая (МГД-сепарация) и магнито-гидростатическая (МГС-сепарация)* сепарация. Магнитогидродинамическая сепарация – это процесс разделения минеральных частиц по плотности, магнитной восприимчивости и электропроводности. Разделение осуществляется в результате воздействия пондеромоторных сил, действующих на частицы со стороны разделительных жидкостей. Существует два типа процессов: сепарация осуществляется за счет пондеромоторной силы электромагнитного происхождения, возникающей в электролите, помещенном в скрещенные электрические и магнитные поля (МГД-сепарация) и за счет пондеромоторной силы чисто магнитного происхождения, возникающей в магнитной жидкости, помещенной в неоднородное магнитное поле (МГС-сепарация). Основным преимуществом этих методов является возможность регулирования плотности среды разделения от 1,0 до 20,0 г/с³. *Магнитогидродинамическая сепарация* заключается в использовании выталкивающей силы, возникающей в проводящей жидкости, помещенной в скрещенные электрическое и магнитное поля. Особенностью такого процесса является возможность увеличивать плотность разделения при сохранении вязкости жидкости, практически равной вязкости воды. В случае разделения руд не только по плотности, но и по магнитной восприимчивости используется неоднородное магнитное поле. В этом случае в канале сепаратора, кроме архимедовой и электромагнитной выталкивающих сил, действует магнитная сила, пропорциональная напряженности магнитного поля, градиенту напряженности магнитного поля и магнитной восприимчивости частиц. Тогда на единицу объема частицы действует суммарная объемная сила. МГД-сепарация позволяет получать лучшие результаты по сравнению с отсадкой и магнитной сепарацией. Следует отметить, что преимуществом МГД – сепарации является возможность регулирования двух независимых параметров – напряженности магнитного поля и плотности тока, оказывающих влияние на ход разделения. Основное применение данных методов нашло применение при разделении редкоземельных и благородных металлов. Пределы регулирования плотности суспензии: 1000 – 9000 кг/м³.

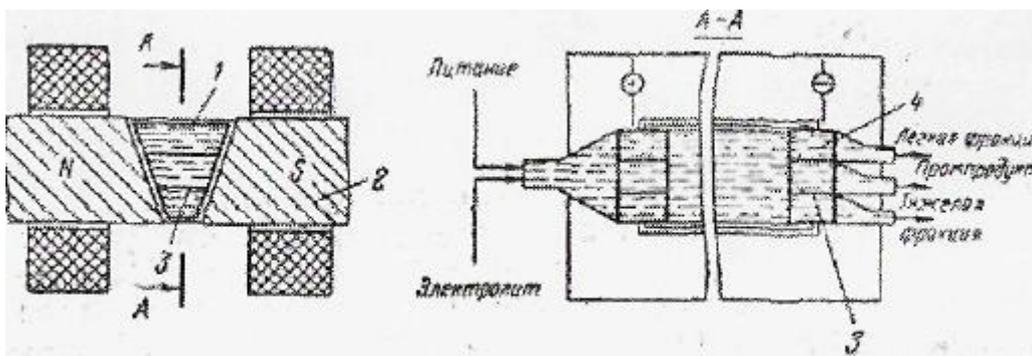


Рис. 68. Принципиальная схема МГД- сепаратора: 1 – ванна, 2 – электромагнит

Сепаратор представляет собой ванну между магнитными потоками электромагнита (рис. 68). В ванне смонтированы трубчатые электроды, подключаемые к источнику постоянного тока. Межполюсной зазор имеет переменное сечение по вертикали, в результате чего создается градиент направленности, как следствие создаваемая разность плотности. Величина плотности имеет максимальное значение в нижней зоне ванны и уменьшается в направлении к верхней части.

Исходный материал с электропроводной жидкостью поступает в ванну сепаратора, где происходит раздел его на фракции по плотности, где продукт обогащения разделяется с противоположной стороны ванн.

Для обогащения углей классов крупности 0,5 – 13 мм применяется магнитогидродинамический сепаратор МГДС-50 (рис. 69).

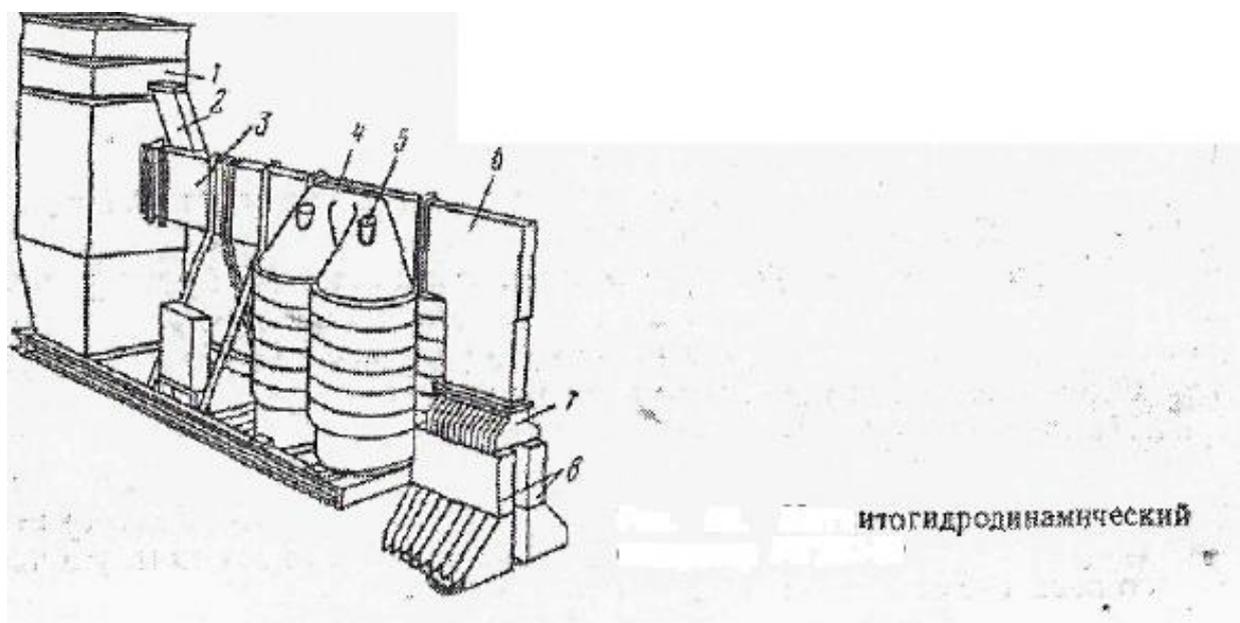


Рис. 69. Магнитогидродинамический сепаратор МГДС-50: 1 – гидростабилизатор, 2 – исходное питание, 3 – загрузочная секция, 4 – канал рабочей секции, 5 – электромагнит, 6 – выход продуктов, 7 – распределитель, 8 – приемное устройство

Электропроводная жидкость вместе с исходным материалом поступает в загрузочную секцию под воздействием скорости перемещения электролита проходит в зону разделения. Принципиальное различие процессов МГС и МГД заключается в том, что в первом случае дополнительная

выталкивающая сила имеет чисто магнитное происхождение, то есть утяжеление магнитной жидкостью вызывается воздействием на нее только неоднородного магнитного поля.

В качестве магнитной жидкости применяются водные растворы хлористого железа, хлористого марганца. Неоднородные магнитные поля получаются за счет подбора соответствующей геометрии межполюсного зазора. Наиболее часто применяемые полюсные наконечники клиновидной формы. Применение МГД и МГС ограничено только из-за высоких затрат на электроэнергию.

3.3. Процессы и аппараты для электрического обогащения

Электрическое обогащение – это процесс разделения минеральных сухих частиц или материалов с различными электрическими свойствами, в зависимости от которых под действием электрического поля изменяются траектории движения частиц этих минералов. Электрическое обогащение основано на различии электрических свойств разделяемых минералов: электропроводность; диэлектрическая проницаемость; проявление эффектов - контактного потенциала, трибоэлектрического, пироэлектрического, пьезоэлектрического. В зависимости от способа создания на частицах заряда и его передачи в процессе электрической сепарации различают: - электрическую; - электростатическую; - коронную; - диэлектрическую; - трибоадгезионную. Наибольшее промышленное применение получили процессы, основанные на разнице в электропроводности и в способности минералов приобретать различные заряды при контактной электризации.

Сущность электрической сепарации заключается во взаимодействии электрического поля и минеральной частицы, обладающей определенным зарядом. Заряд частицы получают искусственно одним из способов, выбираемым в зависимости от их наиболее контрастных электрических свойств.

При *электростатической сепарации* разделение осуществляется в электрическом поле, частички заряжаются контактным или индукционным способом. Разделение по электропроводности производится при столкновении частичек с электродом (например, с заряженной поверхностью барабана; электропроводящие частички при этом получают одноимённый заряд и отталкиваются от барабана, а неэлектропроводящие не заряжаются). Создание разноимённых зарядов возможно при распылении, ударе или трении частичек о поверхность аппарата (трибоэлектростатическая сепарация). Выборочная поляризация компонентов минеральной смеси возможна при контакте нагретых частичек с холодной поверхностью заряженного барабана (пироэлектрическая сепарация). Электростатическая сепарация основана на различной способности минералов, находящихся под поляризующим воздействием электрического поля, пропускать электроны по своей поверхности. В результате чего, частицы разного состава заряжаются в разной степени при определенных значениях напряженности этого поля и

времени его воздействия и, как следствие, по разному реагируют на одновременно действующие на них электрические и другие силы (обычно гравитационные). Если таким заряженным частицам предоставить возможность свободно перемещаться, то направления их движения будут различаться, что и используется для их разделения.

Коронная сепарация проводится в поле коронного разряда, частички заряжаются ионизацией. Коронный разряд создаётся в воздухе между электродом в виде острия или дрота и заземлённым (осадительным) электродом, например, барабаном; при этом проводящие частички отдают свой заряд заземлённому электроду. Частички также могут заряжаться ионизацией, например, радиационной.

Диэлектрическая сепарация может осуществляться только в неоднородном электрическом поле, где возникают пондеромоторные силы, зависящие от диэлектрической проницаемости среды и разделяемых минералов.

Трибоадгезионная сепарация базируется на различиях в адгезии частичек после их зарядки трением. Трение реализуется при транспортировании частичек по специальной подкладке, в кипящем слое при столкновении частичек друг с другом.

Трибоэлектрическая сепарация - это процесс сепарации минеральных частиц, основанный на явлении трибоэлектрического эффекта, который проявляется при электризации трением или контактом. Избирательная поляризация компонентов минеральной смеси возможна при контакте нагретых частиц с холодной поверхностью заряженного барабана (*пироэлектрическая сепарация*).

Возможны *комбинированные* процессы электрической сепарации: коронно-электростатический, коронно-магнитный и др. Относительно малая распространённость электрической сепарации объясняется высокой энергоёмкостью, необходимостью эксплуатации сложного высоковольтного оборудования (напряжением 20-60 кВ), а также требованием тщательного предварительного просушивания разделяемого материала, что трудно обеспечить на обогатительных фабриках.

По электропроводности минералы классифицируются на три группы: - *проводники*, вещества содержащие свободные заряженные микрочастицы, с удельной электропроводностью $10 - 10^4$ См/м (самородные металлы, графит, многие сульфиды, магнетит, титаномагнетит, ильменит, гематит, рутил, галенит и др.). Свободные электрические микрочастицы в проводниках называются *носителями электрического тока*. Характерно, что носители свободны только внутри проводника, то есть не могут беспрепятственно выходить за его границу. Проводниками являются электролитические жидкости и металлы. В металлах носителями являются электроны, в электролитических жидкостях носителями являются ионы (могут иметь положительный и отрицательный заряд); - *полупроводники* с удельной электропроводностью $10^{-1} - 10^{-8}$ См/м (доломит, гематит, псиломелан, халькопирит, боксит, гранат, лимонит, сидерит, хромит, молибденит,

вольфрамит, сфалерит и др.); - *непроводники* (диэлектрики), вещества, не содержащие свободных заряженных частиц, с удельной электропроводностью $<10^{-8}$ См/м (алмаз, кварц, полевой шпат, циркон, турмалин, асбест, боксит, пирохлор и др.). Это деление в значительной мере условно, так как в зависимости от температуры, строения кристаллической решетки, внешних воздействий, агрегатного состояния, наличия дефектов, размера и формы частиц и т.д. электропроводность изменяется в широких пределах. В электрическом поле проводники и непроводники ведут себя по-разному. При контакте проводника с заряженным телом вследствие хорошей проводимости проводник приобретает одноименный заряд и отталкивается от заряженного тела, в то время как у диэлектрика происходит лишь смещение зарядов и ориентация электрических диполей в направлении напряженности поля. В результате проводники и диэлектрики движутся по различным траекториям и разделяются на продукты с различным содержанием ценных компонентов (минералов).

Наряду с электрической сепарацией применяется *электрическая классификация* материала по крупности, которая основана на различном поведении в электрическом поле частиц, отличающихся по крупности. Электрическая классификация очень эффективна при обеспыливании материалов, так как пыль практически полностью удерживается электрическим полем (например, классификация слюды, асбеста, строительных и кварцевых песков, вермикулита, солей, различных порошков). Особенно перспективна электрическая сепарация в маловодных районах.

Как правило, электрические методы используются в сочетании с другими методами (магнитными, гравитационными, флотационными). Промышленное применение получили трибоэлектрическое обогащение и процессы, использующие различие в электропроводности и ионизации среды. Наибольшее практическое значение имеет последний процесс. Использование сильного поля коронного разряда и более эффективный способ зарядки за счет адсорбции ионов во всей рабочей зоне обеспечивает большую производительность и высокие технологические результаты. Процессы пироэлектрической, пьезоэлектрической и диэлектрической сепарации имеют ограниченное распространение. Для большей стабильности процесса широко применяют коронно-электростатическое поле. Электрическое обогащение производится в электрических или диэлектрических сепараторах.

Электрическое обогащение применяется для доводки черновых концентратов алмазных и редкометалльных (титано-циркониевых, тантало-ниобиевых, оловянно-вольфрамовых) и редкоземельных руд. Менее распространена электрическая сепарация гематитовых руд, разделение кварца и полевого шпата, обогащение калийных (сильвинитовых) руд, извлечение вермикулита и некоторых других неметаллических полезных ископаемых.

3.3.1. Физические основы электрической сепарации

По современным представлениям, электрические заряды не действуют друг на друга непосредственно. Каждое заряженное тело создает в окружающем пространстве электрическое поле. Другими словами *электрическое поле* – это форма существования материи вблизи электрических зарядов. Более конкретно – это пространство, в котором проявляется действие электрических сил на заряженные частицы. Основное свойство электрического поля: *на всякий заряд, помещенный в это поле, действует сила*, причем величина этих сил не зависит от скорости движения заряженных тел. Заряд, находящийся в электрическом поле, движется в направлении силы, действующей на него со стороны поля (рис.70). Состояние покоя такого заряда возможно лишь тогда, когда к заряду приложена какая-либо внешняя сила, уравнивающая силу электрического поля. Как только нарушается равновесие между сторонней силой и силой поля, заряд снова приходит в движение. Направление его движения всегда совпадает с направлением большей силы. Электрическое поле, созданное системой неподвижных и не меняющихся со временем зарядов, называют *электростатическим полем*. Электростатическое поле является частным случаем поля электрического.

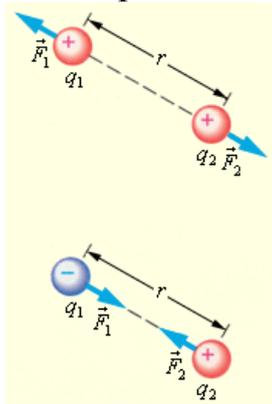


Рис.70. Взаимодействие одноименных и разноименных зарядов: направление вектора напряженности совпадает с направлением вектора силы, действующей на положительный заряд, и противоположно направлению силы, действующий на отрицательный заряд

Таким образом, взаимодействие заряженных тел осуществляется не непосредственным их воздействием друг на друга, а через электрические поля, окружающие заряженные тела.

Основная силовая характеристика электрического поля – *напряженность (E)*, определяемая силой (F), действующей на точечный положительный электрический заряд (q), помещенный в данную точку поля. В общем случае *напряженность электрического поля называют физической величиной, равную отношению силы, с которой поле действует на положительный заряд, помещенный в данную точку пространства, к величине этого заряда:*

$$E = F/q, \text{ Н/Кл, В/м.}$$

Заряд должен быть малым, чтобы не изменять ни величины, ни расположения тех зарядов, которые порождают исследуемое поле.

Напряженность электрического поля – векторная физическая величина, направление которого в каждой точке пространства совпадает с направлением кулоновской силы, действующей на положительный заряд. Если поле создается положительным зарядом, то вектор напряженности такого поля направлен от заряда вдоль радиуса-вектора, если поле создается отрицательным зарядом, то вектор напряженности поля (E) направлен к заряду. Графической характеристикой поля являются силовые линии напряженности электрического поля, касательные к которым в каждой точке совпадают с направлением вектора напряженности (рис.71). Силовые линии кулоновских полей положительных и отрицательных точечных зарядов представляют собой набор прямых, выходящих (для положительного), или входящих (для отрицательного) в точку расположения заряда. Такие семейства силовых линий полей точечных зарядов демонстрируют, что заряды являются источниками поля.

Для *электростатического* поля напряженность электрического поля может быть представлена как градиент электрического потенциала (j);

$$E = - \text{grad}j.$$

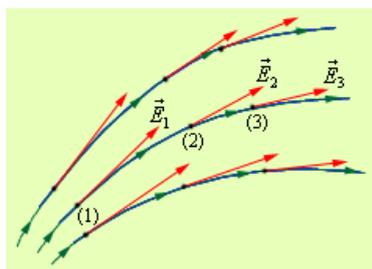
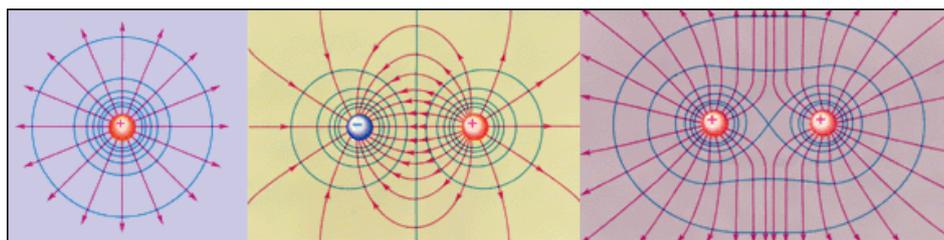


Рис. 71. Силовые линии электрического поля

Вектор напряженности электрического поля направлен в сторону убывания потенциала. В вакууме напряженность электрического поля удовлетворяет принципу суперпозиции, согласно которому *полная напряженность поля в точке равна геометрической сумме напряженностей полей, создаваемых отдельными заряженными частицами*. Напряженность электростатического поля показывает, с какой силой электростатическое поле действует на единичный положительный электрический заряд, помещенный в данную точку поля. Направление вектора напряженности совпадает с направлением силы, действующей на положительный заряд, и противоположно направлению силы, действующий на отрицательный заряд. Электростатическое поле является стационарным, если его напряженность не изменяется с течением времени. Стационарные электростатические поля создаются неподвижными электрическими зарядами. Электростатическое поле *однородно*, если вектор его напряженности одинаков во всех точках поля, если вектор напряженности в различных точках различается, поле *неоднородно*.



а) б) с)

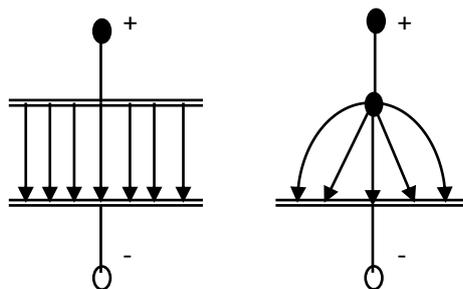
Рис. 72. Конфигурации электрических полей, созданных положительными и отрицательными зарядами (эквипотенциальные поверхности синие линии): а – точечный заряд; б – электрический диполь; с – два равных положительных заряда

На рисунке 72 представлены картины силовых линий и эквипотенциальных поверхностей некоторых простых электростатических полей. Сила взаимодействия двух зарядов зависит от величины и взаимного расположения зарядов, а также от физических свойств окружающей их среды. Для двух наэлектризованных физических тел, размеры которых пренебрежимо малы по сравнению с расстоянием между телами, сила взаимодействия математически определяется по формуле:

$$F = k (Q_1 Q_2 / r^2),$$

где F - сила взаимодействия зарядов, Н; k - расстояние между зарядами, м; Q_1 и Q_2 - величины электрических зарядов, К; k – коэффициент пропорциональности, величина которого зависит от свойств среды, окружающей заряды. Для определения коэффициента пропорциональности k служит выражение: $k = 1/(4\pi\epsilon\epsilon_0)$. Тогда кулоновская сила взаимодействия точечных зарядов определяется следующим образом: $F = k Q_1 Q_2 / \epsilon r^2$. Таким образом, сила взаимодействия между двумя точечными зарядами прямо пропорциональна произведению величин этих зарядов и обратно пропорциональна квадрату расстояния между ними (закон Кулона).

Электрическое поле, как и магнитное, может быть однородным и неоднородным. Электрическое поле, напряженность которого в разных точках пространства одинакова по величине и по направлению, называется *однородным*, или *равномерным*. Приблизительно однородным является поле между двумя разноименно заряженными плоскими металлическими пластинами. Однородное электрическое поле изображается параллельными линиями, расположенными на одинаковых расстояниях одна от другой (рис.73,а).



а) б)

Рис. 73. Электрическое поле: однородное (а) и неоднородное (б)

При точечных уединенных полюсах силовые линии расходятся по радиусам, а так как площади сферических поверхностей увеличиваются пропорционально квадрату расстояния, то число силовых линий, приходящихся на единицу поверхности, уменьшается пропорционально квадрату расстояния от полюса. В этом случае электрическое поле называется *неоднородным* (рис.73,б).

Одна из основных электрических характеристик веществ - *электропроводность*, или *удельная электропроводность* - величина, обратная удельному сопротивлению. *Электропроводность* (электрическая проводимость, проводимость) - это способность тела пропускать электрический ток под воздействием электрического поля, а также физическая величина, количественно характеризующая эту способность. Величина обратная электропроводности называется *сопротивлением* и измеряется в омах (Ом).

При электрическом обогащении используются присущие минеральным частицам электрические свойства, которые могут усиливаться или ослабляться в результате специальной обработки (обработка поверхности минеральных частиц реагентами), главным образом используются различия минеральных частиц в электропроводности, диэлектрической проницаемости, электризации трением и адгезии. Важное значение при электрической сепарации имеет зарядка или поляризация минеральных частиц. Электрический заряд частицам можно придать разными способами: контактом с заряженным электродом, ионизацией – адсорбцией ионов на поверхности минеральных частиц, электризацией трением, нагревом (пирозлектрический эффект), индукцией в электрическом поле, давлением и другими способами (рис.74). Наиболее важное практическое значение имеют: контакт с заряженной поверхностью, ионизация в поле коронного разряда и трение. Выбором способа зарядки частиц обеспечивается наибольшая контрастность в электрических свойствах основных разделяемых минералов и тем самым максимальная эффективность электрической сепарации.

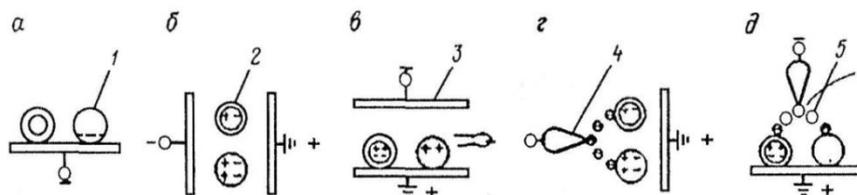


Рис. 74. Основные способы зарядки частиц в процессах электрической сепарации:
 а - касанием; б - индукцией; в - комбинированный; г - газовыми ионами; д - газовыми ионами и разрядкой

Зарядка (электризация) частиц – важнейшая стадия электрической сепарации, которая может осуществляться путем создания на частицах избыточных зарядов какого-либо одного знака, или создания на противоположных концах частицы зарядов разного знака. Разделение различно заряженных минеральных частиц происходит в результате

взаимодействия электрических и механических сил, действующих в рабочей зоне сепаратора, и, как следствие, изменения траектории их движения. Сила взаимодействия электрических зарядов (отталкивание и притяжение) определяется законом Кулона. На каждую заряженную минеральную частицу при сепарации в электрическом поле действуют электрическая кулоновская сила, сила зеркального отображения, пондеромоторная сила, механические силы и трибоадгезионная сила. Наиболее существенна *электрическая кулоновская сила ($F_э$)*, обусловленная притяжением частицы к противоположно заряженному электроду и ее отталкиванием от одноименно заряженного. Действует как в однородном, так и в неоднородном поле.

Для повышения эффективности разделения минеральных смесей перед электрической сепарацией в зависимости от минералогического состава, крупности, влажности и запыленности исходный материал подвергают различным подготовительным операциям. Целью подготовительных операций является увеличение разницы в объемной или поверхностной проводимости минералов и, следовательно, эффективности их разделения при электрической сепарации, которая достигается обычно изменением влажности материала, реагентной, механической, химической или термической обработкой. Селективность разделения заряженных частиц в воздушной среде улучшается: - *подсушкой разделяемого* материала до состояния сыпучести, чтобы предотвратить слипание частиц, минеральная смесь, поступающая на электрическое обогащение, должна быть сухой; - *обеспыливанием*, предотвращающим обволакивание пылевидными частицами более крупных минеральных частиц; - *реагентной и термической обработкой*, вызывающей изменение в нужном направлении электрических свойств разделяемых минералов; - *классификацией по крупности*, так как при неклассифицированном материале центробежные силы, пропорциональные кубу диаметра частиц (или их массе), могут нивелировать действие электрических сил, пропорциональных квадрату диаметра частиц (или их поверхности).

3.3.2. Факторы, влияющие на процесс электрической сепарации

Эффективность процесса электрической сепарации определяется различием разделяемых частиц в значениях электропроводности, конструкциях и принципах работы сепаратора, особенностями вещественного состава минерального сырья и способом подготовки его к сепарации, технологическим режимом ведения процесса. Многие из перечисленных факторов взаимосвязаны и изменение одного требует регулировки другого. Например, скорость вращения барабана сепаратора зависит в первую очередь от крупности минеральной смеси, а напряжение между электродами от расстояния между ними, током короны, температурой нагрева разделяемой смеси. Основным критерием разделения чаще всего является *электропроводность* разделяемых минералов. Чем больше разница в значениях электропроводности разделяемых минералов, тем значительно отличаются они скоростью зарядки (на заряженном электроде) и разрядки (на

осадительном электроде), величиной остаточных зарядов и траекторией движения в рабочем пространстве сепаратора, тем легче осуществить их разделение. Разница в электропроводности минеральных частиц определяет степень раскрытия веера продуктов сепарации, от которой зависит четкое разделение смеси на мономинеральные фракции. Значительное влияние на электропроводность минералов оказывает состояние их поверхности, влажность материала и воздуха, температура материала. В значительной степени определяет эффективность разделения минералов в процессе электрической сепарации величина *контактного сопротивления*, через которое частица разряжается на заземляющий электрод. Чем выше контактное сопротивление между частицей и заземленным электродом, тем больше величина остаточного заряда, определяющего длительность времени притяжения частицы к электроду. Контактное сопротивление зависит от формы частицы, степени загрязненности ее поверхности, а также от материала и состояния поверхности заземленного электрода.

Электропроводность минеральной смеси и селективность электрической сепарации зависит и от *влажности* разделяемого материала. В случае повышенной влажности воздуха и недостаточной температуры нагрева минеральной смеси в процессе разделения влага адсорбируется на поверхности минералов и процесс разделения нарушается. *Подогрев* разделяемого материала необходим для того, чтобы предотвратить адсорбцию паров воды из воздуха. Адсорбция холодными минеральными частицами (проводниками и непроводниками) на своей поверхности влаги из воздуха способствует уравниванию их поверхностной электропроводности. В этом случае непроводники будут вести себя так же, как проводники. Нагрев разделяемых минералов производят обычно в интервале температур 40 – 150⁰С.

Качество получаемых продуктов при сепарации зависит от *вещественного состава и массовой доли разделяемых минералов* в исходном материале. Чем меньше в нем доля непроводников, тем выше качество получаемой фракции проводящих минералов, и, наоборот, при большой массовой доле непроводников для получения необходимого качества проводящей фракции требуется несколько перечистных операций. На качество конечных продуктов и эффективность сепарации существенное влияние оказывает также степень постоянства массовой доли *примесей* в разделяемых минералах. Например, увеличение массовой доли включений железосодержащих минералов в непроводящем цирконе может настолько увеличить его электропроводность, что он начинает переходить в проводящую фракцию. Эффективность процесса и качество продуктов сепарации ухудшаются при увеличении *массовой доли пылевидных частиц* в исходном материале, поэтому перед электрической сепарацией материал подвергается обычно обеспыливанию.

В барабанных электрических сепараторах кроме электрических сил на минеральную частицу действует и механическая (центробежная) сила, которая при большой *скорости вращения* осадительного электрода может увеличиваться настолько, что будет несоизмеримо больше электрических

сил. В этом случае разделения в электрическом поле не произойдет. Ее чрезмерное увеличение может привести к переходу в проводящую фракцию и тех непроводящих частиц, которые не смогут уже удерживаться на барабане силами электрического притяжения. При слишком малой скорости вращения барабана также наблюдается повышенное засорение проводящей фракции непроводниками, успевающими отдать свой заряд осадительному электроду, что приводит к резкому снижению производительности. Отсюда следует, что каждой крупности разделяемой смеси соответствует оптимальная скорость вращения электрода. В зависимости от исходного материала частота вращения барабана диаметром 140–350 мм изменяется от 30 до 500 об/мин.

От скорости вращения зависит и *производительность* каждой ячейки сепаратора. Производительность также зависит от длины барабана, изменяющейся в разных сепараторах от 800 до 3000 мм. Увеличить производительность сепаратора можно за счет увеличения скорости вращения, но качество продуктов сепарации может ухудшиться. На эффективность разделения оказывает влияние и *равномерность подачи* материала. При увеличении производительности слой материала на осадительном электроде утолщается, что затрудняет зарядку частиц, находящихся на барабане. Это приводит к увеличению выхода промпродуктов и проводниковой фракции, а также ее засорению непроводниками. При трибоэлектрической сепарации имеет большое значение способ подачи материала, поэтому для приобретения заряда материал подается по длинному питающему вибрлотку или вдувается через изогнутую трубку и т.д.

С увеличением *крупности частиц* возрастает не только величина заряда, получаемого в поле коронного разряда или на заряженном барабане, но и центробежная сила, отрывающая их от поверхности барабана. Это затрудняет четкое разделение зерен при сепарации материала широкого диапазона крупности. Крупная непроводящая частица при этом может оторваться от барабана одновременно с более мелкой проводящей частицей и, наоборот, очень тонкие проводящие частицы попадут в непроводящую фракцию. Технологические показатели значительно улучшаются при электрической сепарации узко классифицированного материала. Резкое ухудшение процесса электрической сепарации наблюдается и при наличии в исходном материале большого количества пылевидных и тонкодисперсных частиц.

Важным параметром регулирования процесса электрической сепарации является *напряжение на электродах*, с увеличением которого возрастает разница в зарядах проводящих и непроводящих частиц и улучшаются результаты их разделения. Стоит отметить, что при изменении напряжения между электродами изменяется и *сила тока* в разрядном пространстве. Процесс разделения в коронных барабанных сепараторах определяется силой тока разряда и в меньшей степени зависит от напряжения. Для повышения эффективности разделения в электрическом поле необходимо увеличивать ток разряда. Величина напряжения на коронирующем электроде в

современных сепараторах находится в пределах 20–50 кВ, максимальный ток в межэлектродном пространстве – около 50 мА.

При отработке режимов разделения необходимо учитывать и *полярность электродов*: при изменении полярности в некоторых случаях можно улучшить эффективность разделения в электрическом поле. Регулировать процесс электрической сепарации можно также изменением *расстояния между электродами* – уменьшая его, увеличивают ток короны, и наоборот.

3.3.3. Оборудование для электрической сепарации

В электрическом поле заряженные частицы под действием электрических и механических сил движутся по различным траекториям. Это свойство используется для разделения минеральных частиц в аппаратах, называемых *электрическими сепараторами*. Процесс разделения минеральных частиц в электрическом поле осуществляется либо за счет удержания заряженных частиц на поверхности заземленного вращающегося электрода (режим удержания), либо в результате отклонения их в сторону электрода, обладающего противоположным по отношению к частицам потенциалом (режим извлечения). Используя электрические свойства минералов при обогащении, применяют следующие разновидности сепарации: по электропроводности (рис. 75), по диэлектрической проницаемости, по трибоэлектростатическому и пироэлектрическому эффекту. *Классификация электрических сепараторов* осуществляется по способу сепарации и по характеру движения материала (конструктивный признак). В свою очередь первая группа сепараторов классифицируется на: - электростатические; - коронные; - коронно-электростатические; - трибоэлектростатические; - диэлектрические. Сепараторы трибо- и пироэлектрические известны только как электростатические. Диэлектрические сепараторы не требуют зарядки частиц.

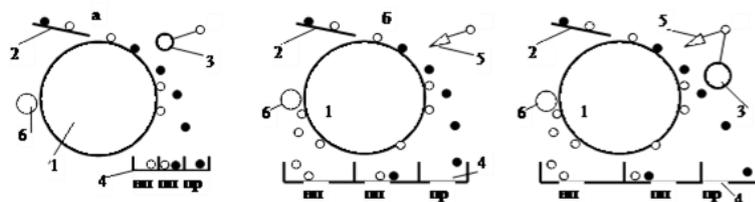


Рис. 75. Сепараторы для разделения по электропроводности электростатический (а); электрический коронный (б); коронно - электростатический (в): 1 – заряженный или заземленный барабан, 2 – питатель, 3,5 – цилиндрический и коронирующий электрод, 4 – приемник материалов, 6 – устройство для очистки барабана

Вторая группа классифицируется на барабанные, камерные, лотковые (с криволинейным и прямым профилем лотка), виброплоскостные, кольцевые, ленточные, трубчатые, дисковые, кипящего слоя и пластинчатые. Сепараторы состоят из следующих основных блоков: - бункер с питателем (иногда с подогревом); - зарядное устройство, где производится зарядка частиц; -

сепарирующая часть, где с помощью электродов, рабочего органа образована рабочая зона; - высоковольтный блок. Зарядное устройство и сепарирующая часть конструктивно могут быть объединены или выполнены отдельно.

Рассмотрим некоторые конструкции электрических сепараторов. *Барабанные электростатические сепараторы* предназначены для разделения сыпучих веществ, имеющих различную удельную электропроводность (рис. 76).

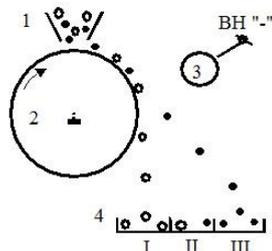


Рис.76. Схема барабанного электростатического сепаратора: 1 – дозатор, 2 – металлический заземленный барабан (осадительный) и 3 – некоронирующий высоковольтный электрод, 4 – приемник для непроводящих I, проводящих частиц III и их смеси II

Электростатическое поле в сепараторе создается между некоронирующим высоковольтным электродом и заземленным барабаном (осадительным электродом). Частицы разделяемой минеральной смеси из дозатора попадают на поверхность вращающегося барабана. После перемещения в зону электростатического поля проводящие частицы в результате контактной зарядки приобретают заряд противоположный по знаку потенциалу высоковольтного электрода. Возникающая при этом сила электрического поля отрывает частицы от поверхности барабана, и они попадают в приемник III. Непроводящие частицы не успевают приобрести избыточный заряд и под действием сил тяжести падают в приемник I. В приемник II попадает смесь из проводящих и непроводящих частиц, не прошедших разделение. Скорость вращения барабана составляет 40 - 400 об/мин, напряженность электростатического поля $E_{эл.ст} = 3 - 4$ кВ/см. Производительность сепаратора на погонный метр длины составляет $Q \approx 2$ т/(м час). Диаметр сепарируемых частиц находится в диапазоне 0,1 – 3,0 мм.

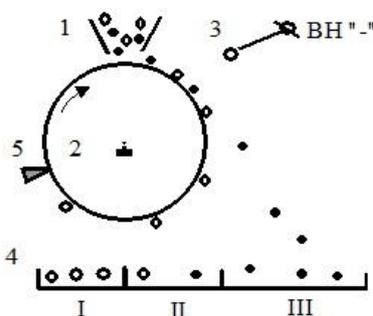


Рис.77. Схема барабанного коронного сепаратора
1 – дозатор, 2 – металлический заземленный барабан (осадительный электрод), 3 – коронирующий высоковольтный электрод, 4 – приемник для непроводящих I, проводящих частиц III и их смеси II, 5 – скребок

Для более эффективного разделения материалов по проводимости используют *барабанные коронные сепараторы*, у которых зарядка частиц осуществляется в поле коронного разряда (рис.77). Это приводит к появлению заряда на непроводящих частицах, причем того же знака, что и коронирующий электрод. Следовательно, возникает электрическая сила, удерживающая эти частицы на поверхности барабана в зоне разделения. Кроме того, непроводящие частицы удерживаются на поверхности барабана силами зеркального отображения вплоть до удаления их с помощью скребка. В результате разделение проводящих и непроводящих материалов происходит на разных сторонах поверхности барабана, что обеспечивает более селективное отделение проводников от непроводников.

Наибольшее распространение получили *коронно-электростатические сепараторы*, у которых вслед за коронирующим электродом размещается высоковольтный некоронирующий отклоняющий электрод. В этих сепараторах механизм зарядки частиц в зоне коронного разряда аналогичен предшествующему варианту. Введение в рабочую зону дополнительного электростатического поля увеличивает роль электрических сил, способствующих более раннему отклонению проводящих частиц от барабана. Частицы диэлектриков, при прочих равных условиях, удерживаются на большем участке периметра барабана. В результате этого увеличивается разница в траекториях проводящих и непроводящих частиц. Таким образом, электродная система является важнейшим узлом этих сепараторов. При касании частиц о нижний электрод частицы ведут себя по-разному: проводники (справа) быстро отдают заряд электроду, получают от него заряд другого знака. Возникает сила отталкивания этих частиц, которая и изменяет траекторию их движения. Непроводники не могут отдать свой заряд и, следовательно, притягиваются к нижнему электроду. Рассмотренный механизм зарядки частиц наиболее часто применяется в промышленности. На рисунке 78 показана схема наиболее распространенного коронно-электростатического барабанного сепаратора.

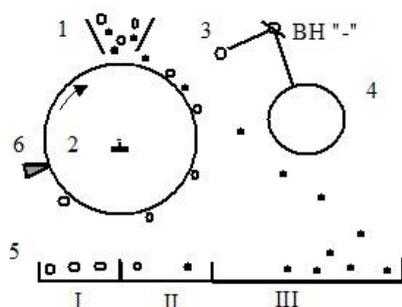


Рис.78. Схема барабанного коронно-электростатического сепаратора
 1 – дозатор, 2 – металлический заземленный барабан (осадительный электрод),
 3,4 – коронирующий высоковольтный и отклоняющий электрод, 5 – приемник
 для непроводящих I и проводящих частиц III и их смеси II, 6 – скребок

Для усиления контрастности электрических свойств разделяемых минералов исходный материал иногда подогревается в бункере и питателе. Осадительные электроды имеют длину до 2 м, изготавливают их обычно из стальных труб диаметром 125-350 мм. Для уменьшения влияния адгезионных сил поверхность осадительных электродов должна быть гладкой, поэтому ее хромируют и полируют.

Для разделения материалов, имеющих низкую электропроводность и различающихся *трибоэлектрическими* зарядами, электризацию частиц производят при трении частиц между собой или при трении частиц о специальную поверхность трибоэлектризирующего элемента. У *барабанного трибоэлектростатического* сепаратора зарядка частиц разделяемых материалов осуществляется на наклонной плоскости за счет трибоэлектризации при их контакте с поверхностью плоскости (рис.79). Подбирая материал плоскости можно регулировать знак заряда, приобретаемый частицами. Подача на металлическую пластину высокого напряжения положительной или отрицательной полярности (в зависимости от свойств разделяемых материалов) может значительно увеличить трибоэлектрический заряд. Разноименно заряженные частицы поступают в электростатическое поле, создаваемое между электродами 3 и 4, где происходит их разделение. Положительно заряженные частицы под действием электрического поля отрываются от поверхности барабана и попадают в приемник 5 (III), отрицательно заряженные скребком 6 счищаются в приемник 5 (I). Трибоэлектростатический барабанный сепаратор имеет зарядное устройство, которое часто отделено от сепарирующей области. Минералы электризуются в результате контакта друг с другом и с материалом питателя. Сепаратор снабжен нагревателем для подогрева материала до 200 °С, поэтому для минералов, склонных к пироэлектрической электризации, возможен пироэлектрический эффект.

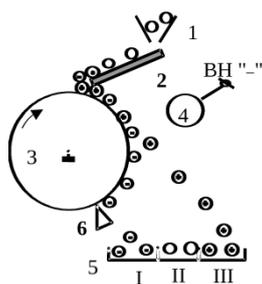


Рис.79. Схема барабанного трибоэлектростатического сепаратора: 1 – дозатор, 2 – электризирующий элемент, 3 – металлический заземленный барабан (осадительный электрод), 4 – некоронирующий высоковольтный электрод, 5 – приемник для отрицательно I и положительно заряженных III и незаряженных частиц II, 6 – скребок

Для реализации *пироэлектрической* зарядки с помощью барабанных сепараторов стенки бункера-дозатора 1 выполняются в виде нагревательных элементов 3 (рис.80). Нагретый материал, поступает на вращающийся барабан 2, охлажденный водой, и быстро охлаждается.

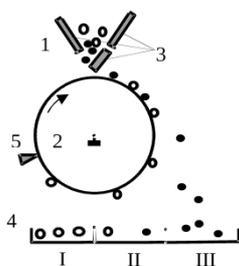


Рис.80. Схема барабанного пироэлектрического сепаратора: 1 – дозатор, 2 – металлический заземленный барабан (осадительный электрод), 3 – электронагреватели; 4 – приемник для электризующихся I и неэлектризующихся частиц III и их смеси II, 5 – скребок

Кристаллические материалы, склонные к пироэлектрической поляризации, заряжаются при перепаде температур и удерживаются на поверхности барабана силами зеркального отображения вплоть до удаления их скребком 5 в приемник I. Частицы других материалов не заряжаются, отрываются от поверхности барабана и попадают в приемник III. При нагреве и резком охлаждении некоторые кристаллические материалы электризуются.

Диэлектрическая сепарация основана на различии в значениях и направлениях пондеромоторных сил, действующих на поляризованные частицы твердых тел в неоднородном электрическом поле. Известно большое число конструкций диэлектрических сепараторов: лотковые, свободного падения, ленточные, щелевого типа (провода в диэлектрических пазах); с направляющей плоскостью (диэлектрические пластины с прорезями между плоскими электродами); с пространственным расположением электродов, при сепарации в воздушной среде, диэлектрические сита. В диэлектрических сепараторах разделяемый дисперсный материал подают в неоднородное электрическое поле, создаваемое электродами различной конфигурации. Разделение осуществляется в жидкой, реже воздушной, непроводящей среде. Поведение частиц определяется разностью диэлектрических проницаемостей частицы ϵ_1 и среды ϵ_2 . Пироэлектрическая и диэлектрическая сепарация имеет ограниченное применение в промышленности.

Электрическая классификация – это процесс разделения минералов по крупности путем изменения их траектории движения в электрическом поле. Электрическая классификация осуществляется в коронных и камерных, барабанных, флюидизационно-электростатических, трибоадгезионных классификаторах (сепараторах). Физические закономерности электрической классификации по крупности и электрической сепарации имеют общие основы. При зарядке смеси частиц одного минерала или минералов с близкими электрическими свойствами методами, описанными выше, на поверхности частиц образуются электрические заряды. Общая величина заряда отдельной частицы пропорциональна ее поверхности, а величина заряда, приходящаяся на единицу массы, обратно пропорциональна крупности частиц, что является предпосылкой для их разделения.

По разнообразию областей применения, многочисленности видов минералов и материалов, поддающихся разделению (с учетом возможности предварительной их обработки), методы электрической сепарации стоят в одном ряду с флотационными методами. Это обстоятельство, а также необходимость освоения технологий переработки новых сложных видов сырья, указывают на большую перспективность их использования в самых различных отраслях народного хозяйства. Электрическая сепарация может быть как конечной технологической операцией, так и подготовительной для других обогатительных процессов. В отечественной промышленности самое широкое распространение электрическая сепарация получила в схемах доводки гравитационных концентратов руд и россыпей редких металлов, например, титано-циркониевых концентратов для отделения рутила, ильменита, лейкоксена от цирконов, моноцита, ставролита, турмалина, граната и кварца. А также для доводки черновых концентратов алмазных, гематитовых и железных руд, полевых шпатов, каменных солей и др. За рубежом электрическая сепарация применяется и на обогатительных фабриках, перерабатывающих железные руды (Канада). Следует отметить, что электрические методы обогащения могут применяться при разделении практически любых минералов. Например, отделение неорганической серы из угольных концентратов, обогащение железных и марганцевых руд и пр. Однако из-за малой производительности промышленных сепараторов применение данных методов в крупнотоннажном производстве не всегда экономически оправдано.

3.4. Процессы и аппараты для флотационного обогащения

Флотационное обогащение – это процесс обогащения полезных ископаемых, основанный на избирательном прилипании минеральных частиц к поверхности раздела двух фаз: жидкость-газ, жидкость-жидкость и другие. В зависимости от участвующих в процессе фаз флотация может быть масляной, пенной, на гидрофобизирующей поверхности, на жировой поверхности.

Масляная флотация - это процесс, при котором гидрофобные минеральные частицы прилипают к каплям масла в пульпе и всплывают наверх, а гидрофильные остаются взвешенными в пульпе.

Пенная флотация – это процесс, при котором гидрофобные минеральные частицы прилипают к вводимым в пульпу пузырькам воздуха или газа и поднимаются с ними кверху, образуя пену, а гидрофильные остаются взвешенными в пульпе.

Пленочная флотация – это процесс, при котором гидрофобные минеральные частицы, попадая на поверхность движущегося потока воды, остаются на ней, а гидрофильные остаются взвешенными в пульпе.

Ионная флотация – это процесс, предназначенный для извлечения из растворов ионов, образующих при взаимодействии с реагентами-собирателями тонкодисперсные гидрофобные осадки.

Вакуумная флотация – это разновидность процесса, при котором используются газовые пузырьки, выделяющиеся из растворов или суспензий в вакууме.

Электрофлотация – это процесс флотации пузырьками кислорода и водорода, образующимися при электролизе воды.

Флотация твердой стенкой – это процесс флотации тонкодисперсных частиц (минус 0,001мм) с помощью носителя - гидрофобных минеральных частиц флотационной крупности, селективно взаимодействующих с извлекаемыми тонкодисперсными частицами, с образованием агрегатов, подвергающихся в дальнейшем пенной флотации.

Флокулярная флотация – это процесс, характеризующийся извлечением частиц в виде флокул, образованных в результате предварительной обработки частиц реагентами.

Пенная сепарация – это разновидность процесса флотации, при котором исходная гетерогенная смесь (суспензия) подается сверху, на заранее подготовленный пенный слой без его разрушения.

Флотогравитация - это процесс обогащения минерального сырья, при котором сочетаются флотационные и гравитационные методы обогащения и при котором смесь минеральных частиц, образованная реагентами, подвергается гравитационному обогащению.

В настоящее время наиболее распространенным процессом является пенная флотация как наиболее универсальная для всех типов минерального сырья, полноценной альтернативы которой не существует. Она широко используется практически на всех флотационных обогатительных фабриках. Флотацию применяют для обогащения большинства руд цветных металлов, апатитовых, фосфоритовых, графитовых, флюоритовых и других руд, широко используют в сочетании с другими методами при обогащении руд черных металлов, угля. Широкая распространенность флотации объясняется универсальностью процесса, связанной с возможностью разделения практически любых минералов, обогащения бедных руд с весьма тонкой вкрапленностью ценных минералов. Основные недостатки флотации в экологической вредности процесса и относительно высокой его стоимости.

3.4.1. Физическая сущность флотационного процесса

Флотационный процесс основан на различном закреплении минеральных частиц разделяемых минералов на межфазной границе, что определяется различием в смачиваемости их поверхности. Условия смачивания определяются молекулярной природой минеральной поверхности, ее составом и строением и весьма чувствительно отражают изменения молекулярной природы этой поверхности, что обеспечивает возможность резко выраженной селективности флотационного процесса. Возможность селективной флотации определяется значительными изменениями смачиваемости под влиянием флотационных реагентов, растворимых в жидкой среде, в которой взвешены минеральные частицы, и покрывающих поверхность этих частиц адсорбционными слоями различного типа. Частицы минералов, хорошо смачиваемых водой, не закрепляются на воздушных пузырьках. Закрепляться будут частицы минералов, которые плохо смачиваются водой. Смачиваемость минеральных поверхностей можно изменять воздействием флотационных

реагентов. *Смачивание* – это поверхностное явление, заключающееся во взаимодействии жидкости с твердым или другим жидким телом при наличии одновременного контакта трех несмешивающихся фаз, одна из которых обычно является газом (воздухом). При нанесении капли жидкости на поверхность твердого тела (или другой жидкости) можно наблюдать разные явления. В одном случае нанесенная жидкость сохраняет форму капли, в другом случае капля растекается по поверхности. Если силы притяжения между молекулами жидкости и твердого тела больше сил притяжения между молекулами жидкости, то жидкость называют *смачивающей*; если силы притяжения жидкости и твердого тела меньше сил притяжения между молекулами жидкости, то жидкость называют *несмачивающей* это тело.

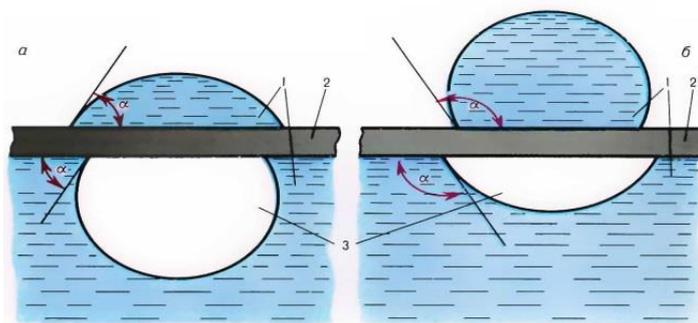


Рис. 81. Гидрофильная (а) и гидрофобная (б) поверхность в системе вода - твёрдое – воздух; 1 - вода; 2 - твёрдое тело; 3 - воздух; α - краевой угол смачивания

Одна и та же жидкость может быть смачивающей и несмачивающей по отношению к разным телам. Например, вода смачивает стекло и не смачивает жирную поверхность, ртуть не смачивает стекло, но смачивает медь. Смачивание происходит на границе соприкосновения трех фаз в результате молекулярного взаимодействия воды, поверхности минерала и воздуха (рис.81). Капля воды, растекаясь по поверхности твердого тела, вытесняет из нее воздух. В зависимости от степени смачиваемости твердой поверхности вода, покрыв некоторую площадь, больше не растекается, наступает состояние равновесия. Несмачиваемые или плохо смачиваемые водой минералы называют *гидрофобными*, т.е. *боящимися* воды. Смачиваемые минералы называют *гидрофильными*, т.е. *любящими* воду. Гидрофобность и гидрофильность – характеристики интенсивности молекулярного взаимодействия поверхности твердых тел с водой. Таким образом, главной причиной различия флотационного поведения минералов является различная гидратированность поверхности, которая обусловлена энергией взаимодействия диполей воды с ионами кристаллической решетки и определяется степенью некомпенсированности зарядов на поверхности минеральных частиц. Возможность закрепления и флотация минеральных частиц зависит от свойств поверхностей раздела фаз: жидкая – газовая и твердая – жидкая. Минерализация пузырьков во флотационном процессе слагается из отдельных *элементарных актов* прикрепления минеральной частицы к пузырьку воздуха.

В свою очередь акт прикрепления минеральной частицы к пузырьку воздуха зависит от поверхностных сил на границе раздела фаз. *Элементарным актом* флотационного процесса называется закрепление единичного зерна на поверхности воздушного пузырька, в результате чего во флотационной пульпе появляются минерализованные пузырьки. Элементарный акт флотации является основной и определяющей стадией флотационного процесса. Степень смачивания твердой поверхности водой количественно оценивается величиной краевого угла смачивания (Θ) (рис. 82). *Краевым углом смачивания* называется угол между поверхностью твердого тела и касательной к поверхности жидкости с вершиной в точке контакта трех фаз (рис.83). Краевой угол всегда отсчитывается через жидкую фазу.

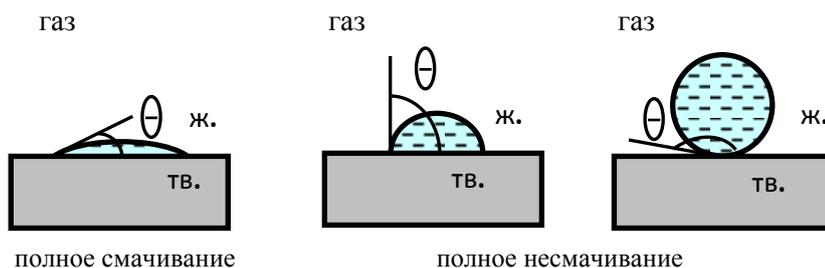


Рис.82. Схема смачивания поверхности минеральной частицы

Равновесное значение краевого угла определяется из условия равновесия сил поверхностного натяжения на трехфазном периметре контакта (уравнение Давидова-Неймана).



Рис. 83. Образование краевого угла смачивания

Силы приложены к единице длины периметра контакта и спроектированы на плоскость, в которой он находится. Этот периметр называют *трехфазным периметром смачивания*.

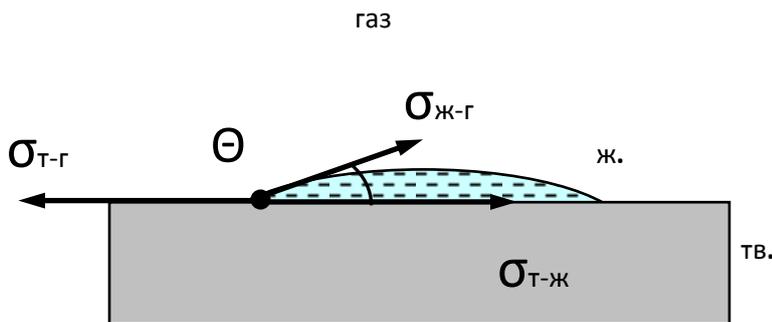


Рис. 84. Трехфазный периметр смачивания

Вертикальная составляющая сил поверхностного натяжения на границе раздела жидкость – газ, приложенных к минеральной частице по всему периметру смачивания называется *флотационной силой*. Флотационная сила и гидростатическое давление на нижнюю грань частицы препятствуют отрыву ее от пузырька воздуха.

При работе флотационных машин воздух всегда растворяется в воде и выделяется из раствора преимущественно в виде мелких пузырьков на гидрофобных поверхностях. Частицы минералов, покрытые мелкими пузырьками, легче закрепляются на крупных пузырьках. Уравнение *Давидова-Неймана* имеет вид (рис.84):

$$\sigma_{m-ж} + \sigma_{ж-г} \cos \Theta = \sigma_{m-г}.$$

Отсюда равновесный угол смачивания (формула *Юнга-Неймана*):

$$\cos \Theta = (\sigma_{m-г} - \sigma_{ж-м}) / \sigma_{ж-г}.$$

Чем хуже смачивается минерал, тем лучше он прикрепляется к пузырьку воздуха и легче флотируется. Почти все природные минералы хорошо смачиваются водой (краевой угол смачивания у них меньше 50°). Исключением являются некоторые естественно-гидрофобные минералы (сера, графит, уголь, тальк и молибденит), у которых краевой угол смачивания составляет около 90°.

3.4.2. Назначение флотационных реагентов

Возможность протекания флотационного процесса, рассматриваемого как совокупность ряда физико-химических явлений на границах раздела твердое-жидкость и жидкость-газ, обеспечивает применение специальных веществ, которые называются флотационные реагенты. *Флотационные реагенты* – это органические и неорганические химические вещества, которые вводятся в пульпу для создания условий избирательной флотации минералов и при введении которых в пульпу можно увеличить их гидрофобность или гидрофильность. Их действие изменяет свойства поверхности минералов в широком диапазоне, их ценным качеством является избирательность действия на определенные минералы. Назначение флотационных реагентов – это направленное изменение поверхностной энергии на границе раздела фаз с целью изменения показателей флотируемости разделяемых минералов, числа и размера пузырьков, прочности пены. Флотационные реагенты в пульпу вводят для управления флотационным процессом. Современная классификация предусматривает разделение флотационных реагентов в зависимости от их роли при флотации на группы: собиратели (коллекторы), вспениватели, модификаторы, регуляторы. Собиратели и модификаторы адсорбируются на границе раздела твердое-жидкость, вспениватели – на границе жидкость-газ.

Собиратели формируют или усиливают природную гидрофобность поверхности и сокращают время, необходимое для прилипания частиц к пузырькам, т.е. увеличивают скорость прилипания. Основной физический механизм действия собирателей сводится к снижению энергии десорбции внешних слоев гидратной пленки, смачивающей твердую поверхность, и повышению скорости ее разрушения. Это приводит к уменьшению времени индукции и увеличению результирующей всех сил. Действие собирателей обычно имеет недостаточную селективность и приводит к флотации нескольких минералов. Для выделения в пенный продукт одного или группы минералов используют реагенты-модификаторы. В зависимости от строения молекулы собиратели бывают аполярными и гетерополярными.

Молекулы *аполярных* собирателей (керосин, смазочные масла) содержат только углеводородную цепочку. Их широко применяют при флотации естественно-гидрофобных минералов (уголь, сера и др.)

Молекулы *гетерополярных* собирателей имеют сложную асимметричную структуру, состоящую из двух частей, отличных по своим физико-химическим свойствам: углеводородной цепочки и активной группы ($-\text{COOH}$, $-\text{SH}$ и др.). Такие молекулы в воде диссоциируют, и если углеводородная цепочка остается в анионе, то реагент называется *анионоактивным*, а если в катионе – *катионоактивным*. Если анионоактивные собиратели имеют в составе активной группе серу, то они называются *сульфгидрильными*, а если кислород – *оксигидрильными*. Наиболее распространенными анионоактивными собирателями являются ксантогенаты (жирные соли дитиоугольной кислоты) и жирные кислоты (например, олеиновая) или их соли (например, олеат натрия). Ксантогенаты являются основными собирателями при флотации сульфидных руд цветных металлов, а жирнокислотные – при флотации кальцийсодержащих минералов.

Из катионоактивных собирателей наибольшее практическое значение получили первичные алифатические амины (RNH_2) и четвертичные аммониевые основания, например лауриламин солянокислый ($\text{C}_{12}\text{H}_{25}\text{NH}_3\text{Cl}$), который широко применяют при флотации солей и полевого шпата.

Модификаторы (активаторы или депрессоры) регулируют действие собирателей, усиливая или ослабляя его. Модификаторы могут влиять на устойчивость гидратных слоев вблизи поверхности минерала.

Для улучшения условий взаимодействия собирателей с твердой поверхностью добавляют активаторы. Задача активаторов – усилить действие собирателя на извлекаемый минерал. В качестве активаторов применяют различные минеральные соли, кислоты и основания. Например, сульфид натрия (Na_2S) широко используется для улучшения флотации окисленных минералов.

Для ухудшения или полного прекращения флотации в пульпу вводят депрессоры (подавители). Депрессоры увеличивают смачиваемость минералов, т.е. их действие противоположно действию собирателей. Назначение депрессоров – повысить гидрофильность неизвлекаемого минерала. В качестве депрессоров применяют различные минеральные соли,

кислоты и основания. Например, цианистые соли (NaCN) используют для подавления флотации медных минералов.

Регуляторы среды изменяют значение водородного показателя (рН) пульпы. Кроме того существуют модификаторы пены, меняющие структуру пены или гасящие ее. Оба типа этих реагентов часто являются и модификаторами флотации. Назначение регуляторов среды – поддерживать рН пульпы в требуемых пределах. Если необходимо сдвигать рН в кислую область (< 7), то чаще используют серную кислоту; если в щелочную (> 7), то щелочи (CaO , Na_2CO_3 , NaOH).

Вспениватели адсорбируются на поверхности раздела жидкость – газ и способствуют образованию пены. Применяются для тонкого диспергирования пузырьков воздуха, вводимого в камеру флотомашин, для повышения прочности их оболочек и снижения скорости всплывания. Это ведет к уменьшению коалесцирующих (сливающихся между собой) пузырьков. Назначение вспенивателей – способствовать созданию устойчивой минерализованной пены. В качестве вспенивателей используют органические соединения, в основном, из класса спиртов. Одним из распространенных вспенивателей является сосновое масло, которое применяют на многих обогатительных фабриках.

Классификация реагентов во многом условна, т.к. имеются собиратели, обладающие свойствами вспенивателей и наоборот. Подбирая соответствующие реагенты, их комбинацию и количества, добиваются оптимальных показателей флотационного обогащения.

Возможность извлечения минералов зависит не только от степени селективной гидрофобизации минерала, но и от свойств флотационной пены. *Флотационные пены* - это грубодисперсные высококонцентрированные системы, в которых дисперсной фазой являются пузырьки газа, а средой – жидкость в виде тонких пленок (рис.85). Содержание жидкости в пене – от 2 до 13%.

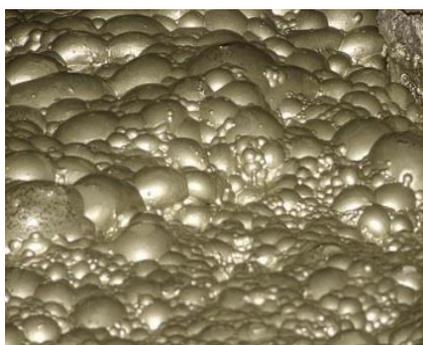


Рис. 85. Флотационная пена

Пена является микрогетерогенной системой, что обусловлено тем, что дисперсионная среда (жидкость) хотя и является непрерывной, представляет собой тонкие пленки, имеющие микроразмеры. Что дало основание П.А. Ребиндеру определить пены как пластинчато-диспергированную жидкость в газе. Установлено, что образование устойчивой пены в чистой жидкости

невозможно, ее можно получить только в присутствии специального вещества - пенообразователя. Основные стадии образования пены можно проследить на примере поведения нескольких пузырьков газа, всплывающих в жидкости, содержащей пенообразователь (ПАВ). Как только в таком растворе появятся пузырьки газа, на их поверхности начнут адсорбироваться молекулы ПАВ и образуют своеобразную «шубу», состоящую из одного слоя молекул. Всплывая, каждый пузырек достигает поверхности жидкости, давит на нее, растягивает и образует полусферический купол.

3.4.3. Флотационные машины

Разнообразие полезных ископаемых и флотационных свойств минералов обусловило применение в практике обогащения разнообразных технологических схем, выбор которых зависит, прежде всего, от различия состава и свойств обогащаемого минерального сырья и требований к конечным продуктам. Это и определяет многообразие и сложность технологических схем флотационного процесса. Технологические флотационные схемы различаются по методу флотации и числу стадий обогащения, причем схемы с одинаковым числом стадий могут различаться порядком и расположением технологических операций внутри каждой стадии. В практике флотации руд обычно в одной операции флотации не удается получить два кондиционных по качеству продукта – концентрат и хвосты. Причины этого близость флотационных свойств разделяемых минералов не обеспечивает высокую селективность флотации, необходимость получения нескольких продуктов обогащения и доизмельчения продуктов для более полного раскрытия сростков. И это достигается лишь при оптимальном сочетании нескольких операций, которые по своему назначению подразделяются на основную, контрольную и перечистные операции. Для отдельных операций флотации приняты следующие названия (рис. 86).

Основная флотация – это начальная операция разделения определенных групп минералов.

Перечистная флотация - операция, в которой выполняется переобогащение (повторная флотация) пенного продукта, полученного в другой или предыдущей операции флотации, с целью повышения его качества.

Контрольной флотацией называется операция переобогащения камерного продукта (хвостов) другой или предыдущей операции флотации для снижения потерь ценного минерала с отходами.

Схема может иметь несколько основных операций, особенно при обогащении полиметаллических руд. В операциях основной и контрольной флотации необходимо обеспечение высокого извлечения ценного минерала в пенный продукт, поэтому пена должна быть устойчивой и вязкой. В операции перечистой флотации для повышения качества концентрата нужна более хрупкая пена.

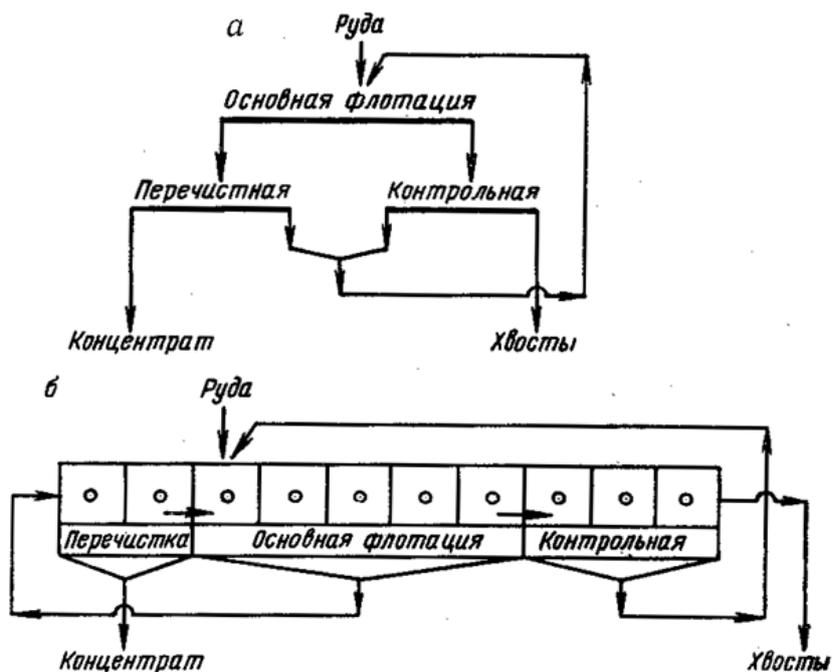


Рис.86. Простая схема флотации (а) и распределение камер флотационных машин по операциям (б)

К особенностям схем флотации относятся число стадий обогащения, число циклов обогащения и их назначение. *Стадией* называется часть схемы, включающая одну операцию измельчения руды и последующую группу операций флотации. Различают одно-, двух- и трехстадиальные схемы флотации.

Циклом схемы флотации называется группа операций флотации, в которой выделяется один или несколько кондиционных по качеству продуктов. В каждой стадии схемы может быть несколько циклов.

При флотации руд с выделением нескольких концентратов в зависимости от последовательности выделения различают коллективную, последовательно-селективную и коллективно-селективную флотацию.

Операция флотации, в которой в пенный продукт стремятся максимально извлечь все ценные минералы, содержащиеся в руде, называется *коллективной*. В ней получают коллективный концентрат, содержащий несколько ценных минералов. Операция флотации, в которой разделяются ценные минералы, извлеченные в пенный продукт при коллективной флотации, называется *селективной*. Различают флотацию *прямую* и *обратную*. Если ценный минерал переходит в пенный продукт, то флотация называется прямой; если он остается в камерном продукте, то обратной. В практике обогащения применяют, в основном, прямую флотацию.

Обогащение руд методом флотации производят на флотационных фабриках, основное оборудование которых включает флотационные машины, а вспомогательное - контактные чаны и реагентные питатели. *Флотационная машина* – это устройство в виде емкости (ванны или камер),

предназначенное для разделения взвешенных в жидкой фазе относительно мелких твердых частиц (или их выделения из жидкости) по их способности прилипать к вводимым в пульпу газовым пузырькам, каплям масла и т.д. Во флотационных машинах осуществляется перемешивание твердых частиц и поддержание их во взвешенном состоянии; аэрация пульпы и диспергирование в ней воздуха; селективная минерализация пузырьков путем контакта с обработанными флотационными реагентами твердыми частицами; создание зоны пенного слоя; разделение пульпы и минерализованной пены; удаление и транспортирование продуктов обогащения. Для успешного осуществления процесса флотационная машина должна обеспечивать необходимое перемешивание пульпы для поддержания минеральных частиц во взвешенном состоянии, аэрацию пульпы, спокойную зону пенообразования на поверхности машины, непрерывную подачу питания и отдельную разгрузку пенного и камерного продуктов. Флотационные машины различаются по конструктивным особенностям, способу аэрации пульпы и технологическому назначению, в основном, определяющим признаком является способ аэрации пульпы, по которому машины классифицируются (по Абрамову А.А.) на:

- *механические* – перемешивание пульпы и засасывание воздуха осуществляется из атмосферы мешалками различных конструкций;

- *пневмомеханические* – перемешивание пульпы осуществляется импеллером, а аэрация пульпы осуществляется сжатым воздухом, подаваемым принудительно: от вентилятора, воздуходувок или компрессоров. Диспергирование воздуха обеспечивается мешалками или виброустройствами;

- *пневматические* - перемешивание и аэрация пульпы осуществляется подачей сжатого воздуха через аэраторы различных конструкций (патрубки или пористые перегородки);

- *пневмогидравлические* - с самоаэрацией или аэрацией пульпы сжатым воздухом, подаваемым принудительно от различных гидроустройств;

- *с изменяемым давлением* - аэрация осуществляется выделением растворенных газов из пульпы при снижении давления над ней;

- *электрофлотационные* - аэрация жидкости осуществляется пузырьками, выделяющимися при электролизе водной части пульпы;

- *комбинированные* - аэрация пульпы обеспечивается комбинацией нескольких способов.

Стандартные *механические* флотационные машины собирают из двухкамерных секций квадратного сечения со шпикастеном (рис. 87).

Среди механических машин наибольшее распространение получили машины конструкции института «Механобр», позднее усовершенствованные и имеющие маркировку ФМР (флотационная машина рудная). Вал импеллера помещен в центральную трубу, в которой имеется трубка для подсоса воздуха из атмосферы. Центральная труба в нижней части заканчивается расширением, называемым надымпеллерным стаканом, соединенным со статором.

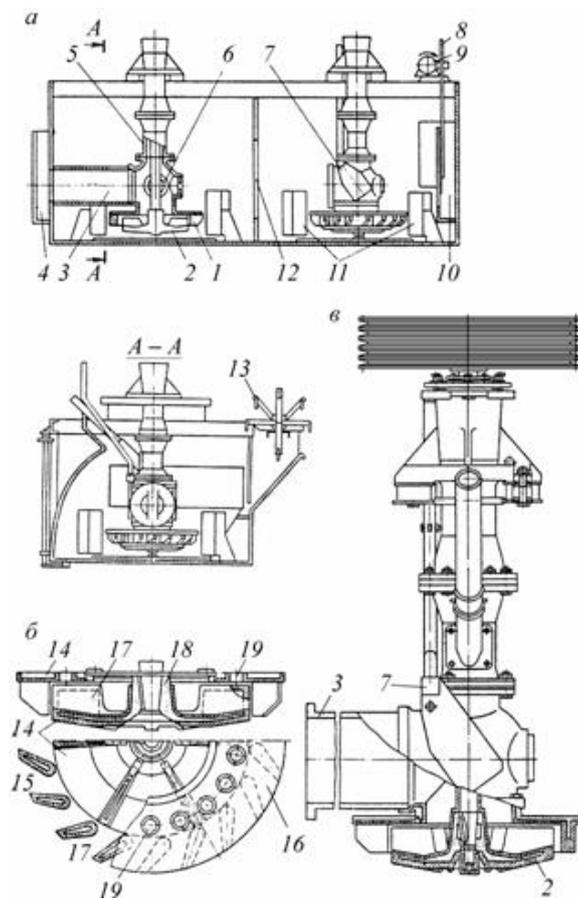


Рис. 87. Флотационная машина «Механобр»: продольный и поперечный разрезы (а); импеллер и статор (б); блок импеллера (в): 1 – статор; 2 – импеллер; 3, 5 – питающая и центральная труба; 4 – приемный карман; 6 – отверстие в центральной трубе для циркуляции пульпы; 7 – заслонка, регулирующая степень открытия отверстия б; 8 – шибер для регулирования уровня пульпы; 9 – реверсивный электродвигатель для передвижения шибера; 10 – разгрузочный карман; 11 – успокоительные пластины; 12 – отверстие в межкамерной перегородке; 13 – пеногон; 14 – диск импеллера; 15, 16 – лопатки и диск статора; 17, 18 – лопатки и ступица импеллера; 19 – циркуляционное отверстие в диске статора

В стакане имеются боковые регулируемые отверстия. Во всасывающих камерах через одно из них пульпа подается в зону импеллера. В прямоточных камерах это отверстие закрывают пробкой. Остальные отверстия служат для рециркуляции пульпы, их размер регулируется шибером со штоком. Всасывающая и прямоточная камеры разделены перегородкой с большим прямоугольным отверстием, величина которого регулируется заслонкой. Также она служит для регулирования уровня пульпы в камере. Пена удаляется пеносьемником в желоб для пенного продукта. Отходы разгружаются через порог в боковом кармане последней камеры. Наличие статора с косо поставленными лопатками и подача на импеллер циркулирующего потока пульпы через отверстия в статоре и регулируемое отверстие в надимпеллерном стакане являются отличительными особенностями машины «Механобр». Основной рабочей деталью машины является импеллер – диск с радиально расположенными вертикальными лопатками. При вращении импеллера за его лопатками образуется

разрежение и в поток пульпы засасывается воздух, поступающий по центральной трубе. Ударами лопаток импеллера воздух и пульпа перемешиваются и в виде вихревых потоков пульповоздушной смеси выбрасываются между лопатками статора в камеру машины. Окружная скорость и диаметр импеллера определяют количество засасываемого воздуха.

Чем они выше, тем больше количество воздуха, но сильнее силы отрыва частиц от пузырьков. На практике машины работают со скоростью импеллера до 10 м/сек. С увеличением скорости увеличивается количество засасываемого воздуха, но чрезмерное перемешивание пульпы приводит к отрыву от пузырьков воздуха крупных частиц флотируемых минералов, тонкодисперсного воздуха. Количество пульпы, поступающей на импеллер должно быть оптимальным. Его увеличение приводит к заполнению пульпой центральной части импеллера и засасывание воздуха прекращается. Поэтому пульпу подают не только к центру импеллера, но и на периферию его лопаток. Статор – диск с отверстиями и лопатками расположен под углом к радиусу диска статора. Статор увеличивает количество засасываемого воздуха и улучшает его диспергацию. Статор отводит от импеллера пульпу в объем камеры, гасит завихрения и увеличивает расход воздуха в машине в 2-2,5 раза. При остановке импеллера статор предохраняет его от заиливания. Статор и особенно импеллер сильно изнашиваются, поэтому их футеруют резиной. Благодаря статору в верхней части камеры, где происходит минерализация пузырьков, образуется относительно спокойная зона разделения минералов. Во всех аэрационных узлах флотационных машин засасывание воздуха из атмосферы и образование пульповоздушной смеси, выбрасываемой под действием центробежных сил в камеру, обусловлено образованием небольшого вакуума в полости вращающегося импеллера. При этом аэрация пульпы определяется окружной скоростью импеллера и конструктивными особенностями аэрирующих узлов и камер механических флотомашин.

На основе машины «Механобр» создана флотационная машина с *кипящим слоем* (ФКМ), которая отличается тем, что внутри камеры на высоте 450-550 мм от дна установлена решетка с живым сечением 15-20% и отверстиями 6-8мм и на передней стенке камеры с внешней или внутренней стороны устанавливается желоб постоянного сечения, из которого через щель в шпичкастене и питающий патрубок пульпа поступает на импеллер (рис.88). Решетка делит камеру на нижнее и верхнее отделения. Образованная в нижнем отделении пульповоздушная смесь продавливается через отверстия в решетке в верхнее отделение. Благодаря малой площади живого сечения решетки обеспечивается гашение турбулентности потоков и их равномерное распределение по всему горизонтальному сечению камеры. В результате этого возникают восходящие потоки пульпы, в которых минеральные частицы взвешиваются с образованием кипящего слоя и воздушные пузырьки вместе с потоками пульпы движутся по криволинейным каналам, которые образуются взвешенными частицами. Это обеспечивает многократное столкновение

пузырьков с минеральными частицами и длительное время их контакта. Наряду с этим резкое уменьшение турбулентности потоков в зоне минерализации пузырьков позволяет свести к минимуму деминерализацию пузырьков. Все это позволяет увеличить скорость флотации, а иногда и крупность флотируемых частиц.

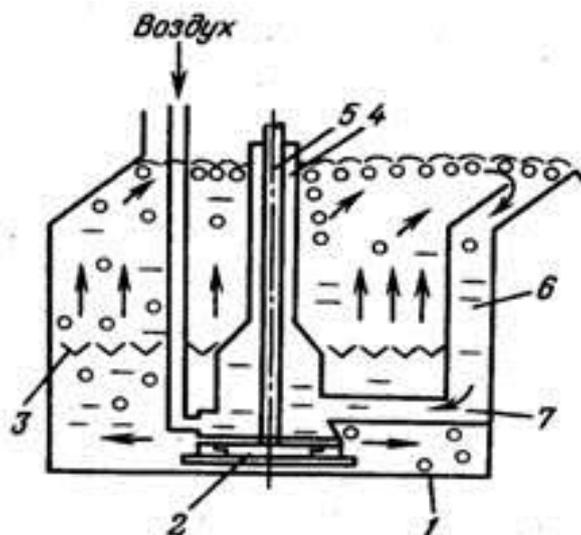


Рис. 88. Флотационная машина с кипящим слоем: 1-минерализованные пузырьки; 2 - импеллер; 3 - решетка; 4 - центральная труба; 5 - циклонный аэратор; 6 – желоб; 7 - питающий патрубок

Кроме того, пульпа, которая возвращается на импеллер и статор через щель, имеет низкую плотность и не содержит крупных абразивных частиц, что способствует увеличению срока службы аэратора.

Машины этого типа прямоточные и komponуются из двухкамерных секций, предназначены в основном для обогащения горно-химического сырья флотационной крупности, а также для руд цветных металлов и серных углей.

В последние годы особое значение приобрели *пневмомеханические* флотационные машины (рис.89). Это обусловлено возможностью создания камер большого объема вследствие разъединения в них операций подачи воздуха и его диспергирования с одновременным перемешиванием пульпы мешалками различных конструкций. Отличительной особенностью этих машин является то, что в них импеллер вращается со скоростью, необходимой для поддержания частиц во взвешенном состоянии и тонкого диспергирования воздуха, подаваемого в машину от воздуходувки под избыточном давлении ($p=0,1-0,3$ кгс/см²). Из пневмомеханических машин наиболее совершенной является машина, разработанная институтом Механобр – ФПР (флотационная, пневмомеханическая, рудная) (рис. 89,б).

Флотационная пневмомеханическая машина имеет квадратные или круглые камеры. В каждой камере установлен на полом валу пальцевый импеллер-аэратор, вокруг которого радиально укреплены к днищу камеры 12-16 пластин диспергатора. Выше диспергатора расположены радиальные пластины успокоителя, прикрепленные к боковым стенкам камеры.

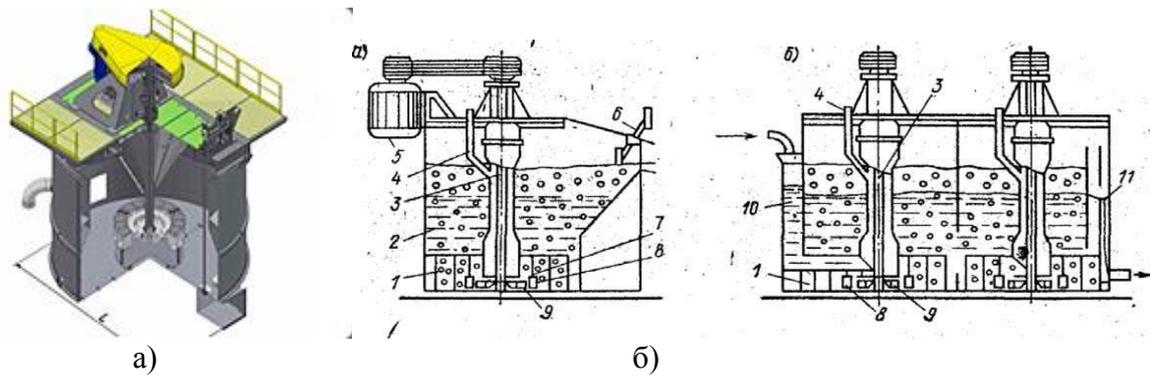


Рис. 89. Пневмомеханическая машина (РИВС): общий вид (а) и поперечный и продольный разрез (б): 1 - успокоитель, 2 – камера, 3 – полый вал, 4 – воздушная труба, 5 – электродвигатель, 6 - пеносъемник, 7,8- отверстия в статоре для внутренней циркуляции воды и статор, 9 –пальцевый импеллер, 10,11 - приемный и выпускной карманы

Пластины гасят вращательное движение пульпы и создают спокойную зону в верхней части камеры, где происходит минерализация пузырьков. Воздух поступает принудительно под избыточным давлением в аэратор через полый вал. Вал перфорирован на участке, находящемся в блоке подшипников. В этот блок воздух подается через воздушный коллектор и трубу от воздухоудвки. Количество воздуха, подаваемого в каждую камеру, регулируется вентилем. Задача импеллера в этой машине – поддерживать твердые частицы во взвешенном состоянии и диспергировать воздух.

Так как воздух подается принудительно и нет необходимости в засасывании его импеллером, то окружная скорость импеллера ниже, чем в машинах механического типа и составляет 6,5-7,5 м/сек. Пена удаляется пеногоном, высота сливного порога регулируется.

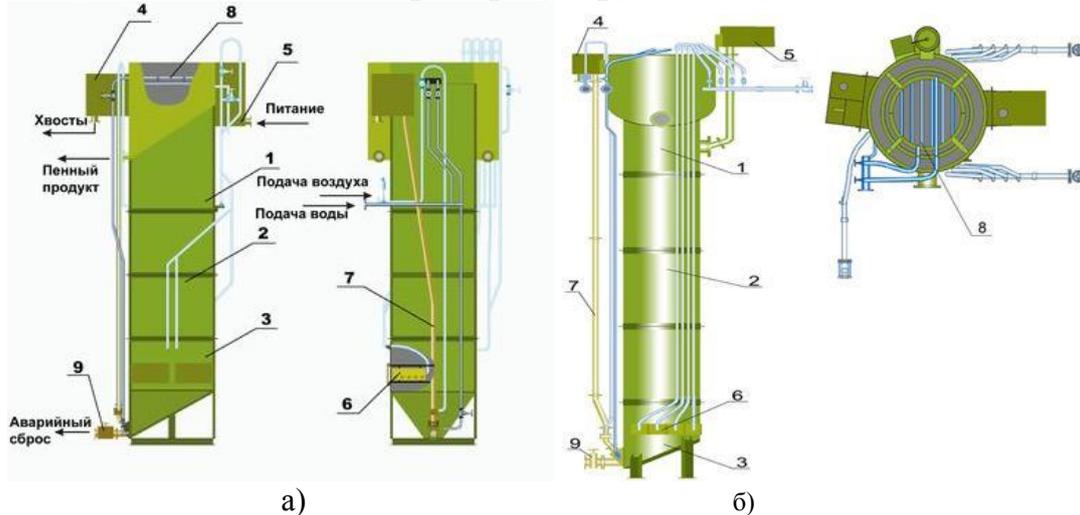


Рис. 90. Флотационные пневматические машины с камерой прямоугольного (а) и круглого сечения (б): 1,2,3 – верхняя, три промежуточных и нижняя секции; 4,5 - разгрузочный и приемный карман; 6-аэратор; 7 – аэролифт; 8-брызгало; 9-шланговый затвор

В последние годы широко начали использовать *пневматические* флотационные машины, пульпа в которых аэрируется и перемешивается подводимым сжатым воздухом, съём пены – двухсторонний, часто осуществляется самотеком. Машины флотационные пневматические

представляют собой камеру прямоугольного или круглого сечения, составленную из верхней, трех промежуточных и нижней секции, оснащенную приемным и разгрузочным карманом, аэраторами, аэролифтом (рис.90). В верхней части камеры устанавливается брызгало, в нижней – шланговый затвор для полного выпуска материала из камеры. Для сбора и отвода пенного продукта в верхней секции имеются пенные желоба. Тканевое покрытие аэраторов обеспечивает длительный срок их службы. Разновидностями пневматических флотационных машин являются аэролифтные (мелкие и глубокие), пенной сепарации, циклонные и колонные.

Специально для флотации грубозернистых пульп разработана пневматическая машина *пенной сепарации*. Флотационная машина пенной сепарации (ФПС-16) представляет собой пирамидальную камеру, в верхней части которой установлено два ряда перфорированных трубчатых резиновых аэраторов, расстояние между которыми 18-20 мм (рис.91).

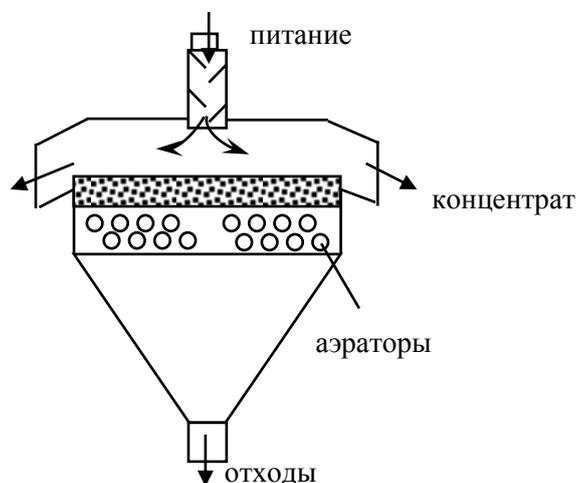


Рис. 91. Схема флотомашины пенной сепарации

В них подается воздух под давлением до $1,5 \text{ кг/см}^2$. Загрузочное устройство состоит из нескольких наклонных дек, равномерно распределяющих пульпу по всей длине машины, и делителя, направляющего пульпу на правую и левую стороны. Пульпа при плотности 600-700 г/л (обычная флотация 100-120 г/л), обработанная реагентами, подается на заранее созданный аэраторами слой пены. Пузырьки минерализуются при падении на пену и прохождении частиц через нее, поэтому вероятность флотации их гораздо выше, чем в других машинах. Кроме того, отсутствуют центробежные силы отрыва. Движение пены к разгрузочному порогу создается за счет подачи большого количества воздуха в аэраторы, расположенные ближе к загрузке пульпы. Несфлотированные частицы опускаются в нижнюю часть пирамидальной ванны и выгружаются через шланговый затвор для отходов. Гидрофобные частицы частично остаются в пенном слое, отчасти вместе с пульпой проходят через пену и флотируются.

Машины пенной сепарации изготавливаются одно- и многокамерными, мелкими и глубокими, устанавливаются каскадно или требуют применения

насосов. Машины пенной сепарации наибольшее применение получили на обогатительных фабриках, перерабатывающих силвинитовые руды, калийные соли, марганцевые руды, алмазные пески и уголь.

Для флотации тонкоизмельченных руд применяются *колонные флотационные машины*, в которых пузырьки и частицы движутся в противотоке (рис.92). Колонная машина имеет высоту около 10 м и диаметр 0,45 м. В верхней части подается промывная вода и имеется труба для выпуска пенного продукта. Ниже уровня пульпы расположен трубопровод для подачи пульпы. В нижней части колонны имеется расширение, в котором расположен диффузор – конус с пористой поверхностью для аэрации пульпы. В диффузор подается воздух от воздуходувки, ниже диффузора подсоединена воронка для выпуска камерного продукта (отходов).

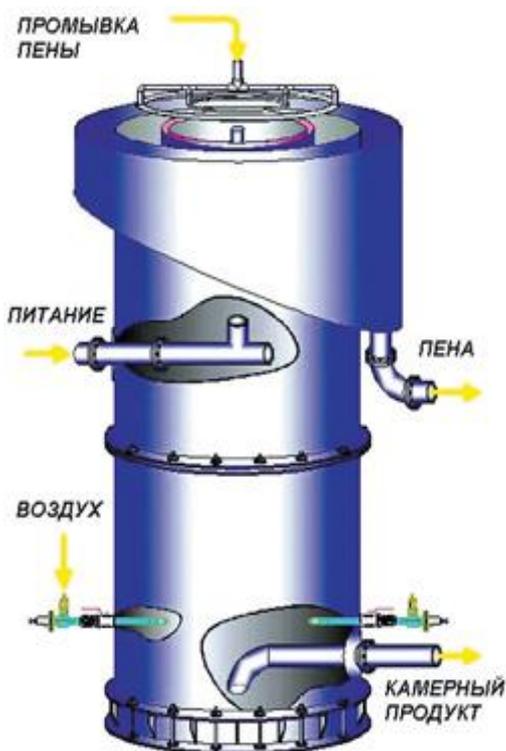


Рис. 92. Схема колонной флотомашины

Колонные машины имеют высокую производительность на единицу занимаемой площади, потребляют меньше электроэнергии, ниже капитальные затраты. Флотационные колонны, используемые для флотации кварца и силикатов из железорудных концентратов, представляют собой камеры пенной флотации, позволяющие минимизировать потери железа с пенным продуктом (хвостами). Хорошие технологические показатели наряду с низкими капитальными и эксплуатационными затратами привели к широкому распространению использования колонной флотации на железорудных фабриках во всем мире. В России колонные флотомашинны установлены на ОАО «Михайловский ГОК» в цикле дообогащения магнетитового концентрата.

Циклонные флотационные машины имеют форму циклона, пульпа закачивается насосом и имеет вращательное движение, диспергирование воздухом производится через пористые стенки перегородки или патрубки.

К достоинствам флотационных пневматических машин относятся: предельная простота их конструкции и эксплуатации; отсутствие вращающихся частей, быстроизнашивающихся деталей и узлов; низкая металлоемкость. К недостаткам следует отнести ограниченность применения (только для простых схем); необходимость применения воздушно-нагнетательных установок для подачи воздуха.

Флотационные методы используются не только для обогащения, но и для очистки промежуточных и сточных вод различных производств. В большинстве случаев для этих целей применяют флотационные машины с изменяемым давлением вакуумного и компрессорного типа, напорного типа и электрофлотацию.

3.5. Процессы и аппараты для специальных и комбинированных методов обогащения

Специальные методы обогащения относятся к основным процессам разделения, к ним относятся: обогащение по смачиваемости (флотогравитация, липкостное обогащение), рудоразборка, основанная на различии в цвете, блеске, прозрачности или свечении минералов (сортировка по внешним признакам, радиометрическое обогащение), обогащение по форме, твердости, упругости, трению, основанное на различии коэффициентов трения минералов при их движении по плоскости, декрепитация, обогащение, основанное на способности минералов прилипать к жировой поверхности, растрескиваться при нагревании, химическое и бактериальное выщелачивание, основанное на способности минералов, например, окисленных минералов меди растворяться в сернокислотных растворах. При этом медь переходит в раствор, из которого извлекается гидрометаллургическими методами (осаждением, сорбцией, экстракцией). Особое место в переработке минерального сырья занимает технология бактериально - химического выщелачивания цветных и редких металлов из руд, марганцевых руд и шламов. Технология основана на использовании микроорганизмов. Присутствие в растворах некоторых типов микроорганизмов, например, тионовых, значительно усиливает процесс окисления сульфидных минералов и их растворение. Таким образом, специальные методы обогащения включают:

- рудоразборку ручную;
- рудоразборку механизированную (радиометрическое обогащение – разделение материала на основе различия во взаимодействии разделяемых минералов с каким-либо излучением);
- обогащение по трению и форме;
- обогащение по упругости;
- термоадгезионное обогащение;
- химические методы обогащения (выщелачивание);
- обогащение на основе селективного изменения размера куска разделяемых минералов при дроблении.

3.5.1. Ручная и механизированная рудоразборка

Ручная рудоразборка основана на различии в цвете, блеске и форме разделяемых минералов. Например, уголь отличается по этим признакам от пустой породы. Ручную выборку пустой породы ведут на ленточных конвейерах и рудоразборных столах, а иногда на желобах или грохотах или вращающихся столах. Она может выполняться как непосредственно в шахте (в забое), так и на обогатительной фабрике. Выборщики размещаются вдоль ленты на расстоянии 1,5 – 2 м друг от друга с одной стороны, если ширина ленты не превышает 800 мм, и с двух сторон, если лента имеет большую ширину. Средняя производительность сортировщика за смену составляет 10–14 тонн. На практике применяют трехрядное расположение ленточных конвейеров. При этом исходная руда движется по двум крайним конвейерам, а на средний поступает отсортированный материал. Ручная рудоразборка применяется для материала крупностью 25 – 500 мм (оптимальный диапазон – 50 – 100 мм). Разборка более мелкого материала непроизводительна, а более крупные куски тяжелы для ручной отборки. Ручная сортировка является дорогим и трудоемким процессом и применяется в настоящее время очень редко, только в тех случаях, когда при других методах обогащения качество полезных ископаемых снижается (обогащение длинноволокнистого асбеста или крупнолистовой слюды, извлечение драгоценных камней). Также она используется на предприятиях небольшой производительности и достаточно высокой стоимости продуктов обогащения (алмазы, драгоценные камни) или минерального сырья, повреждаемого механическими методами обогащения. *По цвету* возможна сортировка известняка, каменной соли, кварца, барита. *По блеску* отделяют уголь от матовых разновидностей породы. *По прозрачности* отделяют алмазы от непрозрачных частиц породы.

Со временем ручная рудоразборка сменилась *механизированной*, которая основана на различии в свето-отражательной способности, радиоактивных свойствах, способности ослаблять проникающее излучение или светиться в пучке рентгеновских лучей и т. п. Механическая рудоразборка по цвету, блеску и отражательной способности используется в фотометрической и люминесцентной сепарации, которые являются более производительными и эффективными, по сравнению с ручной рудоразборкой. В результате общего развития механизированных и автоматизированных способов рудоразборки была создана радиометрическая сепарация, под этим понятием были объединены все методы, использующие для рудоразборки руд самые разнообразные виды излучений.

Радиометрическое обогащение – это отделение полезных минералов от пустой породы, основанное на свойстве минералов испускать излучения (эмиссионно-радиометрические) или ослаблять их (абсорбционно-радиометрические). В эмиссионно-радиометрических методах используется естественная радиоактивность минералов, их люминесценция и др. В абсорбционно-радиометрических методах используются рентгеновское, нейтронное и гамма-излучение. Радиометрическое обогащение осуществляется с помощью радиометрических сепараторов, в которых датчик регистрирует излучение и преобразует его в электрические импульсы. Из датчика импульсы

поступают в радиометр, в котором частота поступления импульсов сравнивается с заранее заданной «пороговой» величиной и при превышении её поступает команда на исполнительный механизм, разделяющий минеральное сырье на обогащенный продукт и отходы (хвосты).

Основными узлами радиометрических сепараторов являются: конвейер, подающий руду в зону измерения интенсивности излучения; электронная система, называемая радиометром, в котором под воздействием излучения появляются электрические импульсы; сортирующий механизм, разделяющий руду на концентрат и хвосты в зависимости от сигналов, поступающих с радиометра. Разделяющие механизмы могут быть шиберного и конвейерного типа (рис.93). При радиометрической сепарации разделение минералов осуществляется в зависимости от интенсивности различных видов излучения или различной способности минералов ослаблять излучение внешних источников.

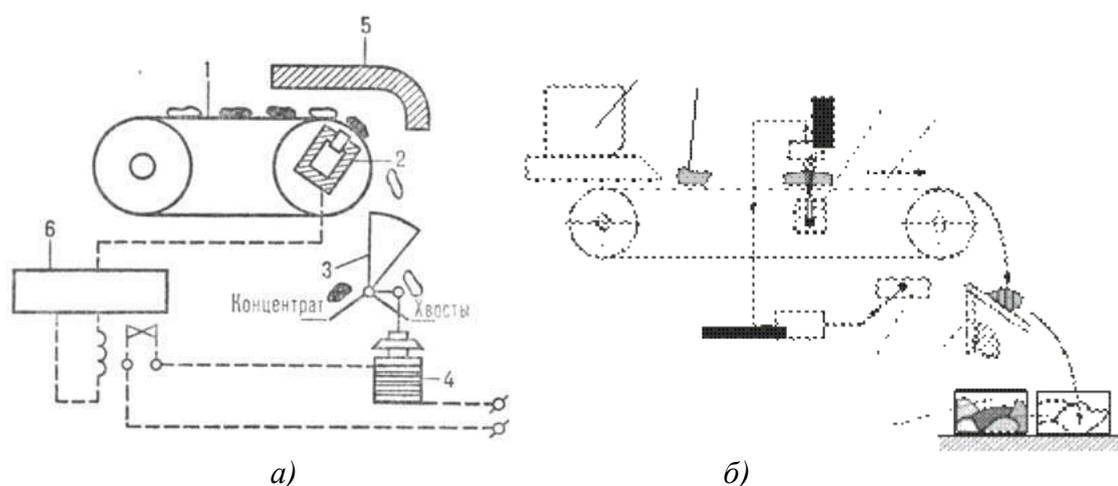


Рис. 93. Схема радиометрического сепаратора: ленточного (а) (1 – ленточный конвейер; 2,6 – датчик радиометра и радиометр; 3 – разделяющий шиберный механизм; 4 – электромагнит, поворачивающий шибер; 5 – экран) и с шиберным исполнительным механизмом (б) (1– бункер с устройством покусковой подачи; 2-кусок сырья; 3– детектор; 4 – источник рентгеновского излучения; 5 – лента; 6 –анализатор; 7 – тяговый электромагнит; 8 – механизм шиберный; 9 – приемники продуктов разделения)

Промышленное применение получили методы радиометрической сепарации, основанные на различии естественной радиоактивности разделяемых минералов, а также на различии в люминесценции и отражении света. Принципиально процесс радиометрической сепарации можно представить себе следующим образом. По ленте или вибрационному лотку монослоем перемещаются куски руды, обладающие различной интенсивностью излучения, например, гамма-излучения. Интенсивность излучения измеряется с помощью специального устройства, передающего сигналы через усилитель на исполнительный механизм, автоматически отделяющий куски или фракции с повышенной или, наоборот, с пониженной интенсивностью излучения. Результатом их взаимодействия с минералами в зависимости от характера излучений и свойств минералов являются: ядерные реакции, вызывающие искусственную (наведенную) радиоактивность у некоторых минералов; возбуждение люминесценции; отражение первичного

излучения от поверхности минералов; поглощение (адсорбцию) первичного излучения или изменение энергии магнитного поля и его характеристики.

Фотометрическая сортировка – метод радиометрического обогащения основан на регистрации оптических характеристик материала (цвет, блеск, коэффициент отражательной способности). Впервые фотометрическая сепарация была испытана в производственных условиях на руднике «Премьер» (ЮАР) при извлечении из кимберлитов алмазов. При фотометрической сортировке с применением фотоэлемента движущиеся по ленточному конвейеру куски руды освещаются источником света. В зависимости от интенсивности отраженного света, попадающего на фотоэлемент, возникает электрический ток, который затем усиливается и приводит в действие механизм отклоняющего шибера, который сбрасывает куски в отсек для концентрата или в отсек для хвостов.

Люминесцентная сепарация – радиометрический процесс разделения минералов, основанный на их способности светиться под действием ультрафиолетовых и рентгеновских лучей. По способу возбуждения выделяют рентгенолюминесцентную и фотолюминесцентную сепарацию. По режиму сепарации – для слабоконтрастных руд кусковую и высококонтрастных руд при небольшом содержании ценного минерала поточную.

За рубежом разработан *оптический способ* для доводки грубых алмазосодержащих концентратов, использующий разницу в оптических свойствах алмазов и минералов пустой породы. Луч света от фонаря с лампой направляется оптической системой под углом 39° к поверхности ленты в виде точно ограниченной полосы длиной 300 и шириной 1,5 мм. Эта яркая полоса света направляется таким образом, чтобы она достигала поверхности ленты непосредственно перед экраном. В таком положении полоса света невидима для оптической системы улавливания отраженного света. Частицы пустой породы и алмазы, расположенные слоем в одно зерно на движущейся ленте и не соприкасающиеся друг с другом, попадают под луч поляризованного света. Так как частицы пустой породы непрозрачны, они не отражают на экране свет, который могла бы улавливать оптическая система, и попадают в приемник для хвостов. При прохождении алмаза свет отражается от его поверхности, рассеивается по всем направлениям и частично попадает в оптическую систему за экраном. Импульс света, попавший на фотоумножитель, приводит в действие триггерное устройство, которое заставляет соленоид отодвигать делительный шибер и, тем самым, открывать ход в приемник концентрата, куда вместе с алмазами попадает и небольшое количество частиц породы, расположенных вблизи алмазов. Затем специально отрегулированное реле времени прерывает ток соленоида, спиральная пружина перемещает делительный шибер в его обычное положение, при котором частицы породы попадают в приемник для хвостов. Для обеспечения условий разделения лента движется во много раз быстрее, чем лента питателя.

3.5.2. Обогащение по трению и форме

Обогащение по трению и форме основано на использовании различий в скоростях движения разделяемых минеральных частиц по плоскости под действием силы тяжести. Скорость движения частиц по наклонной плоскости

(при заданном угле наклона) зависит от состояния поверхности самих частиц, их формы, влажности, плотности, крупности, свойств поверхности, по которой они перемещаются, характера движения (качение или скольжение), а также среды, в которой происходит разделение.

Основным параметром, характеризующим минеральные частицы с точки зрения движения их по наклонной плоскости, является коэффициент трения, величина которого определяется в основном формой минеральных частиц, которая, в свою очередь, зависит от характера месторождения (россыпные или коренные). Минеральные частицы россыпных месторождений, как правило, являются сферическими, а коренных имеют неправильную (пластинчатую) форму (обломки). Одни и те же минералы сферической и пластинчатой формы начинают двигаться по поверхности при различных углах ее наклона. Разделение полезных ископаемых по трению применяется при значительном различии в коэффициентах трения покоя и скольжения минералов о рабочую поверхность сепаратора. Коэффициент трения зависит от свойств минерала (природы, формы, размеров), материала и состояния поверхности подложки трения. При взаимодействии с поверхностью каждой частицы возможны варианты взаимодействия материала: с неподвижной, подвижной и вибрирующей поверхностью. Вторая фаза процесса разделения осуществляется с использованием различий в траекториях, скорости или направлении движения разделяемых компонентов и может осуществляться как на рабочей поверхности, так и в условиях свободного падения. Взаимодействие минеральных частиц с рабочей поверхностью сепараторов проявляется в трении, мерой которого является коэффициент трения. На рисунке 94 показана схема *вибрационного сепаратора*, в котором используются различия в коэффициентах трения и форме зерен. Сепаратор состоит из наклонной деки, установленной на пружинных опорах, желобов для приема продуктов разделения, вибратора, устройства для изменения наклона деки и рамы.

Сухой измельченный материал подается на вибрирующую деку ниже ее середины. Наклон деки регулируется в продольном (в пределах $20 - 50^\circ$) и поперечном (в пределах $0-10^\circ$) направлениях. При вибрации деки округлые зерна с малым коэффициентом трения скольжения скатываются к нижнему концу деки и разгружаются в желоб.

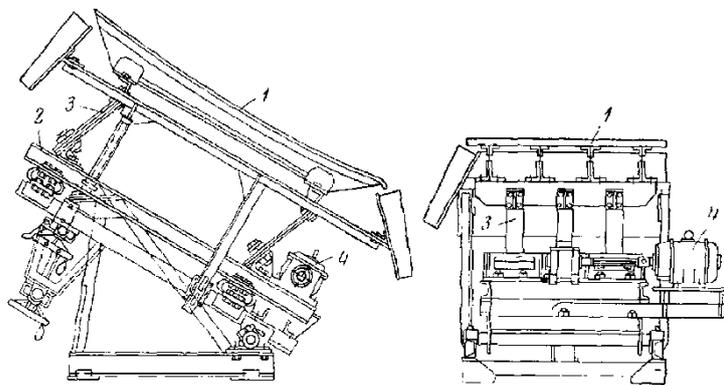


Рис. 94. Вибрационный сепаратор для сухого обогащения руды по трению:
1 – дека сепаратора с рамой, 2 – нижняя рама; 3 – пружинные опоры, 4 – привод

Плоские частицы с большим коэффициентом трения скольжения перемещаются по деке вверх и разгружаются в другой желоб. Число вибраций деки колеблется от 2000 до 4000 в минуту. Вибратор сепаратора – инерционный, работает в резонансном режиме, т. е. в режиме, когда частота возмущающих усилий примерно равна частоте собственных колебаний упругой системы. Вибрационные сепараторы применяются (не широко) для обогащения асбестовых руд и разделения различных порошкообразных материалов и абразивов.

Известен *фрикционный сепаратор*, включающий вращающийся рабочий орган, состоящий из жестко соединенных между собой диска и усеченного конуса, загрузочные и разгрузочные устройства (рис. 95). Приспособление для равномерной подачи материала установлено с возможностью вращения со скоростью, отличающейся от скорости вращения фрикционной поверхности, которая может быть выполнена в виде усеченного конуса или поверхности тела вращения кривой. Устройство состоит из корпуса с закрепленным в нем бункером с питателем подготовленного исходного материала заданной крупности и обеспыленного, приспособления для формирования монослоя и равномерной подачи материала, фрикционной поверхности, привода фрикционной поверхности и привода приспособления для равномерной подачи материала, приемников продуктов разделения, приспособления для очистки фрикционной поверхности, закрепленного в корпусе над фрикционной поверхностью с пылеотводящим патрубком, и защитного кожуха для ограждения части фрикционной поверхности, над которой находится очистное приспособление, от попадания на нее частиц разделяемой смеси.

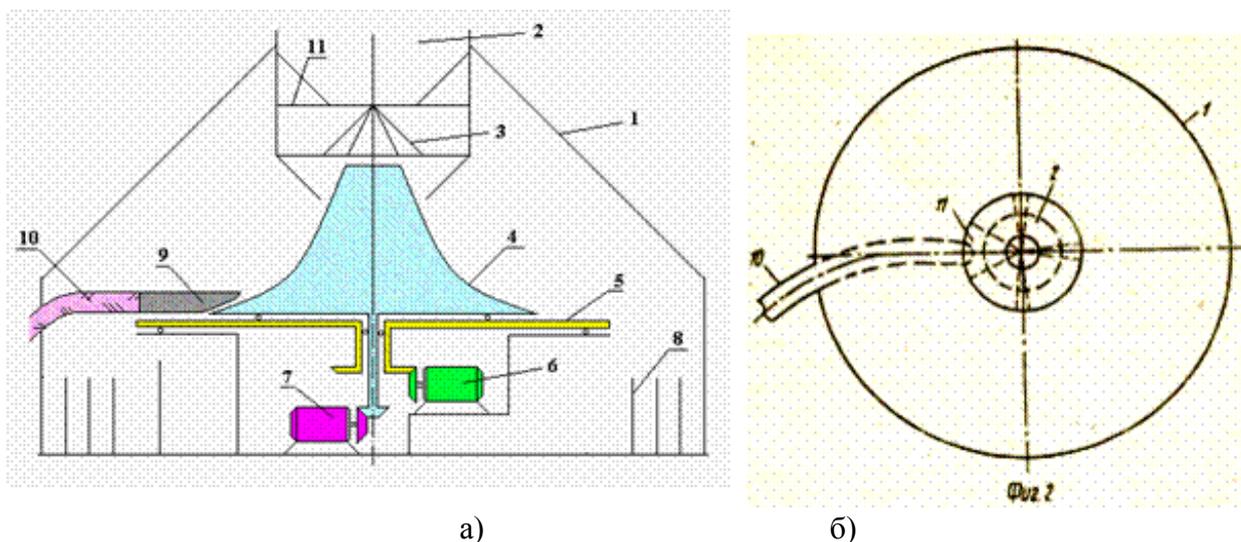


Рис. 95. Фрикционный сепаратор: осевой разрез (а) и вид сверху (б): 1 – корпус, 2 – бункер, 3 – питатель, 4 – приспособления для равномерной подачи питания, 5 – фрикционная поверхность, 6,7 – привод фрикционной поверхности и равномерной подачи питания, 8 – емкости для продуктов разделения, 9 – очиститель, 10 – пылеотводящий патрубок, 11 – защитный кожух

Подготовленная к разделению минеральная смесь подается в бункер и через питатель поступает на приспособление, на котором поток распределяется в монослой и равномерно с заданной постоянной скоростью и

направлением подается на фрикционную поверхность. После взаимодействия с фрикционной поверхностью частицы смеси сходят с нее с разными скоростями, как по величине, так и по направлению в зависимости от коэффициентов трения скольжения частиц и соответственно улавливаются разными кольцевыми секциями приемника продуктов разделения.

3.5.3. Обогащение по упругости

Обогащение материала по упругим свойствам основано на различии траекторий, по которым отбрасываются частицы минералов с неодинаковой упругостью при падении на плоскость. Упругость минералов оценивается по отношению $h:H$, где h – высота отражения частицы, сбрасываемой с высоты H на горизонтальную стеклянную пластину.

Частица шарообразной формы, падая на горизонтальную плоскость с высоты H со скоростью $v_0 = \sqrt{2gH}$, после удара полетит в обратном направлении со скоростью отражения $v = \sqrt{2gH}$. Скоростью отражения называется скорость (v), с которой частица покидает связь. При этом коэффициент восстановления скорости $K = v/v_0 = \sqrt{h/H}$, откуда $h = HK^2$. Значение K зависит от упругих свойств соударяющихся частиц и высоты падения частицы. При $K = 0$ скорость $v = 0$, т.е. упавшая на плоскость частица останется неподвижной (случай не упругого удара), при $K = 1$, тогда $mv = v_0$ (случай упругого удара). При $1 > K > 0$ удар называется не вполне упругим. Минералы с разными значениями коэффициента K будут двигаться по разным траекториям, что и позволит отделять их друг от друга.

Для обогащения по упругости применяют сепараторы с наклонной стальной плитой, барабанные классификаторы (рис. 96). Падая на плиту, более упругие частицы отражаются под бóльшим углом и движутся с большей скоростью, а менее упругие и непрочные отражаются незначительно и попадают в соответствующие приемники. Обогащение на барабанных классификаторах можно производить с предельной крупностью 5 – 40 (50) мм. Материал менее 5,0 мм в механических классификаторах разделяется плохо. В барабанном классификаторе материал подается на барабан (один или два), при вращении которого слабые зерна падают справа, а прочные отскакивают и падают слева (рис. 96, а).

В плиточном классификаторе материал падает на стальную плиту и упругие зерна отскакивают на большее расстояние, менее упругие – на меньшее (рис. 96, б). Изменяя угол наклона плиты, регулируют процессы классификации. Вращение барабана 200 – 250 об/мин. Разделение частиц по упругости применяется при обогащении строительных материалов (щебня и гравия для производства бетона высоких марок).

Для удаления из дробленого продукта неметаллических примесей: краски, текстиля, дерева и других отходов применяют пневматические сепараторы зигзагообразные или поперечно – поточные.

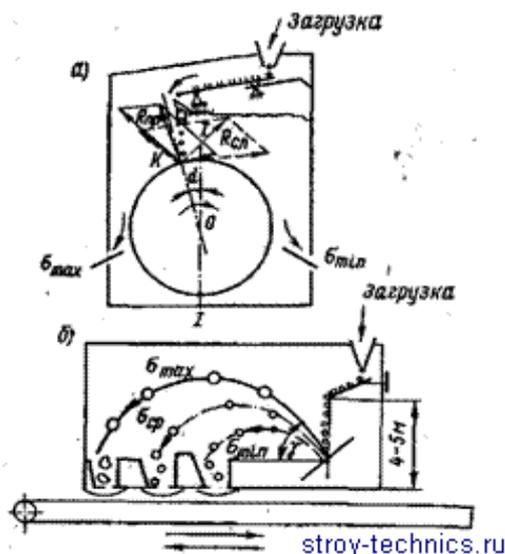


Рис. 96. Обогащение по упругости на классификаторах

Метод пневматической сепарации основан на различии в скоростях падения частиц различного диаметра и плотности в воздушной среде. Падение может быть свободным или стесненным. *Свободным* называется падение одиночного тела в воздушной среде, когда размеры поперечного сечения агрегата, в котором происходит падение, велики по сравнению с размерами падающего тела. Если сечение канала агрегата соизмеримо с размерами падающего тела или в канале находятся другие тела различной формы и плотности, то такое падение называется *стесненным*.

3.5.4. Термоадгезионное обогащение

Термоадгезионное обогащение основано на различной адгезии предварительно нагретых минеральных частиц к поверхности, покрытой термочувствительным веществом. При термоадгезионном обогащении используется предварительный нагрев материала (например, с помощью источников инфракрасного, индукционного, сверхвысокочастотного излучения) и транспортерную ленту, покрытую термопластичным полимерным материалом или парафином. При этом разные по вещественному составу минеральные частицы нагреваются до различной температуры по-разному, вследствие чего по-разному пластифицируют находящийся под ними термочувствительный слой на ленте. Селективный нагрев достигается благодаря различию в пористости, в тепловых, оптических и электрических свойствах компонентов минеральной смеси. Таким образом, термоадгезионное обогащение предусматривает раздельное проведение двух технологических операций: селективного нагрева разделяемых минеральных частиц и селективного закрепления, различно нагретых компонентов минеральной смеси на термопластичной поверхности.

Основным свойством термочувствительного слоя или поверхности является стабильная температура ее размягчения или пластификации. *Температура размягчения (пластификации)* – это температура, при которой во время нагрева начинается изменение формы минерального вещества, не имеющего четко выраженной точки плавления.

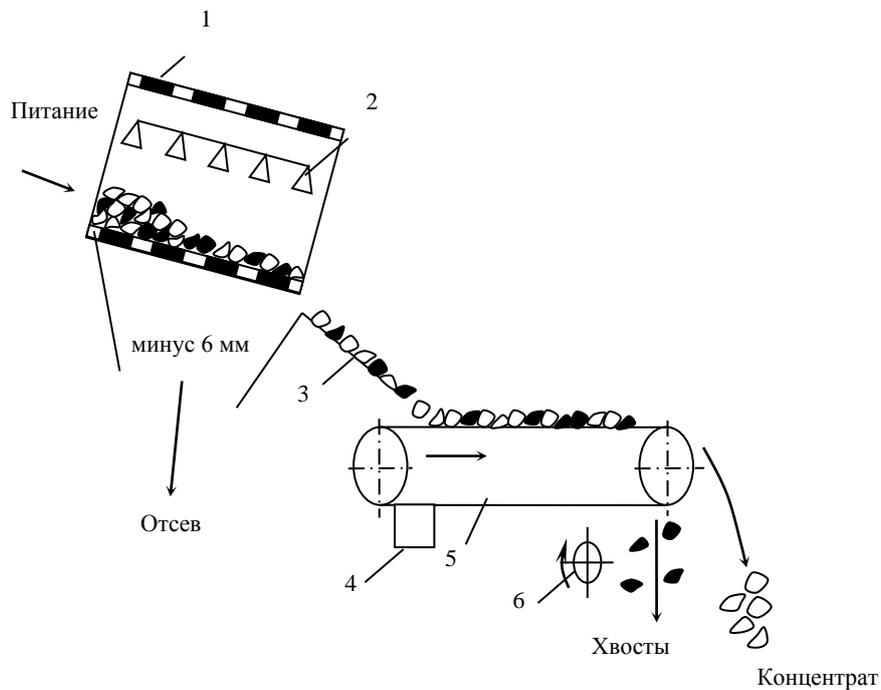


Рис. 96. Схема термоадгезионного обогащения: 1 – барабанный грохот; 2 – лампы инфракрасного излучения; 3 – питатель; 4 – устройство регенерации термочувствительного покрытия; 5 – конвейер; 6 – щетка для снятия концентрата

Цель селективного нагрева заключается в создании условия разделения компонентов минеральной смеси на термочувствительном слое:

$$T_1 > T_c > T_2,$$

где T_1 , T_2 – температура разделяемых минеральных частиц, °С; T_c – температура размягчения термочувствительного слоя, °С. Температуру нагрева частиц минеральной смеси при постоянных параметрах облучения, как правило, изменяют временем облучения. Примером применения данного метода обогащения может служить установка для выделения из каменной соли сопутствующих минералов (доломита, ангидрита) на соляных рудниках Детройта и Кливленда (США), где используют сепаратор конструкции института *Battelle Memorial* (рис. 96). Нагрев осуществляется инфракрасным излучением общей мощностью 120 кВт. Барабанный грохот диаметром 2,4 и длиной 7,3 м вращается с частотой 2,7 об/мин и служит для выделения не сепарируемого класса – минус 6 мм. Селективно нагретая минеральная смесь, при помощи формователя монослойного потока, поступает монослоем на конвейер шириной 1,5 и длиной 6,7 м при скорости движения ленты 5,3 м/сек. Лента покрывается смесью полимеров *Piccolastis A-25* и *A-50* с целью получения температуры размягчения термопластичного слоя от 25 до 50°С. Расход смолы на 1 т исходного материала составляет 0,45 г. Установка обеспечивает производительность 32,2 т/час при извлечении в концентрат 96,9 NaCl и содержании 98,17 %. Концентрат с содержанием 99,09 % получают при снижении производительности установки. В отечественной практике обогащения полезных ископаемых процесс не нашел применения.

3.5.5. Гидрометаллургические процессы

Для обогащения сложных по составу, бедных и забалансовых руд и доводки некоторых концентратов и промпродуктов широко применяют комбинированные технологические схемы, в которых наряду с механическими операциями обогащения используются процессы гидрометаллургии. Гидрометаллургическая технология занимает особое место в решении проблемы комплексного использования сырья, что объясняется рядом серьезных преимуществ гидрометаллургии перед пирометаллургическими методами. Благодаря высокой степени селективности гидрометаллургические методы обеспечивают более высокий коэффициент комплексности использования сырья и извлечение из него ценных компонентов, находящихся в незначительных количествах. В гидрометаллургических производствах наблюдаются меньшие безвозвратные потери ценных компонентов ввиду отсутствия газообразных продуктов процесса и возможности практически полно очищать промышленные стоки и растворы от цветных и редких металлов. Большинство процессов гидрометаллургии осуществляется, как правило, непрерывно и легче поддается автоматизированному управлению, что создает предпосылки для получения высоких технико-экономических показателей.

Гидрометаллургические процессы – это извлечение ценных компонентов из руд, концентратов и отходов различных производств водными растворами химических реагентов с последующим выделением металлов из растворов. Иногда в процессе растворения образуются другие, новые химические соединения, легко отделяемые от пустой породы. Любой гидрометаллургический процесс состоит из трех основных стадий: выщелачивания, очистки растворов от примесей и осаждения металла из раствора. Положительными характеристиками гидрометаллургии можно назвать возможность разделения близких по свойствам ценных компонентов и более упрощенный вариант переработки.

Несмотря на наличие большого количества плюсов, гидрометаллургия имеет и свои недостатки. В технологии гидроэлектрометаллургии используется относительно большой расход воды на единицу продукции. Наиболее важной операцией гидрометаллургического процесса является выщелачивание минералов, при котором полезные компоненты переходят в раствор. Методы, применяемые в сочетании с методами и операциями механического обогащения или взамен их для достижения более высоких показателей при обработке труднообогатимых руд, составляют специфическую область технологии – *гидрометаллургическое обогащение*, включающее в себя две группы различных по своему назначению процессов, которые органически связаны с общей технологической схемой.

К первой группе относятся процессы избирательного растворения или химического превращения части входящих в состав руды минералов для отделения компонентов пустой породы, вредных примесей, а иногда и некоторых ценных элементов от ценных компонентов, остающихся в

неизменной минеральной форме. Такие процессы применяют с теми же целями, что и методы механического обогащения, поэтому по аналогии с последними названы процессами *химической селекции минералов*.

Ко второй группе относятся процессы переработки упорных промежуточных продуктов обогащения и низкосортных концентратов, которые не могут быть эффективно доработаны механическими методами или непосредственно использованы заводами, перерабатывающими соответствующие кондиционные концентраты. Многие предприятия испытывают необходимость в таких процессах переработки многолетних спецотвалов или запасов бедных забалансовых руд. Гидрометаллургические схемы состоят из четырёх более или менее сложных по химическим процессам и аппаратурному оформлению ступеней: – подготовка минерального сырья (руды или концентрата) к выщелачиванию. Подготовка заключается в измельчении исходного минерального сырья до оптимальной крупности, определяемой экспериментально для каждого типа руд (обычно в пределах 0,071 – 0,2 мм); – выщелачивание подготовленного сырья для получения первичного раствора извлекаемого компонента. *Выщелачивание* – процесс перевода извлекаемых металлов в раствор при воздействии растворителя (водные растворы кислот, щелочей или солей) на перерабатываемый материал, часто в присутствии газового реагента (кислород, водород и др.); – очистка первичного раствора от примесей. Очистку растворов от примесей проводят с целью предотвращения их попадания в извлекаемый металл при последующем его осаждении в виде химического соединения или в свободном состоянии. Для очистки используют методы химического осаждения неорганическими или органическими реагентами, кристаллизацию или цементацию; – получение из раствора металла или чистого соединения извлекаемого компонента. Недостаток метода – применение высокотоксичных реагентов, относительно высокая стоимость. Выщелачивание сопровождается изменением полезного ископаемого как химического соединения и переводом его в раствор. Выщелачиванием ведется извлечение из руд металлов, их солей и окислов. Различают кучное, подземное и бактериальное выщелачивание.

Кучное выщелачивание – это способ переработки химическим или бактериальным выщелачиванием попутно добытых забалансовых и бедных балансовых крупнокусковых руд, заскладированных в отвалах, извлечение из которых ценных компонентов обычными обогатительными или гидрометаллургическими методами (выщелачивание в пачуках, автоклавах и других аппаратах) нерентабельно (рис.97).

Подземное выщелачивание – это способ разработки рудных месторождений избирательным переводом ценного компонента в жидкую фазу в недрах с последующей переработкой металлсодержащих (продукционных) растворов (рис.98). В этом способе реализован прогрессивный прием – перенос перколяции в место залегания рудного материала. В качестве выщелачивающих агентов используют кислоты и водные растворы солей.

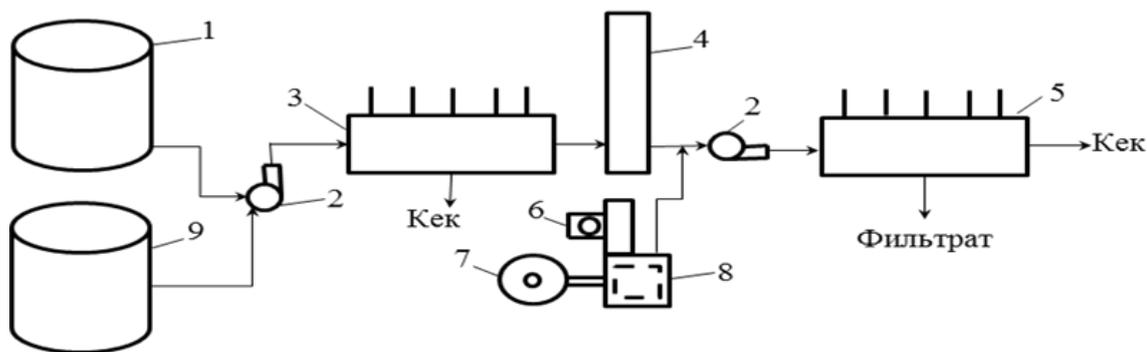


Рис. 97. Схема цепи аппаратов по извлечению золота из растворов кучного выщелачивания по методу Меррилл-Кроу: 1 – намывной бак; 2 – насос; 3,5 – очистительный и осадительный фильтр; 4 – башня деаэрации; 6 – подающее устройство для нитрата свинца; 7,8 – воронка и миксер для цинка; 9 – емкость для диатомовой земли

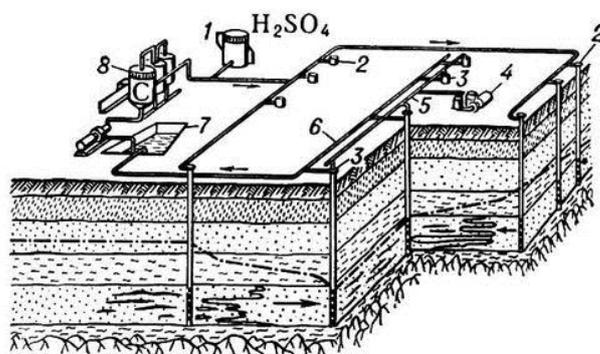


Рис. 98. Схема отработки месторождений подземным выщелачиванием: 1 – узел приготовления растворов; 2, 3 – нагнетательные и дренажные скважины; 4 – компрессор; 5,6 – воздухопровод для эрлифта и коллектор продукционных растворов; 7 – отстойник; 8 – установка для переработки раствора

Биохимические (бактериальные, микробиологические) методы успешно применяют в технологии обогащения и гидрометаллургической переработки руд и концентратов, содержащих медь, цинк, молибден, уран, марганец, железо и другие металлы (рис.99).

Окисление минералов происходит как прямым, так и косвенным путем. Прямой путь – при адсорбции бактерии на минерале. Косвенный путь – когда бактерии являются производителем окисления в растворе сульфата оксида железа ($\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$). Косвенный путь – основной.

Биохимическое обогащение – это процесс химического метода надземного и подземного выщелачивания в присутствии интенсификатора процесса – бактерий. Оно применяется для селективного растворения полезных минеральных компонентов и отделения их от основной массы породы и вредных примесей. Интенсификатор позволяет увеличить скорость растворения минералов и обогащать некоторые минералы, обладающие очень высоким уровнем энергии кристаллической решетки и не поддающейся химическому выщелачиванию. Создавая для бактерий благоприятную среду, можно обеспечить эффективное выщелачивание.

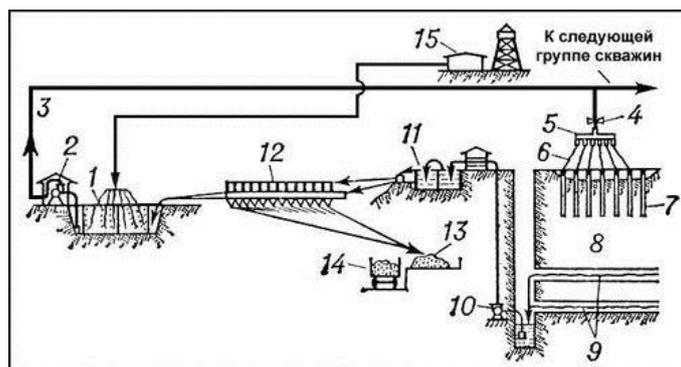


Рис. 99. Схема подземного бактериального выщелачивания медной руды: 1 – прудок для выращивания и регенерации бактерий; 2 – насосная для перекачки бактериального раствора к руде; 3 – трубопровод; 4 – задвижка; 5 – коллектор; 6 – полиэтиленовый шланг; 7 – скважина для орошения рудного тела бактериальным раствором; 8 – орошаемый участок рудной залежи; 9 – горизонтальные горные выработки для сбора бактериального раствора, обогащенного медью; 10 – насос; 11 – отстойник для насыщенных медью растворов; 12 – цементационная ванна для получения порошкообразной меди; 13 – сушка цементной меди; 14 – транспортировка меди потребителям; 15 – компрессорная для обогащения бактериального раствора кислородом

Широкое распространение гидрометаллургические процессы получили в технологии производства алюминия. В России разработан и освоен промышленностью способ разработки нефелинов с получением глинозема, солей щелочных металлов и портландцемента. Этот способ основан на спекании нефелина с известняком, выщелачивании из спека алюмината натрия и использовании твердого остатка от выщелачивания для производства цемента. Комбинированные технологические схемы обогащения с использованием химических процессов применяются при извлечении из руд молибдена, свинца, ниобия, железа и других металлов.

Вовлечение в переработку все более бедных руд и необходимость комплексного использования всех ценных компонентов руды определяют перспективу широкого внедрения химических процессов в практику обогащения различных полезных ископаемых.

ГЛАВА 4. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ

К *вспомогательным (заключительным)* процессам относятся обезвоживание, пылеулавливание, очистка сточных вод, опробование, контроль и автоматизация. Задача этих процессов – обеспечить оптимальное протекание основных обогатительных процессов, довести продукты разделения до необходимых кондиций. Заключительные операции в схемах переработки полезных ископаемых предназначены, как правило, для снижения влажности до кондиционного уровня, а также для регенерации и облагораживания оборотных и сточных вод обогатительной фабрики.

Заключительные операции (сгущение пульпы, обезвоживание и сушка продуктов обогащения) по технологической и экономической значимости, а также по технической оснащенности оборудования, занимают одно из основных мест в переработке минерального сырья. На современных обогатительных фабриках затраты на разделение твердой и жидкой фаз составляют существенную долю общих капитальных и эксплуатационных затрат (до 30% общей стоимости переработки). Поэтому эффективность процессов обезвоживания должна рассматриваться в широком смысле – как завершающих в цикле переработки минерального сырья, как ресурсосберегающих и природоохранных, от которых во многом зависит эффективность всего горно-обогатительного комплекса. Уровень развития техники и технологии обезвоживания на протяжении последних лет существенно вырос. Появилось поколение нового высокоэффективного, полностью автоматизированного оборудования, которое широко внедряется как при строительстве новых фабрик, так и при реконструкции существующих. Поэтому процессам обезвоживания в настоящее время уделяется особое внимание во всем мире. И они относятся к числу наиболее актуальных задач горно-обогатительного производства.

Обогащение полезных ископаемых в большинстве случаев производится в водной среде и на обогатительных фабриках наиболее распространены так называемые мокрые процессы обогащения, в которых раскрытие и разделение минеральных компонентов происходит в водной среде. К ним относятся мокрое измельчение с последующей гидравлической классификацией, большинство гравитационных и магнитных процессов, флотация, гидрометаллургическая переработка руд и концентратов. При измельчении и классификации вода служит не только транспортирующей, но и разделительной средой. Роль воды при гравитационном обогащении заключается в разделении минеральной смеси по плотности в регулируемых потоках и в создании сред заданной плотности. Для обогащения слабомагнитных железных руд (гематитовых, мартитовых) основными являются мокрые гравитационные процессы – обогащение на отсадочных машинах, концентрационных столах, винтовых сепараторах. Больших объемов воды требует промывка глинистых железных и марганцевых руд. Для магнетитовых руд преобладающим способом обогащения является мокрая магнитная сепарация. На углеобогатительных фабриках вода

расходуется на промывку углей, для отсадки и флотации, а также для транспортирования шламов. Процесс пенной флотации, получивший в последние годы наиболее широкое распространение для обогащения различного минерального сырья, также осуществляется в водной среде. В процессах обогащения вода в определенном соотношении к массе твердого материала проходит через весь технологический цикл обогатительной фабрики. Для получения наиболее высоких показателей разделения каждую технологическую операцию проводят при определенном отношении жидкого к твердому. Расход воды при обогащении полезных ископаемых зависит от геолого-минералогической характеристики исходного сырья и его обогатимости, от принятого процесса обогащения, сложности технологической схемы, конечной крупности получаемых продуктов. В среднем расход воды только на технологические нужды изменяется в пределах 3–6 м³/т обогащаемой руды и достигает 15–17 м³/т на фабриках с развитой, например, гравитационной схемой. Такая вода называется *технологической или производственно-технологической*.

Вода является универсальным средством для транспортирования продуктов обогащения по трубопроводам и желобам, например, из операции в операцию, из аппарата в аппарат. Значительные объемы воды расходуются на транспортирование отвальных хвостов в хвостохранилища. Кроме того, на обогатительных фабриках вода расходуется для охлаждения подшипников оборудования, в мокрых пылеуловителях для очистки дымовых газов сушильных отделений и воздуха от пыли, для смыва просыпей конвейеров, промывки оборудования, уборки помещений и т.п. Также выделяют *хозяйственно-питьевую* или *хозяйственно-бытовую* воду, применяемую для питья, гигиенических целей, в душевых, коммунально-бытовых сооружениях, в системах отопления, для тушения пожаров и пр.

4.1. Процессы и аппараты для обезвоживания продуктов обогащения

Все продукты обогащения в большинстве случаев содержат воду. При использовании сухих методов обогащения количество влаги в продуктах незначительно; при использовании мокрых методов – флотации, магнитного и гравитационного обогащения – содержание воды в продуктах обогащения может достигать до 85 – 95%. Процесс удаления воды из продуктов обогащения называется *обезвоживанием*. Выделенная из продуктов обогащения вода возвращается назад в процесс в виде так называемой *оборотной* воды для уменьшения расхода свежей. Обезвоживание продуктов осуществляется свободным стеканием или дренированием, сгущением, фильтрацией и сушкой. Для обезвоживания крупнозернистого материала используется первый способ, для тонкоизмельченных продуктов - сгущение, фильтрация и сушка.

Соотношение количества воды и твердого вещества в продуктах обогащения выражают различными величинами. Наиболее широко используются следующие:

влажность (W) – отношение массы воды в продукте к массе этого продукта:

$$W = 100 \cdot Q_{\text{ж}} / (Q_{\text{тв}} + Q_{\text{ж}}), \%$$

где $Q_{\text{ж}}$ – масса воды в продукте, кг; $Q_{\text{тв}}$ – масса сухого (твердого) продукта, кг;
массовая доля твердого ($\alpha_{\text{тв}}$) – отношение массы твердого вещества в продукте (пульпе) к массе этого продукта:

$$\alpha_{\text{тв}} = 100 \cdot Q_{\text{тв}} / (Q_{\text{тв}} + Q_{\text{ж}}), \%$$

отношение «жидкое/твердое» ($R = \mathcal{Ж} : T$) – отношение массы воды в продукте к массе твердого вещества в продукте (пульпе):

$$R = Q_{\text{ж}} / Q_{\text{тв}};$$

объем пульпы ($V_{\text{п}}$):

$$V_{\text{п}} = Q_{\text{тв}} (R/1000 + 1/\rho), \text{ м}^3;$$

плотность пульпы ($\delta_{\text{п}}$) – отношение массы пульпы к занимаемому ею объему:

$$\delta_{\text{п}} = (Q_{\text{тв}} + Q_{\text{ж}}) / Q_{\text{тв}} \cdot (R/1000 + 1/\rho), \text{ кг/м}^3,$$

или

$$\delta_{\text{п}} = (R + 1) / (R/1000 + 1/\rho).$$

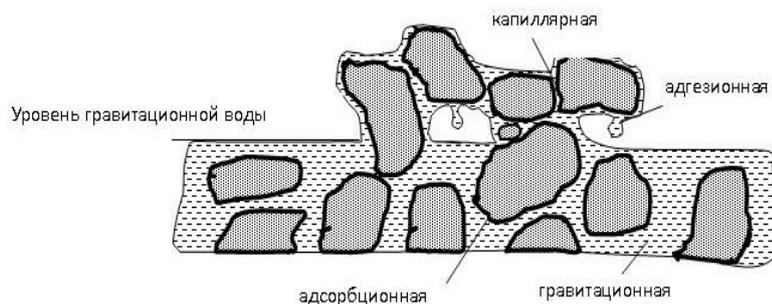


Рис.100. Виды влаги по Ребиндеру

На процессы удаления влаги из продуктов обогащения значительное влияние оказывает энергия связи молекул воды с поверхностью минералов. Чем больше энергия связи, тем труднее отделить влагу от поверхности минерала и тем больше конечная влажность продукта обогащения. В зависимости от энергии связи молекул воды с минеральной поверхностью, а в общем случае с твердым телом, по классификации академика П. А. Ребиндера различают следующие виды влаги (рис.100): - *адгезионная (внутренняя) влага* - содержится в кристаллической решетке некоторых минералов в виде

гидроксильных ионов в гидратах и в виде молекул воды в кристаллогидратах, например, в минералах карналлите $KCl \cdot MgCl \cdot 6H_2O$, хризоколле $CuSiO_3 \cdot 2H_2O$. В свою очередь внутренняя влага подразделяется на: - *конституционную* – эта влага содержится в виде ионов H^+ , OH^- , H_3O^+ . Например, в малахите $CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$. Такая влага удаляется в виде молекул воды при разложении химических соединений минералов при высокой температуре их нагревания; - *кристаллизационную* – эта влага содержится в кристаллогидратах, например, $CuSO_4 \cdot 5H_2O$, $FeSO_4 \cdot 7H_2O$. Это влага в молекулярной форме; удаляется в виде молекул воды при температуре до $300^\circ C$. Удерживается на поверхности частиц молекулярными силами, химически связана с твердой фазой, не удаляется даже при термической сушке; - *адсорбционная (гигроскопическая)* влага представляет собой несколько слоев молекул, которые удерживаются на поверхности частиц молекулярными силами взаимодействия (силы Ван-дер-Ваальса) в виде гидратных пленок и прочно связана с поверхностью (адсорбируется гидрофильными материалами из воздуха). Ее поглощают материалы капиллярно-пористой структуры и хорошо растворимые в воде вещества. Количество поглощенной влаги увеличивается с увеличением влагосодержания воздуха. Удаляется при сушке. В свою очередь адсорбированная влага подразделяется на: - гигроскопическую; - прочно связанную; - адгезионную. *Гигроскопичность* – свойство пористых тел адсорбировать на своей поверхности парообразную влагу из воздуха. Эта влага образует на поверхности частиц тонкие пленки воды, удерживаемые силами адсорбции, и заполняет структурные поры и трещины в частицах. Количество адсорбированной гигроскопической влаги зависит от влажности окружающего воздуха и от свойств материала. В среде с относительной влажностью 100% тело приобретает максимальную сорбционную влажность, называемую максимальной гигроскопичностью. *Гигроскопическая* влага обладает рядом аномальных свойств: большей плотностью, повышенной вязкостью, пониженной температурой замерзания, пониженной способностью к растворению. Различия в физических свойствах гигроскопической и свободной влаги объясняются наличием значительных электростатических сил притяжения диполей воды к ионам на поверхности твердых частиц. Наблюдается строгая ориентация диполей воды, что затрудняет их движение по сравнению с движением молекул свободной влаги. Если твердое тело из атмосферы с относительной влажностью менее 100% поместить в воду, то происходит достраивание пленок воды до максимальной гигроскопичности. Такая влага называется *прочной связанной*, то есть по своей природе эта влага гигроскопическая. Передвижение прочно связанной влаги возможно только в парообразном состоянии. Особенности ее являются: пониженная растворяющая способность, отсутствие электропроводности и повышенная плотность. *Адгезионная* влага образует над пленками прочно связанной влаги более толстые пленки толщиной до 100 диаметров молекулы воды, которые удерживаются силами адсорбции, но менее прочно. Ориентация диполей воды относительно поверхности твердого уже менее правильная, вследствие этого аномальные свойства адгезионной влаги проявляются слабее. Плотность

адгезионной влаги $1,25 \text{ г/см}^3$; она обладает пониженной растворяющей способностью и пониженной температурой замерзания. Наибольшее количество адгезионной влаги в 2–4 и более раза превышает количество гигроскопической влаги при максимальной гигроскопичности среды. Адгезионная влага занимает промежуточное положение между прочно связанной и свободной влагой; - *капиллярная* влага заполняет промежутки между частицами и структурные пустоты в самих зернах и удерживается в них силами капиллярного давления. Капиллярные силы возникают на границе соприкосновения трех фаз – твердой, жидкой и газообразной и создаются поверхностным натяжением на искривленной поверхности жидкости в капилляре. Капиллярная влага подвижна в материале и зависит от размеров капилляров и условий смачивания водой их поверхности. Капиллярную влагу можно разделить на внутри капиллярную, капиллярно-стыковую и внутри промежуточную влагу. *Внутри капиллярная* влага впитывается порами, трещинами, пронизывающими частицы твердого. *Капиллярно-стыковая* влага скапливается в местах стыка частиц. Влага *внутри промежуточная* заполняет все промежутки между частицами, представляющие собой систему разветвленных, соединяющихся между собой каналов. Эта влага называется также влагой *капиллярного подъема*. При фильтровании пористых материалов удаляется только внутри промежуточная и часть капиллярно-стыковой влаги; внутри капиллярная влага не удаляется; - *гравитационная (свободная)* влага – появляется, когда все капилляры, поры и промежутки между частицами заполнены водой, не удерживается в твердом скелете молекулярными силами и перемещается в поровом пространстве по законам фильтрации. Гравитационная влага свободно перемещается между частицами твердого под действием силы тяжести и составляет основной объем воды в продуктах мокрого обогащения. Капиллярная и гравитационная влага удаляются механическими и термическими методами обезвоживания. Эти виды влаги оказывают максимальное отрицательное влияние на такие показатели как грохотимость, смерзаемость и транспортабельность продуктов. При обезвоживании удаляется обычно гравитационная и капиллярная влага, а при термической сушке возможно удаление всей влаги.

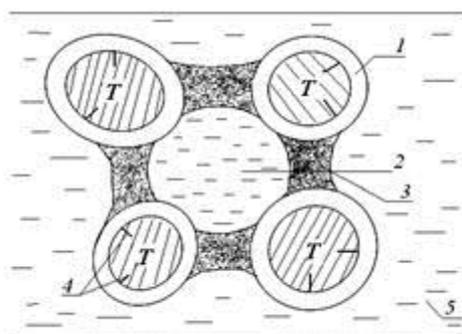


Рис. 101. Виды влаги: 1 – пленочная адсорбированная; 2 – внутри промежуточная; 3 – манжеты капиллярно-стыковой; 4 – внутри капиллярная; 5 – свободная гравитационная; Г – твердое

Кроме гравитационной влаги, в операциях обезвоживания при необходимости удаляется пленочная, капиллярная и гигроскопическая влага (рис.101). Кроме того, влажные материалы, в зависимости от форм связи и содержания поглощенной влаги, можно разделить на коллоидные, капиллярно-пористые и капиллярно-пористые коллоидные. *Коллоидными* называют материалы, в которых влага преимущественно осмотически связана и поглощена. При удалении влаги такие материалы значительно сжимаются. К ним относятся глина, желатин и др. *Капиллярно-пористыми* называют тела, в которых влага в основном связана капиллярными силами. К ним относятся рудные концентраты, кварцевый песок, каменные и старые бурые угли. *Капиллярно-пористые коллоидные* тела содержат воду всех форм связи; это торф, молодые бурые угли и др.

В зависимости от массовой доли влаги продукты обогащения подразделяются на: - *обводненные* (пульпы) – механическая смесь воды и твердого, содержат ~ 40% воды, обладают подвижностью жидкости; - *мокрые* – 15-40% влаги, не обладают подвижностью жидкости, содержат все виды влаги; - *влажные* (5 - 15% влаги) – содержат влагу гигроскопическую и конституционную; - *воздушно-сухие* (влаги <5%) – сыпучие продукты. Влага, конденсированная на поверхности частиц; - *сухие* – содержат гигроскопическую и конституционную влагу; - *прокаленные* – не содержат влаги. Операции обезвоживания используются в качестве подготовительных при обогащении (предварительная сушка материала перед операциями грохочения, воздушной и электрической сепарации, сгущение пульпы перед магнитной сепарацией, флотацией и т.п.), а также в качестве заключительных операций в технологической схеме обогащения, имеющих целью снизить содержание влаги в товарных продуктах в соответствии с требованиями предприятий-потребителей, и для обеспечения необходимых условий перевозки продуктов в зимнее время. В результате обезвоживания получают обезвоженные продукты с массовой долей влаги при дренировании 20 - 30 (иногда 5 - 10), сгущении 40 - 60, фильтровании 7-15 (иногда до 25), сушке 0,5 - 7%.

В зависимости от влажности продуктов, для их обезвоживания применяют различные методы: - *дренирование* – это отделение воды от твердого вещества под действием силы тяжести (стекание гравитационной воды через промежутки между частицами в слое материала). Отделяемая вода носит название *дренажная*; - *центрифугирование* – это отделение воды от твердого вещества под действием центробежных сил. Продукты, полученные в результате центрифугирования, называются *осадок* и *фугат*; - *сгущение* – это отделение воды от твердого вещества вследствие осаждения частиц в воде. Продукты, полученные в результате сгущения, называются *сгущенный продукт* (иногда *пески*) и *слив*; - *фильтрование* – это отделение воды от твердого вещества на пористой перегородке под действием сил вакуума или избыточного давления. Продукты, полученные в результате фильтрования, называются *кек* и *фильтрат*; - *сушка* – это отделение воды от твердого вещества естественным или принудительным испарением влаги. Продукты, полученные в результате

сушки, называются *высушенный* продукт и *отработанные газы*. Перечисленные методы обезвоживания продуктов обогащения могут применяться самостоятельно или составлять технологическую схему обезвоживания.

4.1.1. Дренажное

На обогатительных фабриках дренажному подвергаются продукты, как правило, крупнее 3 мм, при обезвоживании в штабелях нижний предел крупности может составлять 0,1 мм. Количество отфильтрованной воды при дренажном зависит от режима ее движения, который может быть ламинарным (Re менее 1,0), переходным, турбулентным (Re более 1,0) и определяется значением параметра Рейнольдса (Re): $Re = vdp/\mu$; $Re < 1$; $1-1000$; $Re > 1000$. Дренажное осуществляется на грохотах, элеваторах, в спиральных классификаторах, обезвоживающих бункерах и штабелях.

В качестве *обезвоживающих грохотов* используются неподвижные дуговые и цилиндрические грохоты и подвижные инерционные и самобалансные грохоты со щелевидными ситами. Ширина щелей 0,25; 0,5; 0,75; 1 мм. Например, влажность крупных угольных концентратов после обезвоживания на грохотах составляет 6-9%. Обезвоживание на грохотах применяется для обезвоживания обводненных крупных (более 10-12 мм), мелких (0,5-10; 0,5-12 мм) продуктов обогащения и шламов (менее 0,5 мм). Обезвоживание на грохотах происходит при непрерывном передвижении продукта по ситам и его встряхивании. Вода фильтруется и свободно стекает через отверстия в сите. Влажность крупного концентрата после обезвоживания на грохотах составляет 4 – 5 %, мелкого – 15 – 17 %.

Обезвоживающий ковшовый элеватор представляет собой бесконечную цепь с закрепленными на ней перфорированными ковшами (рис.102). Цепь устанавливается в наклонном кожухе, который соединяется с пирамидальной частью отсадочной машины и составляет с ней систему сообщающихся сосудов. Длина надводной части элеватора, где происходит непосредственно обезвоживание, определяется исходя из времени обезвоживания продукта в элеваторе ($t = 25$ сек) и скорости движения цепи ($V = 0,25$ м/сек). Исходя из этого, для обезвоживания требуется длина надводной части, равная $S = V \times t = 0,25 \times 0,5 = 6,25$ м. Элеватор устанавливается под углом 60-75° к горизонту. В промышленных элеваторах ширина ковша колеблется в пределах 400 – 1000 мм, ёмкость - от 20 до 125 литров. В процессе работы ковши зачерпывают материал вместе с водой, которая затем стекает через отверстия в стенках ковшей. Влажность обезвоженных продуктов колеблется в пределах 10-30% в зависимости от крупности материала.

Обезвоживающий спиральный классификатор аналогичен по конструкции описанному выше, однако имеет несколько больший угол наклона корыта и меньшую скорость вращения спирали. Обезвоживание происходит дренажным при их перемещении по днищу корыта выше уровня пульпы. Влажность обезвоженных продуктов составляет 15-25%.

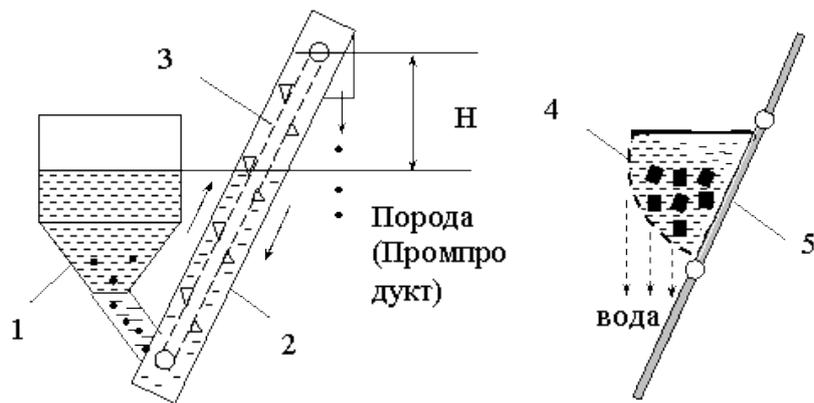


Рис. 102. Обезвоживающий элеватор: 1- пирамидальная часть; 2 – кожух элеватора; 3 – цепь с перфорированными ковшами; 4 – перфорированный ковш; 5 – звено цепи; Н – высота надводной части элеватора

Обезвоживающие бункера представляют собой ряд железобетонных ячеек с решетчатыми затворами в нижней части. В зависимости от крупности материала, продолжительность обезвоживания может составлять от 4 до 24 час. Конечная влажность крупнокусковых концентратов – 5-10%. В качестве обезвоживающих могут использоваться обычные аккумулирующие бункера с отверстиями в нижней части ячеек и желобом для отвода дренажной воды.

Обезвоживание в штабелях применяется как для крупнокускового (150-200 мм), так и для мелкозернистого (0,1-1 мм) материала. Обезвоживаемый материал укладывается грейферным краном в штабель трапециевидальной формы на специальную наклонную поверхность с канавками для стока дренажных вод. В штабеле имеются две зоны: I - верхняя – в промежутках между частицами находится воздух, и II - нижняя – между частицами вода. Высота нижней зоны определяется высотой капиллярного подъема жидкости. Иногда на пол укладывается дренированный слой (постель) из крупнокускового материала. Если крупность материала постели меньше или равна крупности обезвоживаемого материала, то эффективность обезвоживания выше, т.к. высота зоны капиллярного подъема не превышает высоты постели. Продолжительность дренирования 6 - 30 час, влажность материала после дренирования 10-16% при начальной влаге – 20 -22%. Обезвоженный материал отгружается из штабеля грейферным краном. Процесс обезвоживания в штабелях может осуществляться на открытом воздухе или в дренажных складах.

Дренажные склады строят закрытого или открытого типа с наклонным бетонным полом и дренажными канавами для стока воды, проходящими по всей длине склада. Полы склада имеют уклон в направлении дренажных канав. В некоторых случаях на пол укладывают дренирующий слой из крупного булыжника на подстилке из песка. Материал для обезвоживания подают на склад ленточными конвейерами (рис.103).

Укладка материала в штабель может производиться грейферным краном, экскаватором или ленточным конвейером. Разгрузка штабеля по окончании времени обезвоживания производится грейферным краном в

загрузочную емкость, под которой находится конвейер для транспортирования обезвоженного продукта. В штабеле или конусе на дренажном складе вода свободно фильтруется по промежуткам между частицами и по наклонному полу стекает в дренажные каналы. В боковых стенках отсеков высотой 3,1 м имеются отверстия (окна), через которые сливается в канаву дренирующая к стенкам вода. Воду из дренажных каналов откачивают насосами и сбрасывают в хвостохранилища или возвращают в качестве оборотной. Нижний слой материала с максимальным содержанием влаги может вновь укладываться в конусы для повторного обезвоживания (перелопачивание). После разгрузки штабеля очищают полы и дренажные каналы.

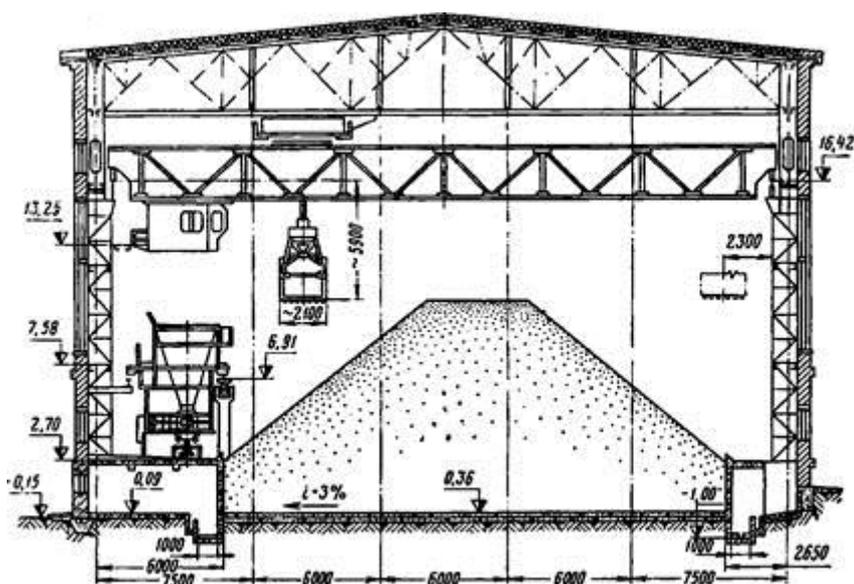


Рис. 103. Поперечный разрез дренажного склада

Иногда склады используют для промораживания продуктов. Продукт периодически перемешивают при помощи грейферного крана, часть влаги испаряется, а остальная влага замерзает и продукт с водой в виде частиц льда отгружают потребителям. До оттаивания такой материал является практически сухим и сравнительно легко выгружается из вагонов. На дренажных складах материал обычно выдерживают от 6 до 24 час, при этом продукты имеют конечную влажность от 9 до 16 %.

4.1.2. Центрифугирование

Под *центрифугированием* понимают процесс разделения неоднородных систем (эмульсий, суспензий) в поле центробежных сил с использованием сплошных или проницаемых для жидкости перегородок. Центрифугирование используется как вторичная стадия обезвоживания мелкого концентрата после обезвоживающих грохотов с целью снижения влажности до 6 – 8 %. Для осуществления данного метода обезвоживания используются аппараты, называемые *центрифугами*.

Идея центрифугирования состоит в следующем. Внутри вращающегося перфорированного конического ротора подаётся влажный материал ($W = 15 - 17\%$). Под действием центробежных сил суспензия разделяется на *осадок* и жидкую фазу, называемую *фугатом*. Осадок остается в роторе, а жидкая фаза удаляется из него. Например, влажный уголь центробежной силой прижимается к стенкам ротора, влага уходит через перфорированные боковые стенки ротора. Обезвоженный осадок, в зависимости от конструкции центрифуги, под действием собственного веса, либо с помощью шнека, либо под действием вибраций разгружается в приёмный бункер. Отфильтрованная влага вместе с тонкими частицами угля направляется на переработку шламовых вод. Процессы центрифугирования осуществляются периодически или непрерывно.

Все центрифуги по назначению делятся на две группы: - *фильтрующие* для обезвоживания материалов крупностью 0,5 – 13 мм; - *осадительные* для обезвоживания шламов крупностью менее 3 мм. В свою очередь, фильтрующие центрифуги, в зависимости от способа разгрузки осадка, подразделяются на следующие типы: - с центробежной разгрузкой осадка; - с вибрационной разгрузкой осадка; - со шнековой разгрузкой осадка.

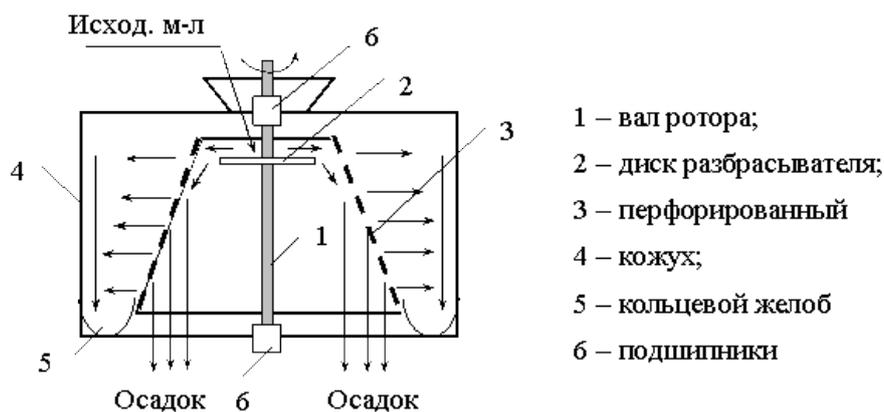


Рис. 104. Фильтрующая центрифуга с центробежной разгрузкой осадка

Ротор фильтрующей центрифуги представляет собой усеченный конус и имеет сетчатую боковую поверхность (рис.104). Угол конусности ротора центрифуги с *центробежной разгрузкой* осадка составляет 15-18° к вертикали. Исходный материал подается внутрь ротора и центробежными силами прижимается к перфорированным боковым стенкам. Под действием центробежной силы вода дренирует сквозь слой осадка и удаляется через отверстия в стенках ротора. Вследствие достаточно большого угла конусности под действием составляющей центробежной силы (силы инерции), направленной вдоль стенки ротора, осадок перемещается вверх и разгружается внутри корпуса центрифуги по всей периферии верхнего основания ротора. Фильтрующие центрифуги с центробежной выгрузкой осадка применяются для обезвоживания угольных концентратов крупностью минус 13 мм и исходной влажностью до 25%, влажность осадка составляет 8%. Скорость вращения ротора – 420-470 об/мин.

В центрифугах с *вибрационной разгрузкой* осадка угол конусности ротора составляет 10-12°, что недостаточно для самопроизвольного перемещения осадка по стенкам ротора. Для обеспечения разгрузки осадка, ротору с помощью вращающегося эксцентрикового вала через систему амортизаторов придаются осевые вибрации с частотой 1600-2200 об/мин, влажность осадка составляет 8-12%.

В фильтрующих центрифугах со *шнековой разгрузкой* осадка угол конусности ротора не превышает 12°. Внутри ротора вращается шнек – внутренний ротор со спиралевидными скребками на боковой поверхности. Направление вращения шнека совпадает с направлением вращения ротора; частота вращения несколько ниже. Исходный материал подается на распределительный диск в верхней части шнека и отбрасывается к стенкам ротора. Фугат под действием центробежных сил уходит через отверстия в стенках ротора, осадок шнеком перемещается по стенкам ротора. Влажность осадка составляет 8-10%.

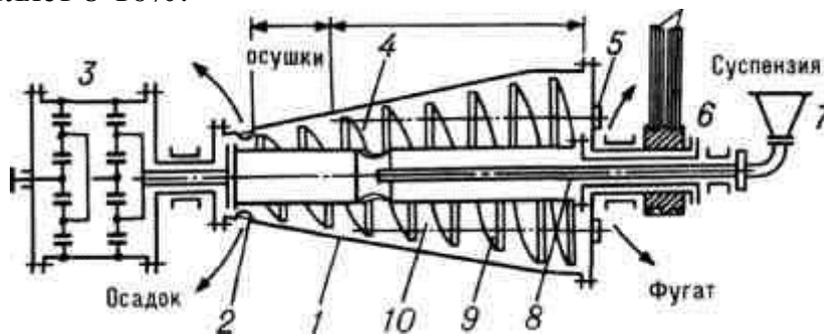


Рис. 105. Схема осадительной центрифуги: 1 – рабочий барабан, 2,4,5 – разгрузочные, питающие и сливные окна, 3 – планетарный редуктор, 6 – шкив, 7 – загрузочная воронка, 8 – питающая труба, 9,10 – шнек и шнековый барабан

Осадительные центрифуги используют для обезвоживания пульпы, выдаваемой из гидрошахт, для обезвоживания шламов, продуктов флотации, осветления сточных вод. Обезвоживание осуществляется в сплошном роторе, установленном горизонтально (рис.105). Конечная влажность зернистого шлама (0,5 –3 мм) после обезвоживания составляет 16–25 %, мелкошлага (менее 0,5 мм) – 25–33 %. Центрифуга имеет ротор со сплошными стенками, вращающийся со скоростью около 800 об/мин. Внутри ротора в одном с ним направлении, с меньшей скоростью, вращается полый шнековый барабан. Исходная пульпа подается внутрь барабана и центробежной силой выбрасывается внутрь ротора через окна в стенках барабана. На стенках ротора под действием центробежной силы происходит осаждение твердых частиц, а жидкая фаза пульпы стекает по стенкам в направлении широкого основания конуса и, накапливаясь у основания в виде полого конуса, разгружается через пороги сливных окон.

Осевший на стенках ротора осадок перемещается шнеком в направлении вершины конуса ротора и выгружается через разгрузочные окна в стенках ротора. Для эффективной разгрузки осадка скорость вращения

шнека на 5–10 % ниже скорости вращения сплошного ротора. Влажность осадка составляет 16-18%.

Таким образом, общие закономерности центрифугирования имеют сходство с закономерностями отстаивания и фильтрования. Однако процессы в осадительных и фильтрующих центрифугах сложнее соответствующих процессов в отстойниках и фильтрах. Это обусловлено тем, что в центрифугах вместо силы тяжести и разности давлений действует центробежная сила, достигающая больших значений, а вместо плоских слоев жидкости и осадка образуются слои с цилиндрическими граничными поверхностями, усложняющими зависимость процесса от геометрических факторов.

4.1.3. Сгущение

Сгущение – это непрерывный процесс разделения твердой и жидкой фазы, основанный на естественном осаждении твердых частиц пульпы под действием силы тяжести. Твердые частицы, осевшие в аппарате для сгущения (сгустителе), непрерывно разгружаются в виде сгущенного продукта (*пески*), а осветленная жидкая фаза удаляется в виде *слива*. В качестве аппаратов для сгущения на обогатительных фабриках применяют *пирамидальные* отстойники, *конусные*, *цилиндрические (радиальные)*, *пластинчатые (полочные)* сгустители, а также рассмотренные ранее гидроциклоны и осадительные центрифуги. Устройства и аппараты, в которых осаждение частиц происходит под действием силы тяжести, представляют собой большие чаны или бассейны, в которые непрерывно или периодически подается пульпа. Взвешенные в пульпе твердые частицы медленно оседают, образуя осадок, который уплотняется и по мере его накопления выдается из аппарата. Верхние слои осветленной воды переливаются через борта аппарата. Наибольшее распространение на обогатительных фабриках получили *радиальные* сгустители с центральным и периферическим приводами гребковой рамы (рис.10б). Радиальный сгуститель представляет собой цилиндроконический чан, изготавливаемый из железобетона или стальных листов. Угол наклона образующей конического днища к горизонту $\beta - 12^\circ$, глубина сгустителя в центральной части – до 4 м по всей периферии верхней части сгустителя установлен кольцевой желоб для сбора слива. В сгустителе вращается гребковая рама, по нижней кромке которой закреплены скребки, скользящие по днищу сгустителя. Скорость вращения гребковой рамы невелика – 2-12 мин об/мин. Сгуститель снабжен системой контроля скорости вращения гребковой рамы, так как замедление вращения или остановка рамы может привести к аварийной ситуации – заиливанию сгустителя. В центре днища имеется отверстие, к которому крепится труба, отводящая сгущенный продукт в зумпф, откуда он откачивается насосом. Исходное питание подается по трубе сверху, в центр сгустителя, под зеркало пульпы, на глубину 400-600 мм. Основное направление движения пульпы в сгустителе – от центра (точки подачи исходной пульпы) к бортам в радиальном направлении, при этом твердые частицы оседают на дно сгустителя, а осветленная вода переливается через борта в сливной желоб. Осевшие на дно сгустителя частицы скребками рамы постепенно перемещаются к центру днища, где происходит разгрузка сгущенного продукта (*пески*).

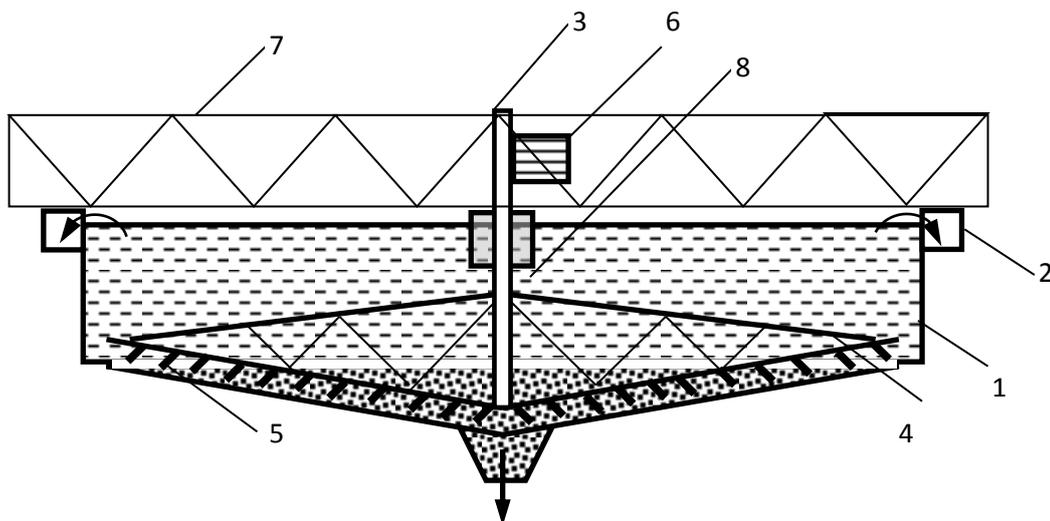


Рис.106. Радиальный сгуститель с центральным приводом: 1 – чан, 2 – кольцевой желоб для слива, 3,6 – центральный вал и привод вала, 4,5 – гребковая рама и скребки, 7 – ферма, 8 – питающее устройство

В радиальных сгустителях с центральным приводом, привод гребковой рамы расположен на площадке непосредственно рядом с валом рамы, вращение на который передается от двигателя через червячный редуктор. В сгустителях с периферическим приводом привод расположен на верхней ферме рамы вблизи борта сгустителя. Вращение от двигателя через редуктор передается колесу, двигающемуся по рельсу, проложенному по борту сгустителя.

Сгустители с центральным приводом изготавливаются диаметром 2-50 м, с периферическим – 15-200 м. Работа сгустителя характеризуется удельной производительностью по твердому, составляющей для различных продуктов 0,1-5,0 т/(м²·сут). Содержание твердого в сгущенном продукте составляет 60-75%, в сливе обычно составляет 5-7 г/л; крупность частиц, переходящих в слив, в основном менее 0,004 – 0,005 мм. Снижение содержания твердого в сливе может быть достигнуто увеличением диаметра (площади) сгустителя, что не всегда оправдано.

В сгустителях при установившемся режиме существует по высоте несколько зон (рис.107).

В последнее время получают распространение *пластинчатые (полочные)* сгустители, в которых используется принцип осаждения твердых частиц на наклонной поверхности (рис.108). Сгущение осуществляется в пространстве между наклонными пластинами (угол наклона 25-60°, расстояние между пластинами 35-50 мм). Это позволяет придать потоку пульпы ламинарный характер, значительно сократить путь и время осаждения твердых частиц, что значительно увеличивает (в 5-10 раз) удельную производительность сгустителя на единицу занимаемой площади по сравнению с радиальным сгустителем. Во время прохождения потока между пластинами твердые частицы выпадают на пластины и в виде сгущенного продукта разгружаются в нижнюю часть сгустителя.

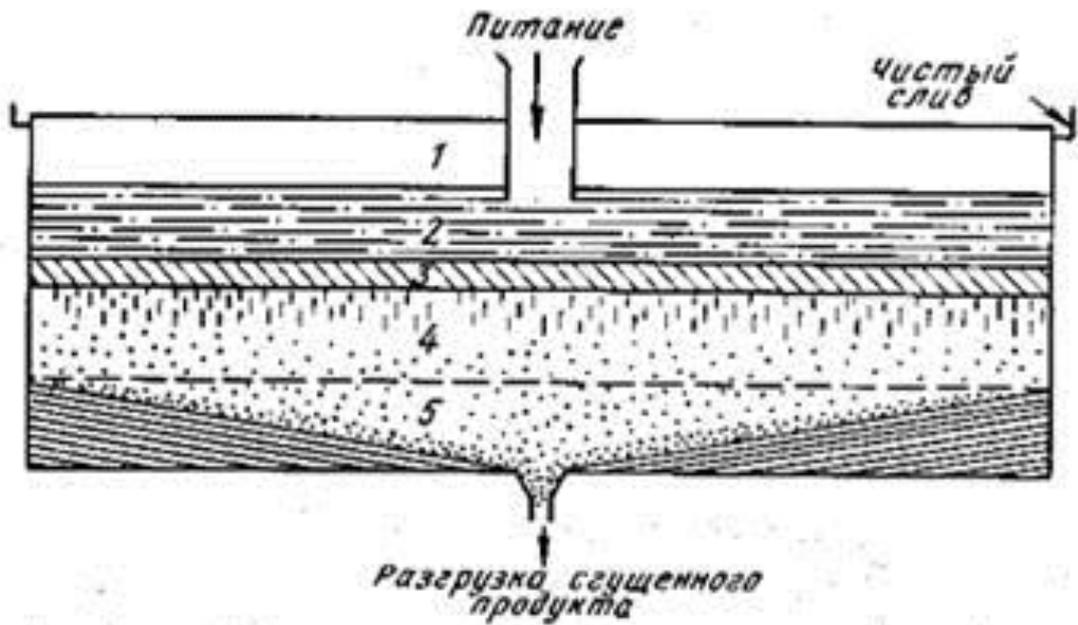


Рис. 107. Зоны осаждения пульпы в сгустителе: 1 – осветленной жидкости; 2 – пульпы начальной плотности; 3 – промежуточная; 4 – сжатия; 5 – плотного осадка

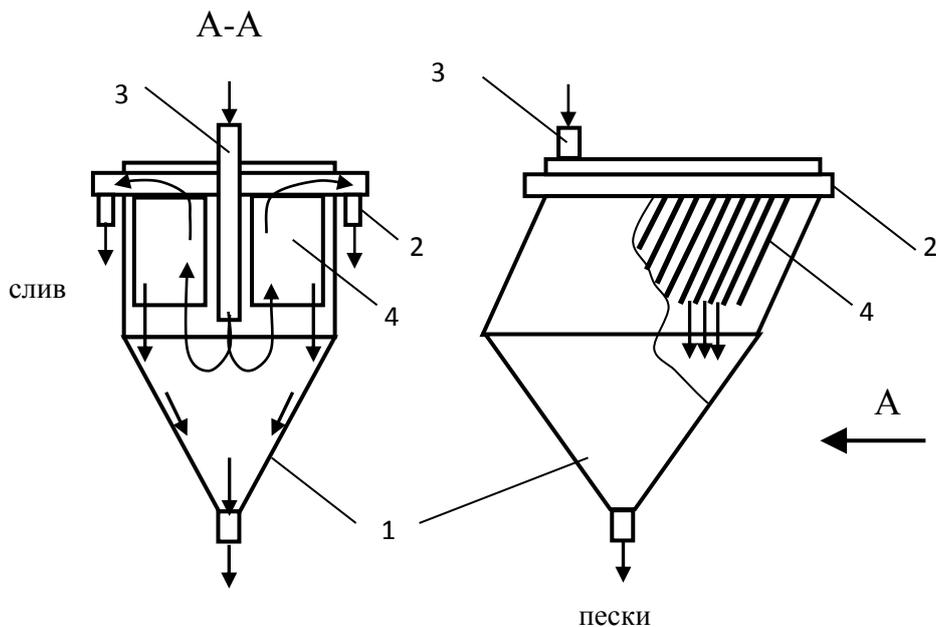


Рис. 108. Принципиальная схема полочного сгустителя: 1- шпикастен, 2 - слив, 3 – питание, 4 - полки

Площадь сгущения в таком сгустителе равна сумме площадей горизонтальных проекций пластин. При аналогичных технологических показателях сгущения пластинчатые сгустители значительно экономичнее радиальных, поскольку гораздо проще их конструкции и требуют для своей установки меньшей производственной площади. Например, производительность сгустителя при осветлении шахтных вод по пульпе 1200 м³/час, содержание тонких частиц в сливе 0,03-0,05 кг/м³ при 2,0 кг/м³ в исходном.

Интенсифицировать процесс сгущения можно с помощью реагентов: *коагулянтов* и *флокулянтов*. *Коагуляция* - это процесс слипания частиц коллоидной системы в результате их взаимодействия под действием молекулярных сил сцепления при перемешивании или направленном перемещении во внешнем силовом поле. Коагулянты – электролиты, понижающие электрокинетический потенциал частиц, при этом гидратная оболочка частиц становится тоньше (однако частицы остаются гидрофильными), и возникает возможность сцепления частиц, которые будут оседать с большей скоростью. Коагулянты дестабилизируют химическую структуру жидкости, способствуют процессам агломерации и коагуляции взвешенных частиц, после чего в дело вступают флокулянты. В качестве коагулянтов используют вещества, диссоциирующие на ионы – известь, щелочи, водорастворимые силикаты, хлорное железо.

Флокуляция один из видов коагуляции, при которой мелкие частицы, находящиеся во взвешенном состоянии, под влиянием специально добавляемых веществ (флокулянтов) образуют интенсивно оседающие рыхлые хлопьевидные скопления (флокулы). При флокуляции происходит полная или частичная гидрофобизация поверхности частиц в результате адсорбционного или химического покрытия ее наружной обкладкой из углеводородных радикалов. Этот процесс связан со скачкообразным вытеснением прослойки воды с поверхности частиц, что приводит к образованию крупных флокул, оседающих с высокой скоростью. Наиболее широко применяемыми флокулянтами являются полиакриламид и полиоксиэтилен.

В последние годы наиболее перспективными в качестве сгустителей являются аппараты *глубокого сгущения* или *пастовые*. Оптимизация конструкции таких сгустителей позволила повысить эффективность использования площади горизонтального сечения и снижения, таким образом, капитальных затрат. Использование глубокого или пастового сгущения хвостов после обогатительного передела дал толчок в исследовании и создании технологических схем по укладке пастообразного материала в отвал вскрышных пород, которые позволят исключить строительство хвостохранилищ, тем самым снизить негативное влияние горных работ на окружающую среду. Сгущенная до состояния пасты хвостовая пульпа представляет собой оригинальный, почти не сегрегирующий при укладке материал, отделяющий незначительное количество воды или не отделяющий воду (рис. 109). Принципиальная возможность получения и характеристики пасты для каждого типа хвостов определяются исследованиями и во многом зависят от содержания в пульпе частиц размером до 0,02 мм, которых должно быть не менее 20-30 % от общего количества. Отсюда происходят и специфические свойства пасты, такие как неосаждаемость, неразделимость, устойчивость к расползанию и внешним воздействиям, высокая вязкость. Современная технология пастового сгущения хвостов обеспечивает экологичность обработки и складирования отходов производства.



Рис. 109. Хвостовая пульпа, сгущенная до состояния пасты

Процесс доведения пульпы до состояния пасты осуществляется специальными установками – сгустителями глубокого сгущения с использованием флокулянтов, оптимизирующих процесс отделения жидкой фазы (воды). Рассмотрим высокопроизводительный сгуститель *SUPAFLO* (Австралия), который выпускается диаметром от 1 до 50 м. Сгуститель имеет высокие рабочие характеристики: – производительность сгущения в 3–10 раз выше традиционных; – высокая плотность сгущенного продукта – до 75% твердого; – очень чистый слив; – низкий расход флокулянта; – возможность автоматического регулирования и контроля процесса сгущения. В сгустителях *SUPAFLO* подача исходной пульпы производится в питающий колодец *Floc-Miser* по касательной, что способствует плавному перемешиванию пульпы и смешиванию её с флокулянтом. Размеры питающего колодца подобраны таким образом, чтобы обеспечить деаэрацию входящей пульпы. Флокулянт подается в питающий колодец через разбрызгиватели флокулянта и перемешивается с пульпой. Сфлокулированная пульпа через питающий зазор между колодцем и отражательным конусом подается в оживленную зону – постель. Чан сгустителя изготовлен из углеродистого стального листа (рис.110). Дно чана конической формы с углом конусности 14° . В центре днища имеется конус сгущенного продукта с углом наклона 45° . На конусе установлены патрубки разгрузки сгущенного продукта и аварийного сброса. Сгущенный продукт откачивается двумя песковыми насосами (один рабочий, один резервный). Дно чана с конусом сгущенного продукта опирается на опорные колонны. Кольцевой сливной жёлоб с отбойником пены используются для выпуска чистого слива, который далее отводится через разгрузочную коробку.

Сгуститель оборудован четырьмя граблинами: две длинные, две короткие. Привод граблин состоит из гидравлической силовой установки и двигателя, который соединен с многоступенчатым планетарным редуктором. Механизм подъема граблин включает в себя несколько параллельно работающих гидравлических цилиндров, которые поднимают и опускают основание привода. На мосту сгустителя установлены системы привода и механизм подъема граблин.

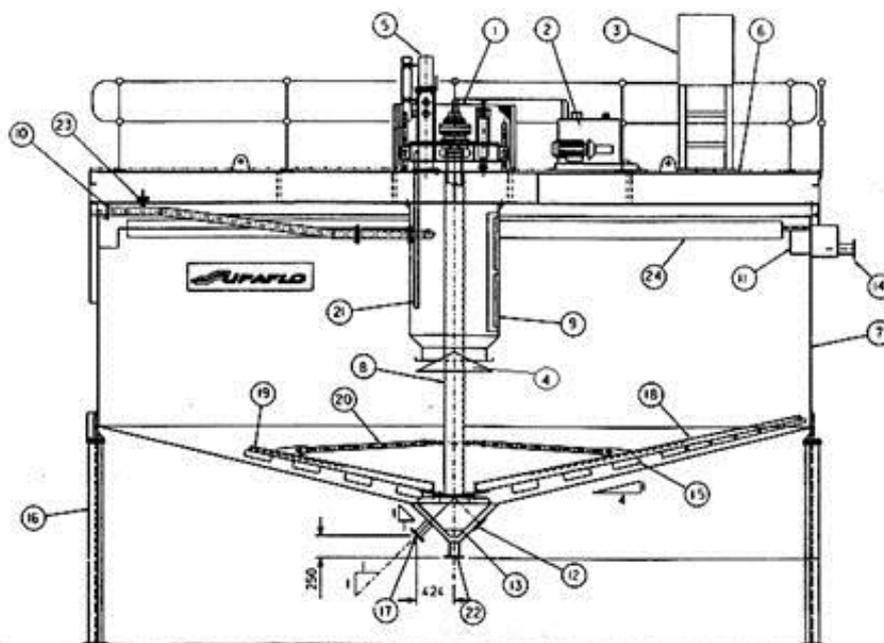


Рис. 110. Сгуститель SUPAFLO: 1 – привод; 2 – гидравлическая силовая установка; 3 – панель управления; 4,12 – отражательный и разгрузочный конус; 5 – подъемный механизм граблин; 6 – мост; 7 – чан; 8 – вал; 9,10 – питающий колодец и труба; 11 – кольцевой сливной желоб; 13 – скребок разгрузочного конуса; 14 – сливная коробка; 15 – гребки; 16 – опорная конструкция; 17 – патрубок сгущенного продукта; 18,19 – длинная и короткая граблина; 20 – распорки граблин; 21 – разбрызгиватель флокулянта; 22,23 – патрубок выпускной и подачи флокулянта в питающую трубу; 24 – отбойник пены

Сгустители SUPAFLO нашли применение в различных отраслях промышленности: цветной металлургии, золоторудной, угольной, железорудной, урановой, алюминиевой, в производстве минеральных песков, калийных солей, песка и гравия, в сахарной промышленности, в процессах биологического выщелачивания для очистки промышленных и бытовых стоков. Два сгустителя SUPAFLO диаметром 10 м и 15 м установлены на золотоизвлекательной фабрике Кубака в Магаданской области. На обогатительной фабрике ЗАО "Ормет" (Барсучий Лог) установлен сгуститель диаметром 12 м для сгущения пиритсодержащих хвостов производительностью 60 т/час по твердому. Удельная производительность сгустителя $0,53 \text{ т/м}^2 \cdot \text{час}$, в то время как для сгущения такого количества пульпы предлагались два сгустителя Ц-50 с удельной производительностью $0,015 \text{ т/м}^2 \cdot \text{час}$. На обогатительной фабрике Александринской горнорудной компании установлены и успешно эксплуатируются два сгустителя SUPAFLO диаметром 8 м для сгущения медного и цинкового концентратов. Сгустители работают с удельной производительностью $6 \text{ т/м}^2 \cdot \text{сут}$ по медному и цинковому концентратам.

На сегодняшний день, технология пастового сгущения способна долговременно решить и удовлетворить множество задач при обогащении полезных ископаемых. Так, паста является оптимальным материалом для обратного заполнения горных выработок (шахт). Если для обратного

заполнения требуется паста повышенной прочности, ее перемешивают со связующим веществом (например, портландцементом) и водой, которая добавляется для регулирования вязкости при перекачке и транспортировке по трубопроводу. Обратное заполнение горных выработок пастой – это также экономичный метод удаления (захоронения) хвостов (ОАО «Комбинат КМАруда»). Кроме того, сгущение хвостов позволит уменьшить зависимость от существующих хвостохранилищ и обеспечивает чистый слив для повторного использования на фабрике непосредственно в сгустителе. Восстановленную воду, выделяющуюся под воздействием флокулянтов, пускают в повторный оборот, экономя ее потребление (ОАО «Лебединский ГОК», ОАО «Стойленский ГОК», ОАО «Карельский окатыш»). Пасту можно складировать и в уже имеющиеся хвостохранилища – она ляжет на дно и будет сохранять плотность, не поддаваясь влиянию воды в верхней части хвостохранилища, даже при ее активном отборе. Также конструкция сгустителя позволяет регулировать необходимое производителю содержание влаги в продукте разгрузки.

4.1.4. Фильтрация

Фильтрация – это процесс или способ разделения твердой и жидкой фаз пульпы посредством пористой перегородки под действием разности давлений $\Delta P = P_2 - P_1$ по обеим сторонам перегородки (рис. 111). Жидкая фаза проходит через поры перегородки и собирается в виде *фильтрата*, а твердая фаза задерживается на перегородке в виде осадка – *кека*.

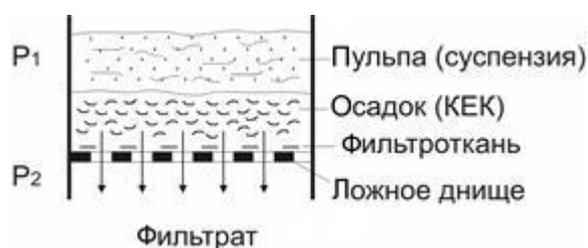


Рис. 111. Схема процесса фильтрации

В начале фильтрации при подаче пульпы на пористую перегородку вода фильтруется только через эту перегородку, затем накапливается слой твердых частиц, и жидкость фильтруется через слой осадка и перегородку, толщина слоя растет и увеличивается сопротивление для прохождения жидкости. Достигнув определенной толщины осадка, подача пульпы прекращается, а осадок просушивается воздухом в течение определенного времени, затем удаляется, и процесс повторяется.

В качестве фильтрующих перегородок используют, главным образом, различные ткани: хлопчатобумажные (фильтродиагональ, фильтромиткаль, бельтинг и др.); шерстяные (сукно); более износостойкие синтетические (капроновые, лавсановые, хлориновые). В ряде случаев используют металлические сетки с размером отверстий около 0,2 мм; в последнее время

начинают получать распространение керамические фильтрующие поверхности.

Аппараты, в которых фильтрование осуществляется под действием сил вакуума, называются *вакуум-фильтрами*, а под действием избыточного давления – *фильтр-прессами*. Максимальная разность давлений при вакуумном фильтровании не может превысить 0,1 МПа (на практике – 0,06-0,08 МПа), при фильтровании под избыточным давлением разность давлений может быть в несколько раз больше (до 1,5-2 МПа), поэтому фильтр-прессы применяют для труднофильтруемых пульп и в тех случаях, когда получить экономически выгоднее получить требуемую конечную влажность продукта фильтрованием без заключительной операции обезвоживания – термической сушки. Наибольшее распространение на обогатительных фабриках получили барабанные, дисковые, ленточные вакуум-фильтры, рамные и камерные фильтр - прессы.

Барабанный вакуум-фильтр представляет собой пустотелый стальной барабан с перфорированной поверхностью, обтянутой фильтротканью с наружной фильтрующей поверхностью и со сходящим полотном (рис.112,113). На торцевых поверхностях барабана закреплены полые чугунные цапфы, опирающиеся на подшипники. Вращение от электродвигателя через многоступенчатый редуктор передается на зубчатую шестерню, закрепленную на одной из цапф. Внутреннее пространство фильтра разделено на секторы, соединенные трубами с цапфой, на которой закреплена ячейковая шайба, вращающаяся вместе с барабаном.

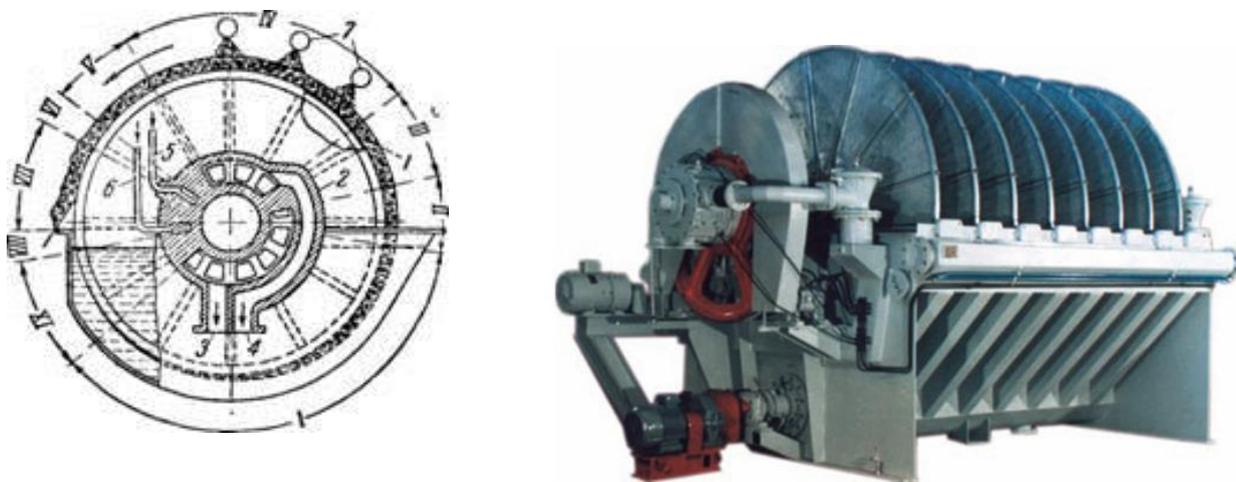


Рис. 112. Схема и общий вид вакуум – фильтра с наружной фильтрующей поверхностью: 1– барабан; 2 – распределительная головка; 3, 4 – патрубки для вакуума; 5, 6 – патрубки для сжатого воздуха; 7–труба для воды

К срезу цапфы пружинами прижимается распределительная головка (в фильтр большого типоразмера распределительные головки устанавливаются с обеих сторон, при этом внутреннее пространство барабана делится сплошной перегородкой на две части). Через окна в неподвижной распределительной головке внутренние полости барабана подключаются к вакууму, через них подается сжатый воздух, вода для промывки

фильтроткани, удаляется в фильтрат. На рисунке 114 приведена схема фильтрации на диске, движущемся непрерывно, за счет вращения вала, соединенного с распределительными головками, через которые удаляется фильтрат за счет вакуума и подается сжатый воздух для отдувки осадка.

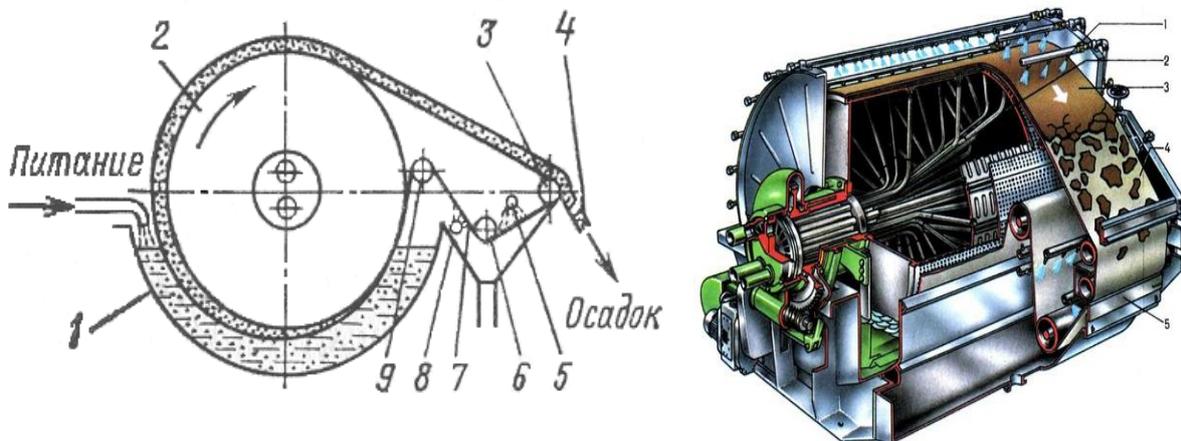


Рис.113. Схема и разрез барабанного вакуум-фильтра со сходящим полотном: 1 – ванна, 2 – барабан, 3,6,9 – разгрузочный, промывной и направляющий ролик, 4 – нож, 5 – брызгала, 7 – фильтроткань, 8 – лоток

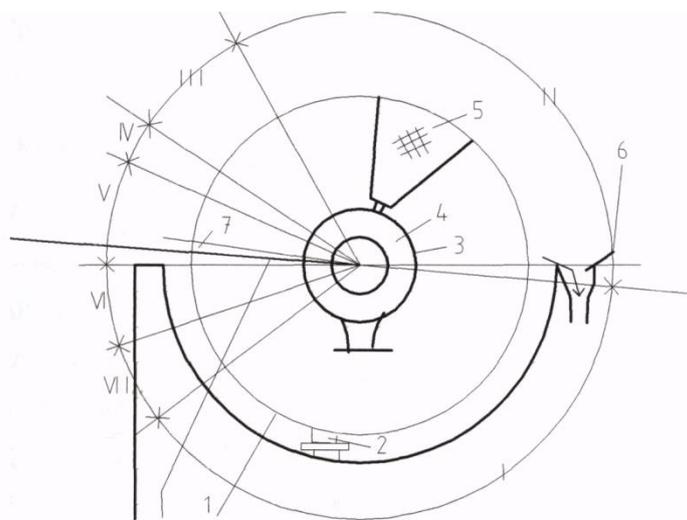


Рис. 114. Схема фильтрации (распределение зон, их размеры) на дисковом вакуум-фильтре: 1 - ванна; 2 - патрубков подачи питания; 3 - пустотный вал; 4 - распределительная головка; 5 - сектор диска (12 шт.); 6 - перелив пульпы; 7 - нож для съема осадка

Процесс фильтрации протекает в три стадии и распределяется по зонам фильтрации:

I - зона набора осадка (153°) и фильтрации (под действием разности давления происходит образование осадка на фильтровой ткани диска при одновременном удалении фильтрата); II - зона просушки (159°) сушка осадка под действием воздуха, просасываемого через осадок, и удаление влаги по порам осадка; III, IV, VII - зона мертвая; IV - зона отдувки осадка ($15-25^\circ$) - под действием сжатого воздуха, проходящего из вала в атмосферу, осадок

отделяется от фильтроткани; V - зона снятия осадка ножами и отдувкой; VI - зона продувки, регенерации фильтровальной ткани.

Процесс фильтрования является непрерывным – каждый сектор барабана последовательно проходит все циклы фильтрования. Максимальная площадь фильтрования для барабанных вакуум-фильтров – 40 м^2 , скорость вращения барабана – $0,5-10 \text{ мин}^{-1}$, удельная производительность – $0,1-1 \text{ т}/(\text{м}^2 \cdot \text{час})$. Барабанные вакуум-фильтры применяют для фильтрования тонких осадков.

Принцип работы *дискового вакуум-фильтра* аналогичен принципу работы барабанного фильтра. Дисковый вакуум-фильтр предназначен для разделения пульп с близкими по размерам частицами твёрдой фазы, имеет развитую фильтрующую поверхность. В дисковом вакуум-фильтре на горизонтально расположенном полом валу, разделённом на секции, укреплены вертикальные диски. Вал с дисками вращается в корыте, имеющем форму полуцилиндра и заполненном фильтруемой пульпой. Каждый диск состоит из обтянутых фильтрующей поверхностью полых секторов, имеющих с обеих сторон перфорированную или рифлёную поверхность. Полость каждого сектора диска сообщается с отводящим каналом для удаления фильтрата. Съём осадка осуществляют сжатым воздухом (отдувка), посредством ножей и валков (рис.115).

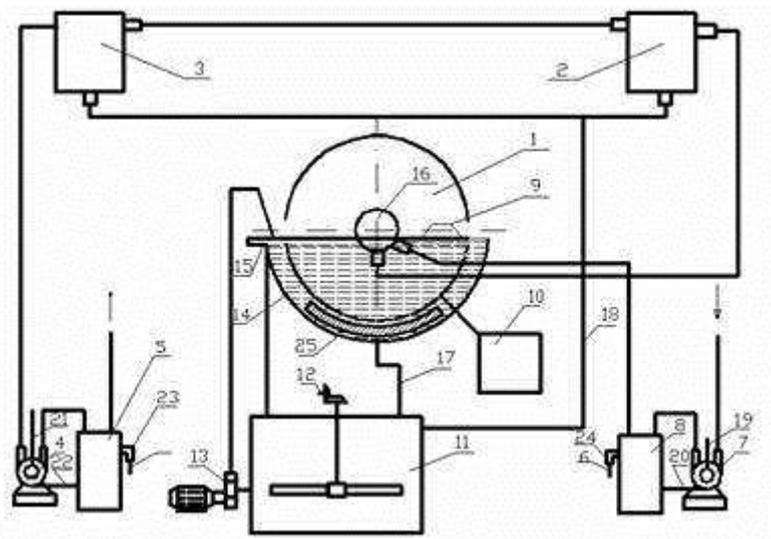


Рис. 115. Схема и установка дискового вакуум фильтра

Основным элементом вакуум-фильтра являются фильтрующие диски 1. Диск состоит из 12-ти сетчатых секторов обтянутых фильтровальной тканью. Секторы при помощи шпилек собираются в диски и через полый вал по каналам соединяются с распределительной головкой 16. Фильтрат под действием вакуума проходит через фильтрующую ткань, полость сектора, канал полого вала, распределительную головку 16 по трубопроводу попадает в вакуум-ресивер 2, где происходит отделение воздуха от фильтрата. Воздух из вакуум-ресивера 2 для дальнейшей очистки поступает в ловушку 3. Из ловушки воздух через вакуум-насос 4 и водоотделитель 5 выбрасывается в атмосферу. Пульпа перемешивается в емкости 11 перемешивающим устройством 12 и подается в корыто фильтра 14 насосом 13. Избыток суспензии через переливной желоб поступает в емкость 11. Кек, образовавшийся в процессе фильтрования на дисках, отдувается сжатым воздухом, нагнетаемым воздуходувкой 7 в ресивер-водоотделитель 8.

Механизмом мгновенной отдувки кека сжатый воздух порциями подается через полый вал в полость сектора, в результате чего происходит отделение кека от ткани. Дополнительно кек снимается с ткани, прилегающими к ней ножами 9. Кек, падающий под собственным весом собирается в сборник 10. Дисковые вакуум-фильтры имеют значительно большую площадь фильтрования в сравнении с барабанными фильтрами при аналогичных размерах установки и технических характеристиках. Кроме того, возможна замена фильтроткани на отдельном секторе, что существенно снижает эксплуатационные затраты. Это обуславливает более широкое применение дисковых вакуум-фильтров на обогатительных фабриках. Влажность получаемых осадков при фильтровании находится в пределах 9 - 10% - для магнитных и флотационных концентратов, получаемых из руд черных и цветных металлов, 15-25% - для неметаллических полезных ископаемых и угля. Влажность осадка барабанных вакуум-фильтров обычно на 1-2% ниже, чем дисковых.

Для фильтрования крупнозернистых пульп, твердые частицы которых не удерживаются на вертикальных поверхностях дисковых и, отчасти, барабанных фильтров, применяются *ленточные* вакуум-фильтры, по своей конструкции, напоминающие ленточный конвейер (рис.116).

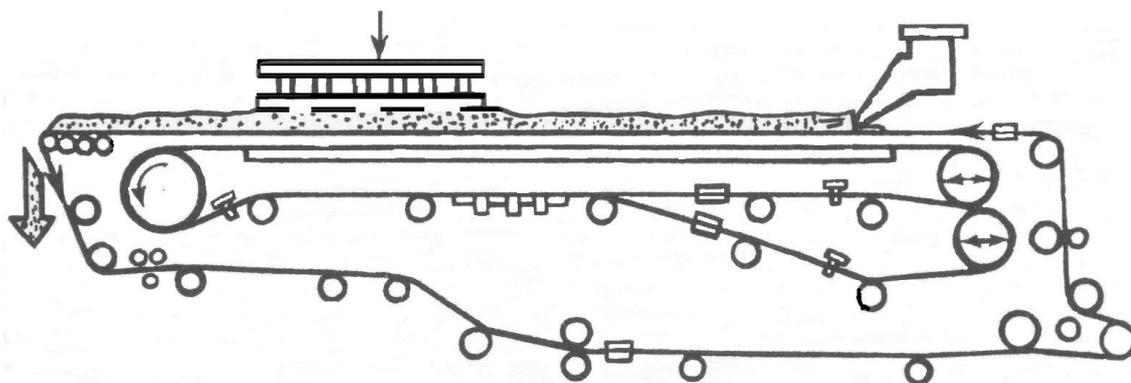


Рис. 116. Схема ленточного вакуум – фильтра со сходящим полотном

Ленточные вакуум – фильтры различают со сходящим полотном и с внутренней фильтрующей поверхностью. Ленточный вакуум-фильтр представляет собой работающий под вакуумом аппарат непрерывного действия, перфорированная резиновая лента перемещается по замкнутому пути с помощью приводного и натяжного барабанов. Фильтрующая ткань прижимается к ленте при натяжении роликами. Из лотка на фильтровальную ткань подается суспензия. Фильтрат отсасывается в вакуум-камеры, находящиеся под лентой, и выводится из аппарата. Отложившийся на ткани осадок промывается жидкостью, подаваемой из форсунок. Промывная жидкость отсасывается в другие вакуум-камеры и также отводится из аппарата. Осадок благодаря вакууму подсушивается и при перегибе ленты через валик отделяется от ткани и сбрасывается в бункер. На обратном пути между роликами фильтровальная ткань регенерируется: очищается с помощью механических щеток, пропаривается или промывается жидкостью. Достоинства фильтра простота устройства, хорошие условия промывки и обезвоживания осадка. Недостатки небольшая удельная поверхность и довольно быстрый износ фильтровальной ленты, громоздкость аппарата и сложность герметизации.

Применяемые на обогатительных фабриках схемы вакуум-фильтровальных установок предполагают использование различного вспомогательного оборудования: ресиверов, гидроловушек, гидрозатворов, барометрических труб, вакуум-насосов, воздуходувок. В зависимости от используемого способа удаления получаемого фильтрата из ресивера, различают две схемы установок – с самотечным и с принудительным удалением фильтрата. Схема с самотечным удалением фильтрата более проста, однако требует установки вакуум-фильтров на верхних отметках фильтровальных отделений. При принудительной откачке фильтрата вакуум – фильтры могут располагаться на нижних отметках зданий, исключается возможность забивания гидрозатворов твердой фазой, но при использовании схемы с принудительной откачкой фильтрата требуется установка фильтратных насосов и более сложная система автоматического контроля процесса.

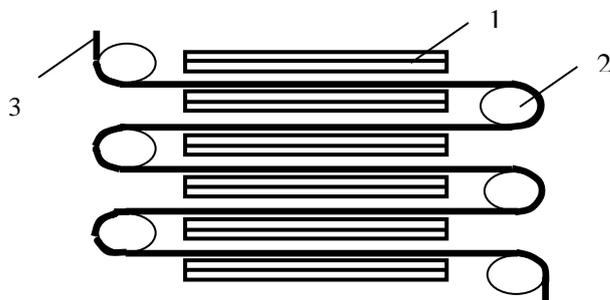
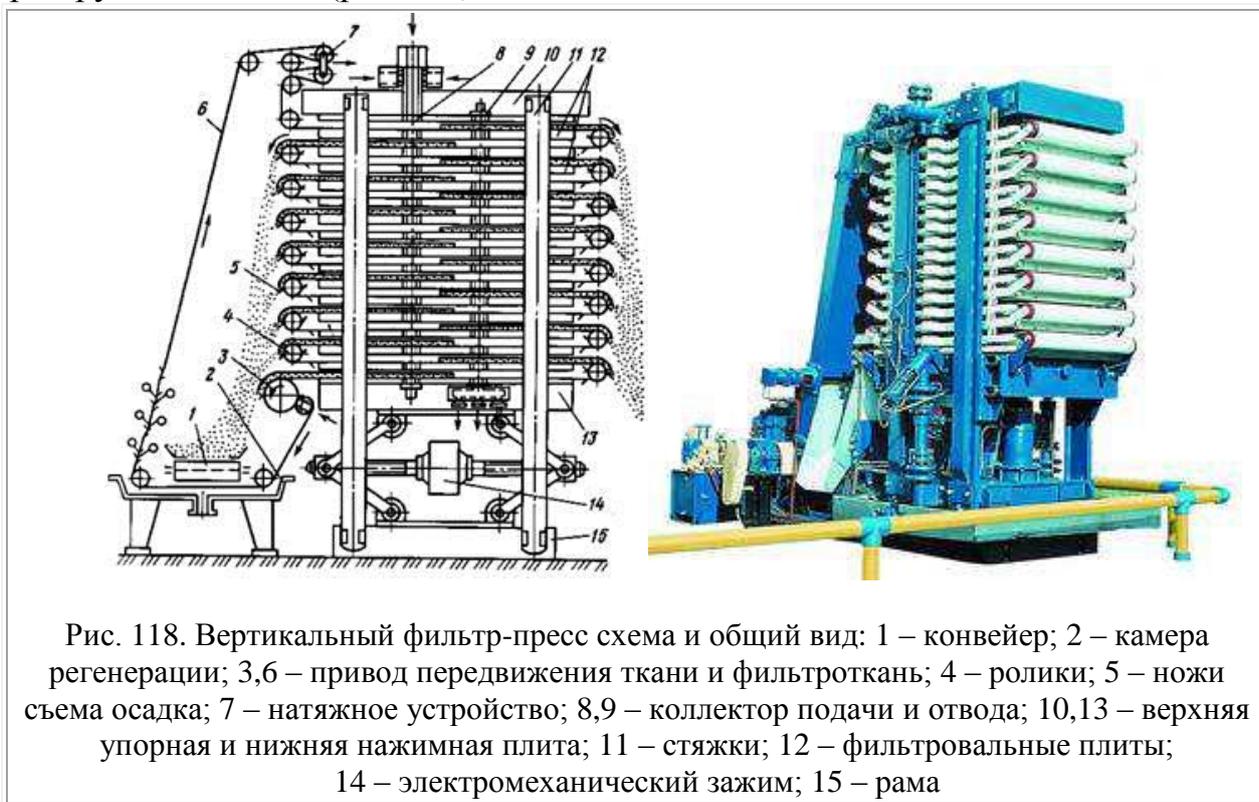


Рис.117. Схема фильтр – пресса: 1 – фильтровальные элементы (плиты и рамы), 2 – приводной ролик, 3 – фильтроткань

Процесс фильтрования в *фильтр-прессах* – дискретный. Фильтрование происходит в вертикальных или горизонтальных камерах, образуемых фильтровальными плитами, перфорированные, ребристые или рифленые

стенки которых обтянуты фильтротканью (рис.117). Цикл фильтрования осуществляется следующим образом: фильтровальные плиты сжимают, подают в камеры пульпу под давлением до полного заполнения камер, при этом жидкая фаза «отжимается» через фильтроткань (при необходимости осуществляют продувку осадка сжатым воздухом), раздвигают плиты и разгружают осадок (рис.118).



Избыточное давление может создаваться подачей воды под давлением в каждую камеру, которая воздействует на фильтруемую пульпу через резиновую диафрагму, установленную на одной из стенок камер. Площадь фильтрования фильтр-прессов может достигать до 300 м². Например, в ленточном фильтр-прессе «Флок-Пресс» (фирма «Дегренон», Франция) питание, предварительно обработанное флокулянтами, по загрузочному устройству 3 подается на горизонтальный участок движущейся фильтровальной ленты 2 (рис.119). На горизонтальном участке лента поддерживается опорными роликами 4 и на нем происходит естественное дренирование воды под действием гравитационных сил. После обезвоживания дренированием материал поступает на криволинейный участок прессования в зону сжатия между двумя фильтрующими лентами. Осадок отжимается резиноканевой лентой 6, движущейся синхронно с фильтровальной лентой 2. Сжимающая лента огибает ролики 5 и 8. Ось ролика 5 может перемещаться в вертикальном направлении с помощью домкрата 7, что позволяет регулировать расстояние между барабаном 13 и роликом 5. Зазор между фильтровальной и сжимающей лентами на криволинейном участке уменьшается, а сжимающее усилие увеличивается. Фильтровальная лента огибает перфорированный барабан 13, в который

стекает отжимаемый фильтрат. Затем фильтровальная лента огибает ролики 8 и 11, промывается водой, проходя между брызгалами 14, и выравнивается между роликами 1 под действием сжатого воздуха. Осадок отжимается резиноканевой лентой 6, движущейся синхронно с фильтровальной лентой 2. Сжимающая лента огибает ролики 5 и 8. Ось ролика 5 может перемещаться в вертикальном направлении с помощью домкрата 7, что позволяет регулировать расстояние между барабаном 13 и роликом 5. Зазор между фильтровальной и сжимающей лентами на криволинейном участке уменьшается, а сжимающее усилие увеличивается. Фильтровальная лента огибает перфорированный барабан 13, в который стекает отжимаемый фильтрат. Затем фильтровальная лента огибает ролики 8 и 11, промывается водой, проходя между брызгалами 14, и выравнивается между роликами 1 под действием сжатого воздуха.

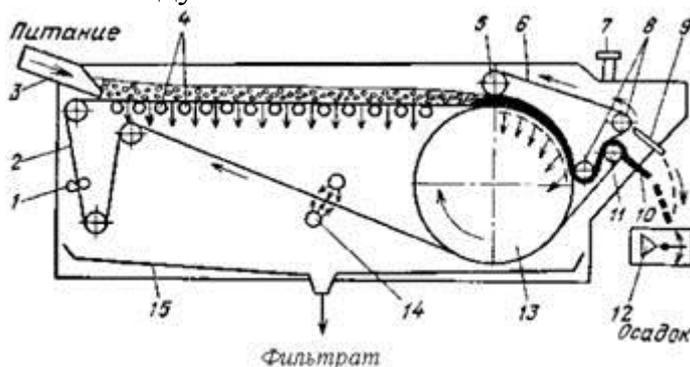


Рис. 119. Ленточный фильтр-пресс

Обезвоженный осадок удаляется с фильтровальной ленты гибким скребком 10, а скребком 9 сжимающая лента очищается от остатков осадка. Выгрузка осадка непрерывно контролируется устройством 12, с помощью которого фильтр-пресс останавливается при отсутствии выгружаемого осадка. Промывка лент производится подачей на брызгала воды под давлением 0,3–0,4 МПа. Расход воды составляет 2,5–3 м³/час на 1 м ширины ленты, а если лента сильно загрязнена, расход воды увеличивается до 6–7 м³/час. Фильтрат и промывная вода удаляются самотеком через поддон 15. Ленточные фильтр-прессы компактнее и дешевле камерных, имеют более низкий расход электроэнергии, они проще в эксплуатации и обслуживании. Влажность осадков, получаемых на ленточных и камерных фильтр-прессах, примерно одинаковая.

В последние годы для обезвоживания концентрата применяют метод фильтрования на керамических дисковых вакуум-фильтрах. Технологически процесс фильтрации пульпы в вакуумной фильтрационной установке на керамических фильтрах состоит из двух процессов: *фильтрация* и *кислотная промывка*. Керамические дисковые вакуум-фильтры – представляют собой современную модель высокоэффективного фильтровального оборудования (рис.120). Разделение суспензии на твёрдую и жидкую фазы происходит при одновременном воздействии вакуума и капиллярного эффекта керамической лопатки. Данный тип фильтра позволяет выделять мелкодисперсные фракции

(до 0,002 мм) и обеспечивает высокую чистоту фильтрата. Фильтры объединяют в своей конструкции преимущества керамических патронных фильтров и дисковых вакуум-фильтров, что в комплексе с регенерацией фильтровальной перегородки, путем обратной продувки водо-воздушной смесью, кислотной или ультразвуковой очисткой позволяет получить автоматизированный полностью процесс тонкой фильтрации.

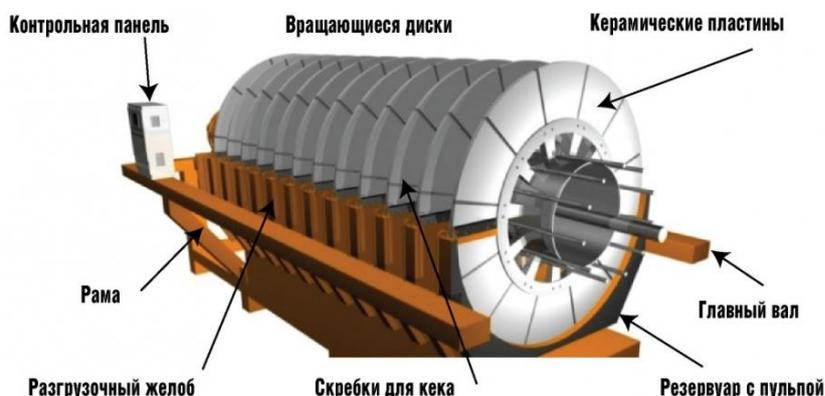


Рис. 120. Схема керамического дискового вакуум – фильтра

Керамический дисковый вакуум-фильтр состоит:

- рама фильтра с корытом, мешалкой с приводом и механизмом съема осадка;
- рабочий вал фильтра с приводом, фильтровальными лопатками, коллекторной системой отвода фильтрата и распределительной головкой;
- коллекторная система промывки осадка с форсунками;
- система регенерации фильтровальных элементов;
- вакуумметрическая система;
- система управления фильтром с регулируемыми клапанами на подводящих и отводящих магистралях.

Технологический цикл работы вакуум-фильтра определяется распределительной головкой.

Зона фильтрации. При вращении рабочего вала фильтрующий элемент погружается в суспензию. Под воздействием вакуума и капиллярного эффекта керамической лопатки на её поверхности образуется отфильтрованный осадок. Фильтрат через керамическую лопатку, коллекторную систему и вакуумметрическую систему поступает в дренажную ёмкость.

Зона промывки осадка. Фильтрующий элемент с отфильтрованным осадком выходит из суспензии и промывается распылением технологической жидкостью посредством форсунок.

Зона сушки осадка. Дальнейшее непрерывное обезвоживание фильтровального осадка проводится под действием высокого вакуумного разряжения.

Зона выгрузки осадка. Скребок снимает подсушенный осадок с лопатки.

Зона регенерации фильтрующего элемента. После скребка техническая вода с воздухом из воздушной магистрали, образуя водо-воздушную смесь,

поступает в керамические пластины через коллекторную систему и промывает забитые поры обратной продувкой. Наличие гидроаккумулятора в системе позволяет стабилизировать давление в системе и повысить эффективность, предусмотрена дополнительная более глубокая очистка с использованием ультразвука и низко-концентрированной кислоты.

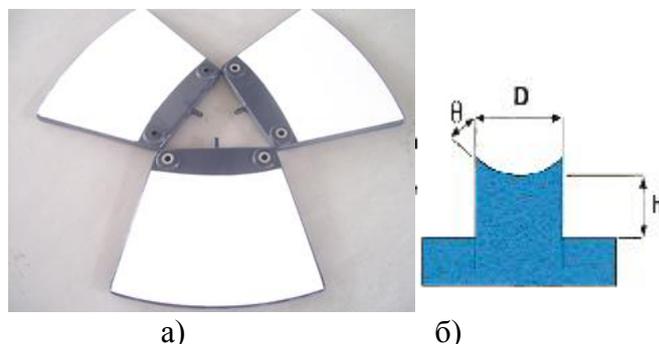


Рис.121. Фильтровальная керамическая лопатка (а) и закон Янга-Лапласа (б)

Фильтровальная керамическая лопатка, созданная на основе новейших технологий неорганических мембран, представляет собой цельную формованную пластину из керамического связующего вещества и агента образующего поры (рис.121,а).

Для улучшения воздухопроницаемости и равномерного распределения высокой фильтрующей способности наружной поверхности, лопатка имеет развитую дренажную систему. Лопатка стойка к воздействию разных кислот, щелочей, солей и большинства растворителей при температуре ниже 90°С.

Основой фильтра является диск с лопатками из керамического материала, имеющего высокую микропористость.

Основной принцип прост, и это позволяет сэкономить на громоздком вспомогательном оборудовании. Закон Янга-Лапласа описывает капиллярный эффект и количественное соотношение между диаметром пор, силой поверхностного натяжения и углом смачивания. Подбирая определенный диаметр пор можно исключить прохождение воздуха сквозь эти поры, что минимизирует расход электроэнергии (рис.121,б):

$$r = \frac{4\gamma \cdot \cos\theta}{D}, \quad D = \frac{4\gamma \cdot \cos\theta}{\Delta p},$$

где Δp - капиллярное давление, необходимое для прохождения пузырьков газа, Па; γ - поверхностное натяжение, Н/м; θ - угол смачивания, град; D - диаметр поры, м.

Фильтрат дренирует через керамические диски, погруженные в пульпу, при этом кек формируется на поверхности дисков. Несмотря на подвод глубокого вакуума к мембране, через неё проходит только жидкость и не проходит воздух.

Таким образом, в фильтрах применяется маленький (2,2 кВт) вакуумный насос для создания потока фильтрата от мембраны до сборника фильтрата. Это составляет существенное отличие от традиционных вакуумных дисковых фильтров, где имеются большие потери вакуума сквозь тканевую фильтрующую перегородку, что требует установки больших вакуумных насосов.

Кек снимается с керамических дисков скребками, что исключает стадию отдувки и, соответственно, применение сжатого воздуха.

4.1.5. Сушка

Для снижения массовой доли влаги в товарных продуктах обогащения до установленных норм предусматривается термическая сушка. Термическая сушка является второй стадией обезвоживания концентрата после вакуум – фильтров с целью снижения влажности до 3-4%. Например, зимой при транспортировке концентрат подвергается смерзанию в вагонах, что сильно затрудняет их выгрузку, резко осложняет работу железнодорожного транспорта и промышленных предприятий, не позволяет эффективно использовать имеющиеся разгрузочные комплексы и устройства. Основная причина смерзания насыпных грузов зимой их повышенная влажность. Саморазгружающийся подвижной состав в большинстве случаев невозможно разгрузить без предварительного разрыхления или оттаивания находящегося в нем смерзшего материала. Поэтому в условиях резкого перепада температур, больших расстояний перевозок, вопросы предупреждения смерзания сырья в пути следования и ускорения их выгрузки зимой являются актуальными. Снижение влажности перед погрузкой насыпного груза до предела, при котором он защищается от смерзания и примерзания к стенкам и полу вагонов - один из основных способов борьбы со смерзаемостью. Достоинство термической сушки состоит в том, что она устраняет саму причину смерзания грузов и исключает необходимость транспортирования излишней влаги.

Для сушки продуктов обогащения применяют барабанные сушилки, в некоторых случаях – подовые, конвейерные, трубные, трубы – сушилки и сушилки кипящего слоя. В качестве сушильного агента (теплоносителя) обычно используются продукты сгорания топлива. Для сушки рудных продуктов применяются в основном газовые барабанные прямоточные сушилки. *Барабанные сушилки* предназначены для сушки концентрата, крупнозернистого шлама (0,5 – 3 мм), частично мелкого концентрата (0,5 – 13 мм). Схема установки барабанной сушилки приведена на рисунке 122, барабанная сушилка на рисунке 123. Сушка влажного материала осуществляется при его контакте с горячим газом, который образуется в топке. С помощью дымососа горячий газ (700-800°С) просасывается через сушильный барабан, где контактирует с влажным материалом. Происходит испарение влаги, сушёный материал удаляется через разгрузочную камеру. Отработанный газ вместе с частицами пыли попадает в систему пылеулавливания – батарейные циклоны и выбрасывается в атмосферу, пройдя мокрую очистку в скруббере.

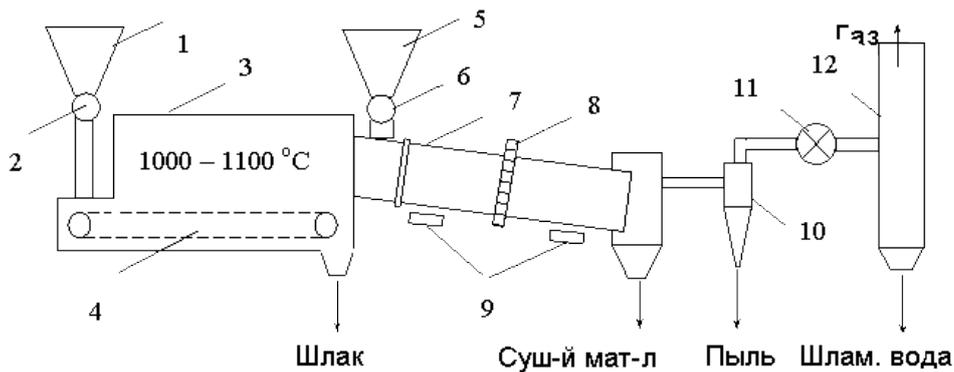


Рис. 122. Схема барабанной сушилки: 1,5 – бункер топлива и влажного продукта; 2,6 – питатель; 3 – топка; 4 – подвижная колосниковая решетка; 7 – сушильный барабан; 8 – зубчатый венец привода барабана; 9 – опорные катки барабана; 10 – батарейный циклон; 11 – дымосос; 12 – скруббер

Для лучшего контакта горячего газа с влажным материалом на внутренней поверхности барабана устанавливаются лопасти, разрыхляющие материал. Преимущества барабанных сушилок – относительно большая производительность, малое потребление электроэнергии; недостатки – большой унос пыли с газами, большие габаритные размеры сушилки, которые требуют больших площадей и пролетов сушильного цеха. Барабанные сушилки изготавливаются диаметром от 1000 до 3500 мм и длиной от 4000 до 27000 мм.

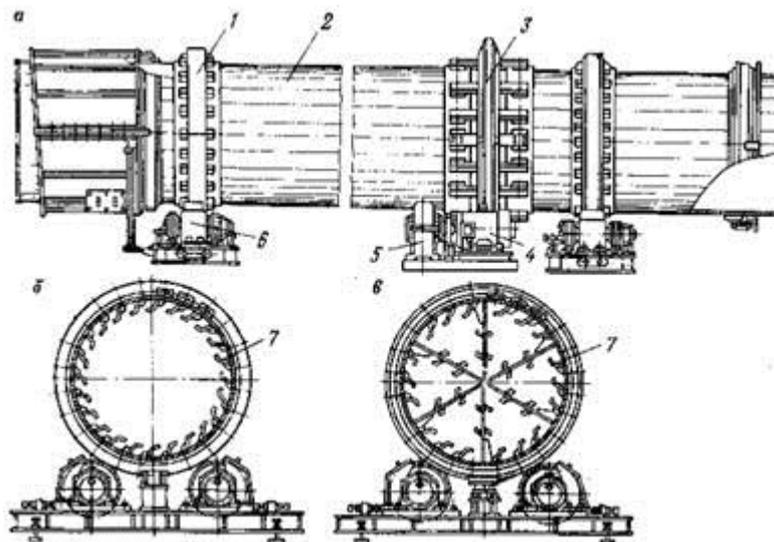


Рис. 123. Барабанная сушилка: общий вид (а), лопастная (б) и секторная (в) насадки; 1 – бандажи; 2 – барабан; 3 – зубчатый венец; 4 – редуктор; 5 – электродвигатель; 6 – опорные ролики; 7 – насадки

Трубы-сушилки предназначены для сушки мелких влагоемких продуктов обогащения, главным образом угольных концентратов: гравитационных (класс 13–0 мм), флотационных (класс 1–0 мм) и шламов (класс 3–0 мм). Эти продукты поступают на сушку чаще всего в смеси в

различных соотношениях. Влажность концентрата после сушки составляет 5–10%. Трубы-сушилки применяют при сушке рудных концентратов, например, для окончательной сушки медной шихты до влажности 1,0 после ее предварительной подсушки до влажности 5–8% в барабанных прямооточных сушилках, также для сушки солей с начальной влажностью 4–8% до конечной влажности 0,1–0,6%.

Основа конструкции трубы-сушилки – вертикальная труба, через которую пропускают горячие дымовые газы (рис.124). Исходный сырой материал взвешивается в потоке газов, подвергаясь интенсивной сушке, и этим же потоком газа выносятся из трубы. Длина рабочего участка трубы-сушилки составляет 15–25 м, высота загрузки 2,5–6 м, диаметр трубы 0,8–1,5 м. Для увеличения срока службы рабочий участок трубы изготовляют из нержавеющей стали с толщиной стенки 6–8 мм. Нижнюю часть трубы футеруют изнутри огнеупорным кирпичом, для восприятия температурных перепадов по длине сушилки предусмотрены компенсаторы. Материал в горячем газовом потоке (700–750°С) сушится практически мгновенно и находится в контакте с горячими газами около 0,5 сек, а во всей системе – около 5 сек.

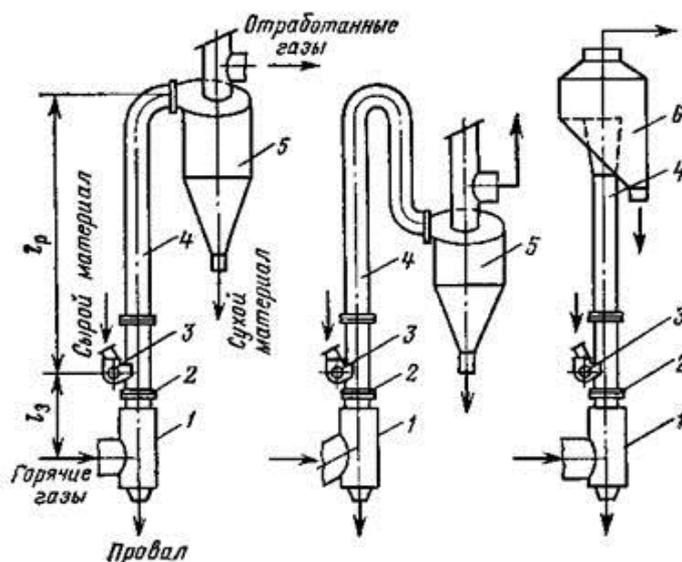


Рис. 124. Схемы труб-сушилок: 1 – устройство подачи горячих газов; 2 – компенсатор; 3 – загрузочное устройство; 4 – труба; 5 – циклон; 6 – сепаратор

Удельное влагонапряжение труб-сушилок в 8–10 раз больше сушильных барабанов. Высушенный материал поступает в циклон или сепаратор, в котором твердая фаза отделяется от газообразной. Отработанные газы из циклона поступают на вторую стадию их очистки. Скорость газов на выходе из сушилки поддерживается в пределах 30–40 м/сек, температура – 90–130°С. Преимущества сушки материалов во взвешенном состоянии: простота конструкции сушилки; сравнительно невысокие капитальные затраты; большая скорость сушки, обусловленная интенсивной передачей тепла от газов к взвешенным частицам материала. Вместе с тем скорость

движения газов должна быть в 1,25–1,5 раз больше скорости витания наиболее крупных частиц, а на это требуются большие затраты энергии.

Сушилки с кипящим слоем являются одним из прогрессивных типов аппарата для сушки. Процесс в кипящем слое позволяет значительно увеличить поверхность контакта между частицами материала и сушильным агентом, интенсифицировать испарение влаги из материала и сократить (до нескольких минут) продолжительность сушки. Сушилки с кипящим слоем в настоящее время успешно применяются в химической технологии не только для сушки сильносыпучих зернистых материалов (минеральные и органические соли), но и материалов, подверженных комкованию (сульфат аммония, поливинилхлорид, полиэтилен и другие полимеры), а также пастообразных материалов (пигменты, анилиновые красители), растворов, расплавов и суспензий. Наиболее распространены однокамерные сушилки непрерывного действия (рис.125). Высушиваемый материал подается из бункера питателем в слой материала, «кипящего» на газораспределительной решетке в камере сушилки. Сушильный агент – горячий воздух или топочные газы, разбавленные воздухом, который подается в смесительную камеру вентилятором проходит с заданной скоростью через отверстия решетки и поддерживает на ней материал в кипящем (псевдооживленном) состоянии.

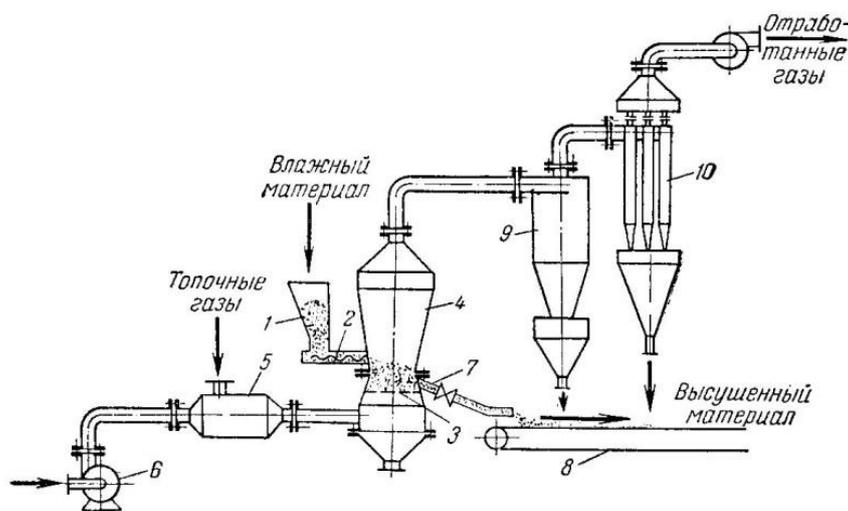


Рис.125. Однокамерная сушилка с кипящим слоем: 1 – бункер; 2 – питатель; 3 – газораспределительная решетка; 4,5 – камера сушилки и смесительная камера; 6 – вентилятор; 7 – штуцер для выгрузки высушенного материала; 8 – транспортер; 9 – циклон; 10 – батарейный пылеуловитель

Высушенный материал ссыпается через штуцер несколько выше решетки и удаляется транспортером. Отработанные газы очищаются от унесенной пыли в циклоне и батарейном пылеуловителе, после чего выбрасываются в атмосферу. В сушилках этого типа с цилиндрическим корпусом наблюдается значительная неравномерность сушки, обусловленная тем, что при интенсивном перемешивании в слое время пребывания

отдельных частиц существенно отличается от его средней величины. Поэтому применяют сушилки с расширяющимся кверху сечением, например коническим. Скорость газа внизу камеры должна превышать скорость осаждения самых крупных частиц, а вверху – быть меньше скорости осаждения самых мелких частиц. При такой форме камеры достигается более организованная циркуляция твердых частиц, которые поднимаются в центре и опускаются (в виде менее разреженной фазы) у периферии аппарата. Благодаря снижению скорости газов по мере их подъема улучшается распределение частиц по крупности и уменьшается унос пыли. Это повышает равномерность нагрева (более мелкие частицы, поднимающиеся выше, находятся в области более низких температур) и позволяет уменьшить высоту камеры.

Для материалов, мало чувствительных к нагреву, применяют двух- и трехсекционные ступенчато-противоточные сушилки с кипящим слоем. Для сушки небольших количеств различных продуктов применяют периодически действующие сушилки с кипящим слоем. В этих аппаратах эффективно используют подачу сушильного агента импульсами, вызывающими кратковременное псевдооживление материала. Таким способом удается достичь равномерной сушки материалов, склонных к слипанию, и кристаллических материалов без значительного истирания их частиц.

4.1.6. Технологические схемы обезвоживания

Выбор схемы обезвоживания продуктов обогащения зависит от минерального состава твердой фазы, принятой схемы обогащения, крупности и содержания влаги в исходном продукте, требуемой влажности конечного продукта. Обезвоживание крупных классов (+10 мм для углей, +3 мм для руд) особых затруднений не вызывает, более сложно обезвоживание мелких классов (-10+0,5 мм для углей, -3+0,1 мм для руд), самым сложным является обезвоживание тонких классов – шламов (менее 0,1–0,5 мм). Крупные продукты обезвоживания – концентраты, промпродукты и хвосты обычно обезвоживают в одну или две стадии дренированием (рис 126). Первая стадия обезвоживания осуществляется в обезвоживающих элеваторах или на неподвижных грохотах. Вторая стадия обезвоживания, если не достигается требуемая влажность продукта после первого приема обезвоживания, производится на подвижных грохотах, в обезвоживающих бункерах или на дренажных складах. В настоящее время отдают предпочтение обезвоживанию крупных продуктов на грохотах ввиду продолжительности процесса обезвоживания в бункерах и их значительных объемов. Для предварительного сброса части жидкой фазы суспензии применяют неподвижные прямолинейные или дуговые грохоты, окончательное обезвоживание осуществляется на механических обезвоживающих грохотах типа ГИСЛ или ГРЛ.



Рис. 126. Схема обезвоживания крупного продукта

Дополнительное снижение влаги достигается при ополаскивании струей воды материала, движущегося по поверхности сита. Конечная влажность обезвоженного крупного продукта составляет до 6–7%.

Мелкие продукты обогащения – концентраты, промпродукты, отходы, полученные при обогащении углей, обезвоживают в три или четыре стадии. Первая стадия обезвоживания – предварительный сброс части жидкой фазы суспензии – осуществляется на неподвижных грохотах, вторая стадия – на механических обезвоживающих грохотах, третья стадия – в фильтрующих центрифугах, позволяющих снизить конечную влажность до 7–8%. Продукт такой влажности летом отгружают потребителям, а зимой, для предупреждения смерзания, сушат до влажности 3–4%. Предварительное обезвоживание средне- и мелкозернистых концентратов, получаемых при обогащении железных и марганцевых руд, осуществляется в спиральных классификаторах, окончательное – в штабелях на дренажных складах.

При сгущении продуктов, содержащих значительное количество песковых фракций, производится предварительная классификация продукта в гидроциклонах, на сгущение направляется слив гидроциклона, а пески поступают на второй прием обезвоживания – непосредственно на фильтрование. Схема обезвоживания мелкозернистого железосодержащего концентрата (60% класса минус 0,071 мм) приведена на рисунке 127. По этой схеме концентрат в первом приеме обезвоживания в гидроциклонах или спиральных классификаторах разделяется на пески и шламы, которые затем обезвоживаются отдельно. Крупнозернистый продукт (пески) направляется на фильтрование на ленточном вакуум-фильтре с получением кека влажностью 9%. Слив гидроциклона сгущается в радиальном сгустителе и далее сгущенный продукт обезвоживается на дисковых вакуум-фильтрах до влажности 12%.



Рис. 127. Схема обезвоживания мелкозернистого магнетитового концентрата

Кек ленточного и дискового вакуум-фильтров поступают на дренажный склад, где происходит дополнительное снижение влажности концентрата до 8,1%. В зимнее время концентрат с дренажного склада подсушивают до влажности 2–5%. Сливы сгустителей и фильтраты используют как оборотную воду. Обезвоживание тонкоизмельченных концентратов руд черных и цветных металлов и некоторых неметаллических полезных ископаемых производится в три стадии по схемам, приведенным на рис. 127,128. В первом приеме обезвоживания концентраты сгущаются в радиальных одноярусных сгустителях. В последние годы в основном используются сгустители с центральным приводом, также получили распространение высокопроизводительные сгустители SUPAFLO. Сгущенные продукты с высоким содержанием твердого подвергаются фильтрованию, которое производится на вакуум-фильтрах непрерывного действия или на автоматических фильтр-прессах. Выбор типа оборудования для фильтрования определяется в основном характеристикой крупности твердой фазы, ее плотностью, требуемой производительностью и условиями на влажность. Вакуум-фильтры дают лучшие результаты на пульпах с размером твердой фазы 0,03 – 0,10 мм, а фильтр-прессы способны работать с материалом крупностью до 0,001 мм и ниже при низких концентрациях твердого.

При необходимости применяется третий прием обезвоживания – термическая сушка – в тех случаях, когда кек после фильтрования имеет повышенную



Рис. 128. Схема обезвоживания магнетитового концентрата

влажность и не отвечает кондициям на влажность, а также в зимнее время при транспортировании концентратов на значительные расстояния.

Тонкоизмельченные магнетитовые концентраты сгущают в радиальных сгустителях или магнитных дешламаторах до содержания твердого 60–70%. Зачастую на обогатительных фабриках сгустители не устанавливают, а сгущение (уплотнение) магнетитовых концентратов осуществляют на магнитных сепараторах. Однако ввиду существенных недостатков технологической схемы с уплотняющими магнитными сепараторами в разработанной схеме типового фильтровального отделения операция сгущения магнетитового концентрата осуществляется в магнитных дешламаторах. Вторая стадия обезвоживания производится на дисковых вакуум-фильтрах с получением кека влажностью 9,5–10%. Как правило, такая влажность концентрата удовлетворяет требованиям последующего передела – агломерации или окомкования концентрата. На некоторых фабриках кек с вакуум-фильтров выдерживают на закрытых дренажных складах, при этом его влажность снижается еще на 0,5%, одновременно происходит и усреднение концентрата.

Схема обезвоживания тонкоизмельченных флотационных концентратов руд цветных металлов включает в первой стадии сгущение в радиальных сгустителях с подачей флокулянтов (рис.129). Пески сгустителя с содержанием твердого 55–60% перекачиваются на фильтрование. Если в операции фильтрования используются традиционные дисковые или барабанные вакуум-фильтры, то кек с влажностью 12–16% направляется на термическую сушку в барабанных сушилках до влажности 4–6%. Перелив фильтров и фильтрат возвращают в сгуститель. В последние годы на зарубежных обогатительных фабриках и на ряде отечественных фабрик в операции фильтрования

устанавливают вакуум-фильтры с керамическими пластинами, фильтр-прессы, гипербарические (напорные) фильтры, что позволяет получать кек с влажностью 7–10% и исключить из схемы обезвоживания дорогостоящую операцию сушки. На некоторых отечественных флотационных фабриках цветной металлургии при реконструкции фильтровальных отделений дисковые вакуум-фильтры были заменены на фильтр-прессы или вакуум-фильтры *CERAMEC*. Например, при реконструкции Учалинской обогатительной фабрики в место технологических линий, состоящих из вакуум-фильтров, барабанных сушилок и сложной системы очистки отходящих дымовых газов, были установлены четыре фильтр-пресса фирмы *DIEMME* – по два на медном и цинковом концентратах. Это значительно улучшило экологическую обстановку и позволило избежать потерь меди и цинка с отходящими дымовыми газами и со сливами сгустителей.

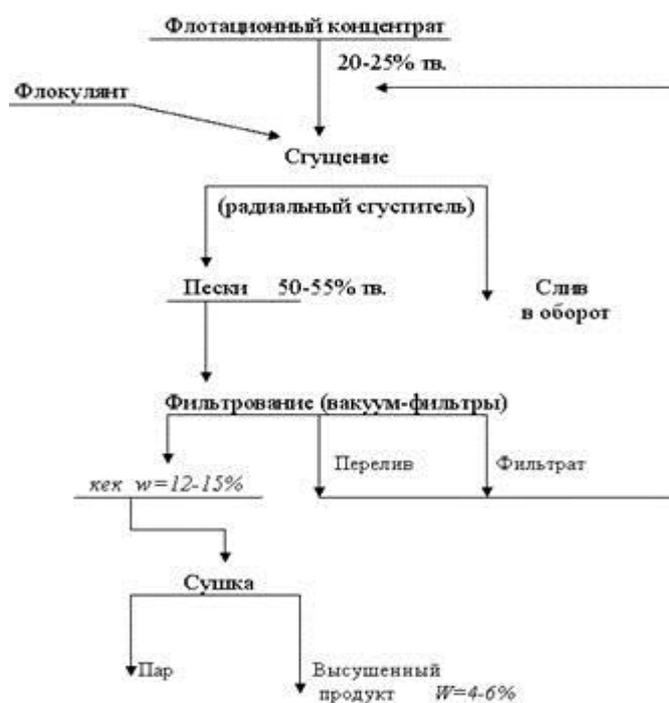


Рис. 129. Схема обезвоживания флотационного концентрата

Фильтр-прессы работают на пульпе, содержащей тонкоизмельченные частицы (более 96% класса минус 0,045 мм), и позволяют получать кек с влажностью 7–8%. Например, при реконструкции фильтровально-сушильного отделения Гайской обогатительной фабрики предусмотрен вывод из эксплуатации действующего фильтровального оборудования с установкой дисковых высокоэффективных фильтров, обеспечивающих кондиционную влажность товарных концентратов без сушки, что позволяет исключить из процесса обезвоживания операцию сушки концентратов в барабанных сушилках. Для фильтрации медного концентрата установлен напорный дисковый фильтр *NBF S 120/10 (Andritz)*, производительностью 100 т/час, остаточной влажностью кека – 7–8%. Для фильтрования цинкового концентрата предусмотрены мембранные фильтр-прессы *MFP 40S 1206/02 Vh (Outokumpu)*, производительностью 5 т/час, остаточной влажностью кека – 11%. На

Норильской обогатительной фабрике в цехе фильтрации успешно эксплуатируются вакуум-фильтры капиллярного действия CERAMEC СС-45. Влажность отфильтрованного медного концентрата составляет 7–8%, что удовлетворяет требованиям к концентрату, поступающему на плавильные агрегаты медеплавильного завода.

Наиболее сложными и многостадийными являются схемы обезвоживания шламов или отходов флотации, предназначенные для получения осадков, пригодных для транспортирования и складирования в твердом виде (рис. 130).

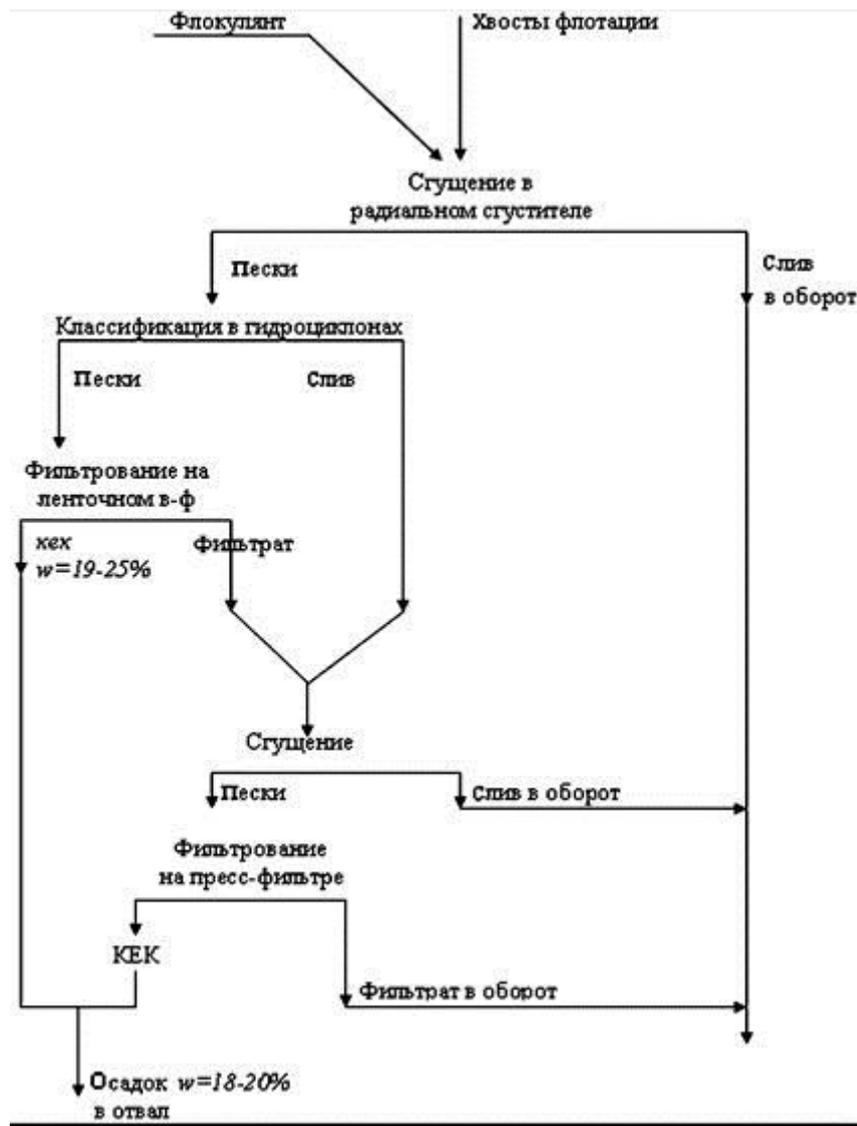


Рис. 130. Схема обезвоживания отходов флотации

Отходы флотации подают на сгущение в радиальный сгуститель, в который с целью интенсификации процесса добавляют флокулянты. Сгущенный продукт откачивают насосом и подают на классификацию в гидроциклонах, с граничной крупностью разделения 0,04–0,07 мм. Пески гидроциклона обезвоживают на ленточном вакуум-фильтре с получением осадка влажностью 19–25%. Слив гидроциклона и фильтрат ленточного вакуум-фильтра направляют в сгуститель, сгущенный продукт которого,

содержащий наиболее тонкую часть отходов, обезвоживают в фильтр-прессах. Сливы сгустителей, а также фильтрат фильтр-пресса направляют в качестве оборотной воды, концентрация твердого в которой не превышает 1 г/л. Влажность осадка ленточного фильтра и фильтр-прессов составляет 18–20%. Осадок пригоден для складирования в твердом виде. Применение указанной схемы обезвоживания отходов флотации позволяет исключить насосную станцию и пульпопроводы для транспортирования отходов в хвостохранилище и значительно уменьшить их объемы.

4.2. Процессы и аппараты для обеспыливания и пылеулавливания

Промышленной пылью называются дисперсные системы, состоящие из твердых частиц, различных по размеру, которые могут находиться в воздухе (газах) в течение продолжительного времени во взвешенном состоянии. Промышленная пыль образуется при дроблении и сухом измельчении полезных ископаемых, грохочении, сухой магнитной сепарации, воздушной сепарации, электросепарации, сушке, в местах пересыпки сухих продуктов и т.п. В зависимости от размера частиц, пыль подразделяют на:

- *крупную* – размер частиц более 100 мкм;
- *мелкую* – размер частиц 100 -10 мкм;
- *тонкую* – размер частиц 10 - 0,1 мкм;
- *весьма тонкую* – размер частиц менее 0,1 мкм.

В зависимости от степени дисперсности вещества подразделяют на: - *собственно пыль* - размер частиц более 10 мкм; - *облака и туманы* - размер частиц более 10 – 0,1 мкм; - *дым* - размер частиц менее 0,1 мкм.

Наличие пыли в продуктах обогащения приводит к потерям ценных компонентов при транспортировке концентратов в открытых емкостях, загрязнению окружающей среды, опасности возникновения взрывов и пожаров при хранении запыленных продуктов и их последующей переработки. Наличие промышленной пыли в воздухе, кроме огне- и взрывоопасности, вредно для здоровья людей. Особенно опасна тонкая и весьма тонкая пыль.

Содержание пыли в продуктах обогащения и в воздухе регламентируется соответствующими стандартами и нормами. Допустимое содержание пыли в воздухе определяется нормами предельно допустимой концентрации (ПДК) (табл.16).

Таблица 16

Предельно допустимые концентрации пыли в воздухе

Пылеобразующие вещества	Предельно допустимые концентрации пыли в воздухе, мг/м ³	
	производственных помещений	выбрасываемых в атмосферу
Порода	1-2	30
Силикаты	4	60
Барит, апатит, фосфорит	6	80
Искусственные абразивы	5	80
Цемент, глина	6	80
Уголь	10	100
Кокс, известняк	6	80

На обогатительных фабриках для уменьшения количества образующейся пыли и снижения ее воздействия на окружающую среду и обслуживающий персонал переходят на установку основного и вспомогательного оборудования с минимальным выделением пыли в окружающую среду, выбирают процессы и аппараты с минимальным образованием пыли, укрывают и тщательно герметизируют оборудование, устанавливают системы аспирации, осуществляют влажную уборку помещений и увлажняют пылящие материалы, используют индивидуальные средства защиты.

4.2.1. Обеспыливание продуктов обогащения

Обеспыливание – это обработка ископаемого минерального сырья или продуктов его обогащения для уменьшения содержания в них пыли и является частью комплекса мер по снижению производственной пыли. Оно может быть, как мокрым, так и сухим. Наиболее интенсивными очагами пылевыделения на обогатительных фабриках является дробильное, сортировочное и транспортное оборудование. Для борьбы с пылью на обогатительных фабриках применяют герметизацию оборудования, аспирацию, а также пылеподавление и пылеулавливание в источниках образования пыли, например герметизацию технологического оборудования жёсткими и мягкими укрытиями (кожухами), транспортное оборудование (конвейера, дисковые питатели, сушильные барабаны и др.) ёмкими укрытиями кабинного типа. На обогатительных фабриках для сухого обеспыливания применяются аппараты с пневматическим способом работы (жалюзийные обеспыливатели), грохоты - обеспыливатели с вдуванием воздуха под решето, центробежные сепараторы, полочные воздушные сепараторы. Для мокрого обеспыливания используют грохоты, гидроциклоны, спиральные классификаторы. В местах интенсивного пылевыделения используют гидро- и парообеспыливание увлажнением материала и подавлением пылевого облака с помощью распыляемой воды или парового тумана. Как правило, на обогатительных фабриках от пылевыделяющего оборудования удаляют воздух запылённостью более 3 г/ м^3 установкой аспирационной вентиляции. Устройство и принцип работы перечисленных аппаратов приведены выше.

4.2.2. Пылеулавливание

Пылеулавливание – процесс улавливания пыли в местах ее образования и скопления с последующим выделением твердой фазы из потоков воздуха или газа посредством местных отсосов вытяжной вентиляционной установки с последующей очисткой запыленного воздуха (газа) в аппаратах пылеулавливания. В зависимости от крупности пыли, ее концентрации, ценности и требуемой степени очистки воздуха, пылеулавливание осуществляется в одну, две или три стадии и может быть сухим или мокрым. Для сухого пылеулавливания используют осадительные камеры, циклоны (одиночные и батарейные), рукавные фильтры и электрофильтры. Для мокрого пылеулавливания используют центробежные скрубберы, мокрые и пенные пылеуловители.

Пылеосадительные камеры не получили широкого распространения вследствие своей громоздкости (рис.131).

Поперечное сечение пылеосадительной камеры значительно больше, чем у воздуховода, по этой причине скорость движения воздуха в ней меньше, и крупные частицы пыли оседают в нижнюю часть камеры, откуда осуществляется их разгрузка. Пылеосадительные камеры позволяют устанавливать большое число полок, тем самым увеличивая площадь поверхности для осаждения пыли. Но, несмотря на это, они способны сделать газ чище не более чем на 30-40%, при этом осаждаются только крупные частицы размером более 5 мкм. По этой причине пылеосадительные камеры применяются для грубой очистки сильно запыленных газов, в которых имеются относительно крупные частицы. В настоящее время пылеосадительные камеры применяют в качестве разгрузочных камер барабанных сушилок и труб-сушилок. В этом случае в пылеосадительных камерах осуществляется первая стадия очистки дымовых газов, в которой улавливается только крупная пыль.

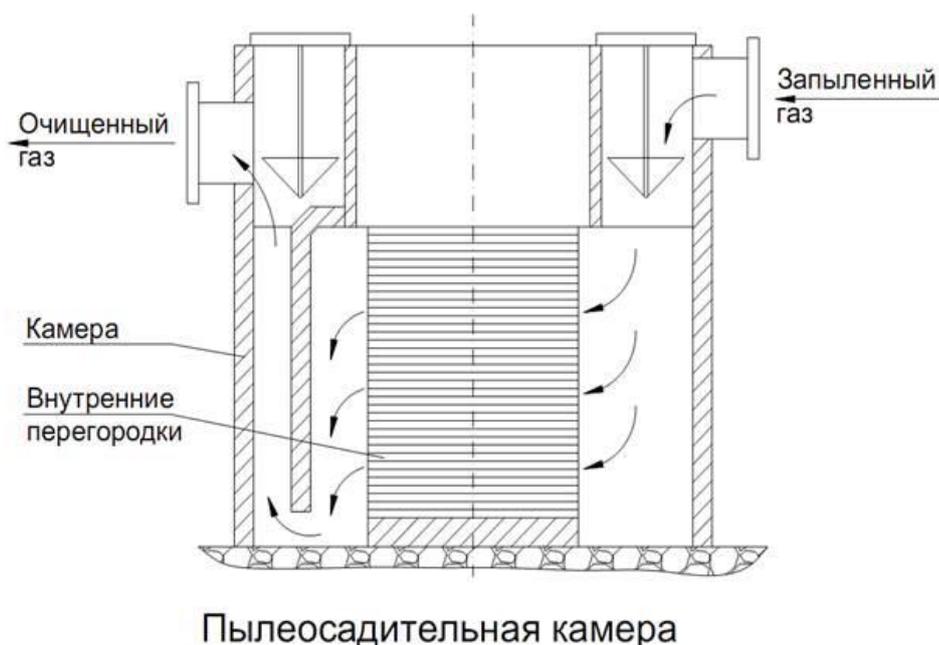


Рис.131. Схема пылеосадительной камеры

Циклоны являются очень широко применяемыми аппаратами для пылеулавливания и составляют наиболее массовую группу среди всех видов пылеулавливающей аппаратуры и применяются во всех отраслях промышленности (рис.132). Циклоны предназначены для улавливания пыли крупностью до 10 – 30 мкм из воздуха и дымовых газов. Принцип очистки – инерционный (с использованием центробежной силы), а также гравитационный. Различают простые и батарейные циклоны. Принцип работы простого циклона заключается в следующем: поток запыленного газа вводится в аппарат через входной патрубок тангенциально в верхней части.

В аппарате формируется вращающийся поток газа, направленный вниз, к конической части аппарата. Под действием центробежной силы частицы

прижимается к внутренним стенкам циклона, теряют скорость и по спиралевидным траекториям перемещаются в нижнюю часть циклона, откуда разгружаются через выпускное отверстие в бункер для сбора пыли. Воздух (газ) очищенный от пыли выходит из циклона через соосную выхлопную трубу. Циклоны улавливают в основном мелкую пыль (крупнее 10 мкм), причем циклоны малого диаметра обладают большей эффективностью (КПД >90%) по сравнению с циклонами большого диаметра (КПД = 60-70%), но имеют значительно меньшую производительность. Диаметр циклонов варьирует от 40 до 250 мм.

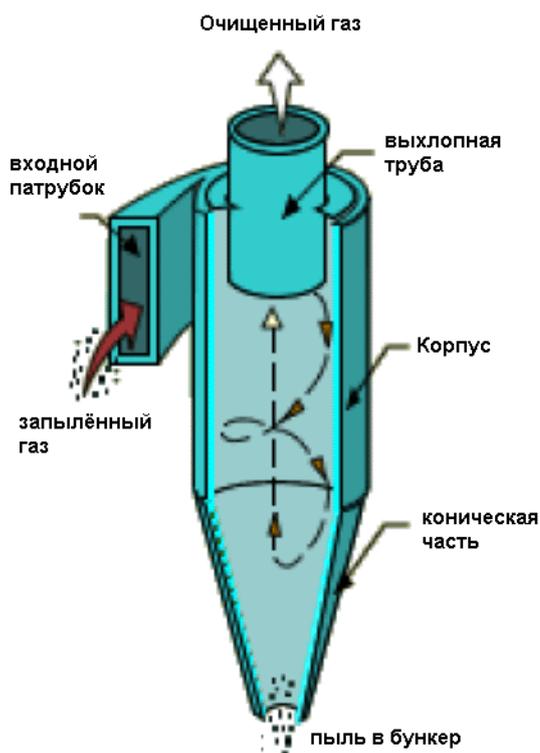


Рис.132. Схема циклона для пылеулавливания

Для более эффективного пылеулавливания устанавливают батарейные циклоны, состоящие из большого количества (до нескольких сотен) циклонов (элементов) небольшого размера. В батарейных циклонах пыль улавливается крупностью до 5 мкм. Циклоны своей цилиндрической частью заключены в камеру, куда подается запыленный воздух. Поскольку индивидуальный подвод воздуха к каждому элементу осуществлять затруднительно, в верхней части каждого циклона устанавливается неподвижная улитка, обеспечивающая «закрутку» воздуха в циклоне. Разгрузка пыли осуществляется из нижней разгрузочной камеры с затвором; очищенный воздух удаляется через патрубок в верхней камере.

Рукавные фильтры являются одним из самых эффективных аппаратов качественной очистки промышленных выбросов. В рукавных фильтрах процесс улавливания пыли происходит на пористой перегородке (фильтроткани) при просасывании через нее запыленного воздуха (по принципу пылесоса). Фильтрующие элементы фильтра выполнены в виде рукавов диаметром до 220 мм, высотой от 3 до 10 м (их число может

составлять несколько сотен) крепятся вертикально внутри камеры, в которой создается разрежение. При этом запыленный воздух поступает внутрь рукавов снизу, а очищенный удаляется из камеры в верхней части. Верхние концы рукавов оснащены крышками и подвешены к общей раме. Нижние концы рукавов открыты и крепятся на патрубках общей трубной решетки.

Рукавный фильтр состоит из нескольких параллельно работающих секций (рис.133).

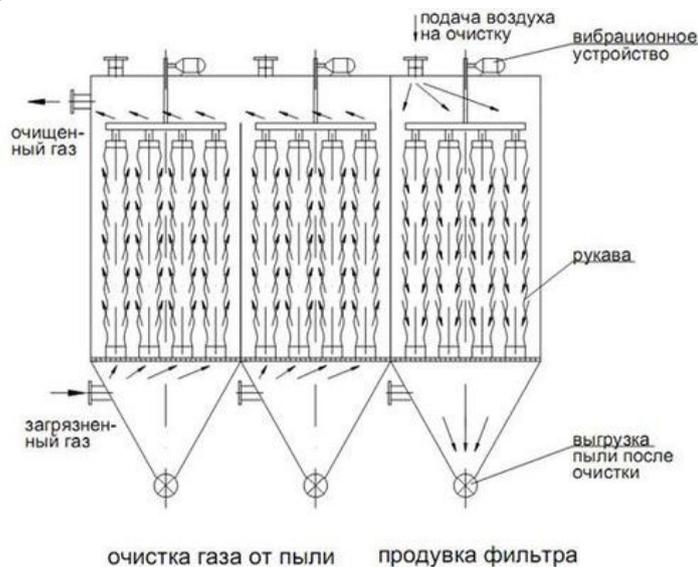


Рис.133. Схема батареи рукавных фильтров

Периодически, по мере заполнения пылью, одна из секций отключается, рукава встряхиваются, пыль удаляется в бункер с разгрузочным устройством. Рукавные фильтры обеспечивают степень очистки воздуха до 99%, они способны улавливать пыль крупностью менее 10 мкм. Применяются в основном на обогатительных фабриках и для окончательной очистки воздуха после циклонов.

Для очистки технологических газов и воздуха от находящихся в них взвешенных частиц посредством воздействия электрического поля используют электрофильтры (рис.134).

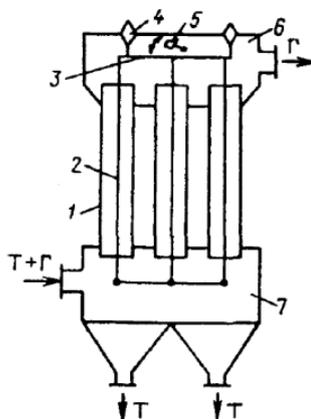


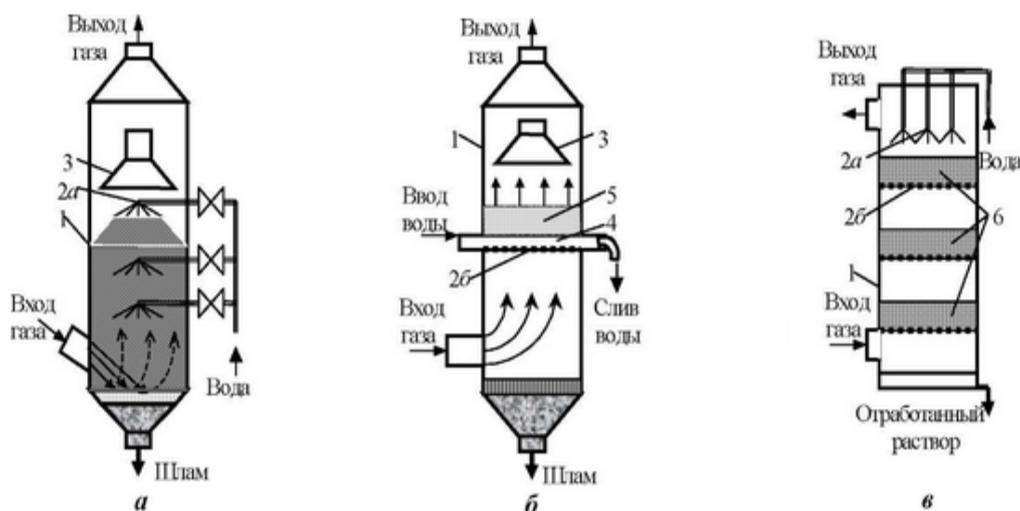
Рис. 134. Схема электрофильтра: 1,2 – осадительный и коронирующий электрод; 3 – рама; 4 – высоковольтный изолятор; 5 – встряхивающее устройство; 6 – верхняя камера; 7 – бункер для сбора пыли

Процесс улавливания пыли условно можно разделить на несколько этапов: - зарядка взвешенных частиц; - движение заряженных частиц к электродам; - осаждение заряженных частиц на электродах; - регенерация электродов – удаление с поверхности электродов осажденных частиц; - удаление уловленной пыли из бункера. Принцип их работы основан на ионизации воздуха в камере электрофилтра с помощью коронирующего электрода, на который подается высокое напряжение (до 60 кВ) отрицательного знака. Электроны и отрицательно заряженные ионы адсорбируются на частицах пыли, которые оседают на заземленных осадительных электродах пластинчатой или трубчатой формы. Улавливается в электрофилтрах пыль крупностью до 0,1 мм, эффективность улавливания составляет до 99%.

Электрофилтр состоит из нескольких секций, попеременно отключаемых для разгрузки пыли с осадительных электродов. Электрофилтры бывают горизонтального и вертикального исполнения.

Скруббер (мокрый пылеуловитель) – это аппарат для очистки газов от различных примесей путем промывки их жидкостями. Различают центробежный (форсуночный), пенный (барботажно-пенный), насадочный скруббер и скруббер Вентури (рис.135, 136). Схема работы каждого из них имеет свои особенности, однако основной метод остается общим – *метод мокрой очистки* (отсюда и название аппарата «*мокрый скруббер*»). Принцип его работы заключается в следующем: очищаемый газ смешивают с жидким веществом (как правило, водой, но возможно использование и другого рабочего раствора), капельки которого обволакивают твердые частицы пыли, тем самым отделяя их от газа. После уже чистый газ подается обратно в атмосферу, а жидкая технологическая среда – шлам – через сливной патрубков выводится из системы скруббера. Особенностью конструкции *центробежного (форсуночного) скруббера* является наличие форсунок, через которые в систему подается очищающая жидкость, создающая тонкую капельную завесу (рис.135,а). Очищаемый газ поступает через патрубки, расположенные у основания корпуса скруббера и движется вверх по винтообразной траектории. При этом твердые частицы пыли под действием центробежной силы прижимаются к стенкам корпуса, намокают и падают вниз, откуда удаляются через специальный затвор. Крупность удаляемой пыли – до 0,3 мкм, эффективность пылеулавливания – до 80%. В *мокрое барботажно-пенное пылеуловителе* запыленный воздух подают на барботажную решетку с небольшими отверстиями (около 3-5 мм), над которой расположен слой жидкости (рис.135,б,в).

При скорости подачи газа до 2 м/сек жидкость становится пенообразной и благодаря этому практически на 100% улавливает все частицы размером более 5 мкм. Эффективность пылеулавливания невысока – 50-60%, поскольку внутри пузырьков пыль не контактирует с водой и поступает обратно в атмосферу.



Форсуночный скруббер (а), барботажно-пенный пылеуловитель (б), орошаемая противоточная насадочная башня (в): 1 - корпус; 2а - форсунки; 2б - решетка; 3 - брызгоуловитель; 4 - вода; 5 - пена; 6 - насадка

Рис.135. Схемы скрубберов для мокрого пылеулавливания

Более эффективным устройством является *пенный пылеуловитель*, в котором запыленный воздух пропускается через слой пены. В слое пены происходит интенсивное смачивание частиц пыли, которые самотеком удаляются вместе с отработанной пеной. Высота слоя пены на решетке – 100 - 200 мм, скорость движения запыленного воздуха на входе – 2-2,5 м/сек, эффективность пылеулавливания – до 99%.

В *мокрых пылеуловителях*, использующих принцип *Вентури* (скруббер *Вентури*) очищаемый газ проходит несколько степеней очистки, но скорость обменных процессов из-за малой гидродинамики невысока, что приводит к быстрому засорению насадочных элементов (рис.136).

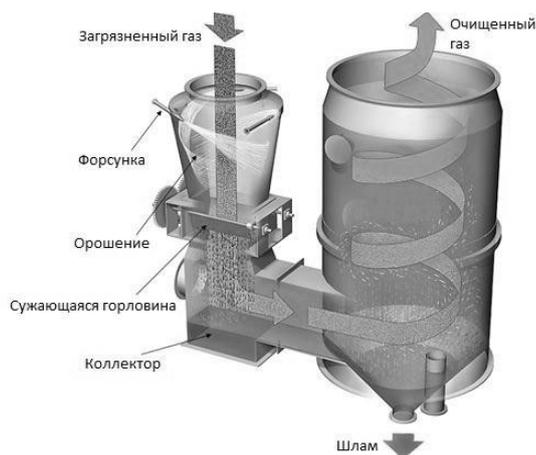


Рис.136. Схема скруббера Вентури

Поэтому их использование оправдано лишь для удаления из газов кислотных и щелочных туманов, мелкой растворенной пыли. Принцип действия скруббера Вентури основан на аэродинамических свойствах трубки Вентури, которая представляет собой трубу, напоминающую своей формой песочные часы. Состоит из конуса, переходящего в узкую горловину, которая расширяется в полноценный диффузор. Принцип действия скруббера

Вентури довольно прост: в трубу Вентури, оснащенную форсунками для подачи жидкости, поступает загрязненный газ. Сечение конуса сужается, заставляя смесь газа и жидкости двигаться быстрее – возникает эффект турбулентности. Турбулентность дробит поток на мельчайшие капельки, на поверхности которых оседают твердые частицы. По мере поступления потока в расширяющуюся часть аппарата, его скорость снижается, турбулентность падает. Жидкость собирается в крупные капли и оседает на дно под действием силы тяжести, а очищенный газ снова подается в атмосферу. «Грязная» вода улавливается в брызгоуловителе и сливается в приемный бак.

Подобные аппараты используются в системах пылеулавливания сушильных установок, эффективность пылеулавливания – до 99%.

4.3. Процессы и аппараты для очистки сточных и оборотных вод и их кондиционирования

В процессе обогащения формируются отходы (хвосты), которые вместе со сточными водами поступают в хвостохранилище. *Хвостохранилище* – специально отгороженная территория, предназначенная для приема и хранения отходов обогащения, поступающих по пульпопроводу. Обычно хвостохранилище устраивают в замкнутых котлованах (выработанное пространство карьера, в понижениях рельефа – во впадинах, оврагах, ущельях), на равнинах с дамбами с четырех сторон, на косогорах с возведением дамб с трех сторон на расстоянии нескольких километров от обогатительной фабрики (рис.137).



Рис.137. Общий вид хвостохранилища (ОАО «Михайловский ГОК»)

Хвостохранилище состоит из ограждающих дамб, создающих его емкость, включая пруд – отстойник, устройство для отведения осветленной воды и сооружений для пропуска паводковых и ливневых вод. Ограждающие дамбы намываются из хвостов и дополнительно укрепляется.

Так как хвостовые отвалы содержат преимущественно тонкие (менее 1,0 мм) частицы, они являются эрозионноопасными и пылящими, поэтому для их укрепления применяют *физико-химические* и *биологические* методы *стабилизации*. В результате физико-химической стабилизации пылящую поверхность дамбы обрабатывают специальными веществами, образующими

на ней вяжущее покрытие. Биологическая стабилизация предусматривает создание на поверхности дамбы растительного травяного покрова. Примером биологической стабилизации является технология создания почвенно-растительного покрова из многолетних трав на отвалах отходов обогащения ОАО «Апатит».

Площадь хвостохранилища постоянно увеличивается за счет поступающих хвостов и стоков, например длина хвостохранилища ОАО «Михайловский ГОК» составляет 10 км. Объемы отходов, поступающих в хвостохранилище, весьма значительны и, по сути, представляют собой *техногенное* месторождение. Например, в техногенном массиве ОАО «Михайловский ГОК» накоплено более 300 млн. т. отходов с массовой долей $Fe_{общ} = 25-28\%$, являющихся, с одной стороны, источником экологической опасности, с другой, – потенциальными ресурсами ценных компонентов. *Техногенное* месторождение – это скопление минерального сырья на поверхности Земли или в горных выработках и представляющее собой отходы горного, обогатительного, металлургического и других производств, пригодное по количеству и качеству для промышленного использования. По мере развития техники и технологии и изменения экономических условий в будущем может быть вовлечено в переработку.

В хвостохранилище твердые частицы пульпы естественным путем оседают на дно. Отстоявшаяся вода подвергается очистке и сбрасывается в водоемы или используется в качестве оборотной. Для того, чтобы снизить расход свежей воды и сократить объемы ее сброса в водоемы, на современных фабриках применяют оборотное водоснабжение (замкнутый водооборот) (рис.138).

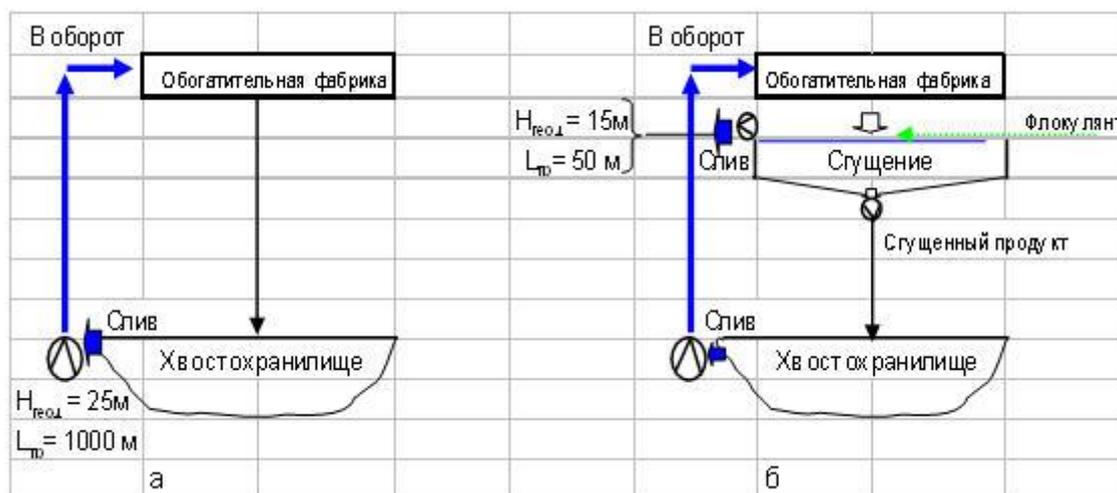


Рис.138. Схемы замкнутого водооборота

При замкнутом водообороте отстоявшаяся вода после очистки (кондиционирования) снова поступает на обогатительную фабрику. Замкнутый водооборот имеет большое значение для снижения загрязнения естественных водоемов сточными водами. Однако применение замкнутого водооборота на флотационных фабриках затруднено вследствие сложного ионного состава оборотной воды. Например, если в оборотной воде

присутствуют остаточные концентрации ионов депрессоров, то процесс флотации невозможен. Поэтому на флотационных фабриках необходимо применять сложные методы химической очистки. По составу сбросы обогатительных фабрик представлены следующими продуктами: - измельченными частицами минерального сырья; - реагентами в виде эмульсий и коллоидов; - продуктами взаимодействия реагентов между собой и с минералами; - ионами органических и неорганических веществ, образовавшихся в результате растворения минералов и реагентов.

Сточными водами обогатительных фабрик называют удаленные за пределы фабрик воды, загрязненные отходами и вредными примесями, фазовый состав которых зависит от природы минерального сырья и технологии его обогащения, а также от свойств применяемых реагентов. Наиболее широк спектр загрязнений сточных вод обогатительными фабриками в цветной металлургии, которые, помимо ионов цветных металлов, загрязнены флотационными реагентами, растворимыми сульфидами, цианидами, ионами рассеянных элементов (селен, теллур и т.д.) и рядом других веществ. В весенне-летний период, сопровождающийся таянием снега и дождями, происходит самоочистка сточных вод, процесс происходит в течение 10-15 дней. В идеале движение воды на фабрике должно быть замкнутым, т.е. все сточные воды после тщательной очистки должны полностью возвращаться в процесс обогащения (оборотная вода) (рис.138).

Оборотная вода – это техническая вода, многократно используемая в операциях обогащения полезных ископаемых, при пылеулавливании и охлаждении в теплообменных аппаратах на обогатительной и агломерационной фабриках, фабрике окомкования, а также при гидромеханизации горных работ. Обратную воду получают из технологических стоков (всего предприятия или отдельных технологических операций) путём их осветления и химической очистки. Степень осветления зависит от влияния содержания твёрдой взвеси в обогатительной воде на те операции и процессы, где она применяется. Обратная вода потребляется отдельно в технологических операциях и в системах охлаждения, ее стремятся использовать в максимальном количестве, добываясь минимального расхода свежей воды, добавляемой для компенсации потерь с технологическими продуктами и на испарение. Очистка сточных вод для использования их в качестве обратных и для сброса в водоемы, осуществляется механическим, химическим, физико-химическим и биохимическим способами. Процесс очистки должен сопровождаться доизвлечением теряемых со сточными водами ценных компонентов.

Механический метод сводится к удалению из сточных вод грубодисперсных примесей путем осаждения их под действием силы тяжести и центробежных сил, а также фильтрование через слой зернистого материала. Для этих целей используют сгустители, пирамидальные отстойники, шламовые бассейны, хвостохранилища.

Химический способ очистки заключается во введении в воду реагентов для образования нерастворимых соединений, выпадающих в осадок, и нейтрализации вредного действия примесей. Основным реагентом при нейтрализации кислот – гашеная известь $\text{Ca}(\text{OH})_2$. Ионы кальция образуют с кислотными группами нерастворимые и труднорастворимые соединения. Кислые воды нейтрализуют также щелочами, мелом, магнезитом, мрамором, известняком. Ионы меди удаляют из сточных вод в виде нерастворимого гидроксида или основной углекислой соли меди, при использовании недожжённой извести. Для предварительной очистки применяют также цементацию – осаждение меди на железном скрапе. Помимо ионов меди с помощью извести из кислых сточных вод можно выделить также ионы свинца, цинка, никеля, кадмия, кобальта и других элементов, выдерживая при этом необходимое значение pH среды.

К *физико-химическим* методам очистки сточных вод относят сорбцию, экстракцию, коагуляцию, флотацию, электролиз, ионный обмен, кристаллизацию, дезактивацию, обессоливание. Для удаления ионов цветных металлов могут использоваться методы электрохимического окисления и ионообменные смолы.

Ксантогенаты разлагают в кислой среде (при $\text{pH} < 4$). Более распространен метод окисления ксантогенатов активным хлором и озоном, при этом применяется хлорная известь или гипохлорит кальция.

Нейтрализацию цианидов можно осуществлять окислением, переводом цианидов в нетоксичные соединения, применением ионообменных смол, озонированием и др. При окислении цианидов используют хлорную известь, гипохлорит кальция или жидкий хлор в щелочной среде. При этом цианиды разлагаются до цианатов, а затем до элементарного азота и двуокиси углерода. Эффективным является применение метода озонирования, при этом озон получают из атмосферного воздуха. В щелочной среде при озонировании цианиды окисляются до цианатов, которые разлагаются до углекислоты и нитратов.

Фенолы и крезолы окисляются до безвредных соединений хлорной известью, гипохлоритами натрия, кальция, озонированием. Массовая доля фенолов в очищенных сточных водах, согласно ПДК, не должно превышать 0,001 мг/л.

Обработка сточных вод хлорсодержащими реагентами позволяет разложить до безвредных веществ также дитиофосфаты и сульфиды.

Очистка сточных вод от нефтепродуктов осуществляется по сложной схеме, предусматривающей улавливание нефтепродуктов в нефтеловушках, коагуляцию стоков сульфатом железа и известью, флотационную очистку, фильтрование сточных вод через кварцевые и сульфугольные фильтры. Согласно ПДК, содержание нефтепродуктов в очищенных сточных водах не должно превышать 0,1-0,3 мг/л.

Органические соединения удаляются из сточных вод методами экстракции и адсорбции. При экстракции органические вещества растворяются в экстрагенте, который в дальнейшем выделяют из сточных

вод, регенерируют, извлекая органические соединения, и вновь используют в процессе. В качестве экстрагента может использоваться хлороформ, четыреххлористый углерод, диизопропиловый и дибутиловый эфиры, бензол, толуол. При адсорбции в качестве адсорбентов используют активированные угли, коксовую и шлаковую мелочь. Сточные воды пропускают через слой адсорбента, органические вещества закрепляются на его поверхности. Отработанный адсорбент подвергают регенерации.

Для очистки сточных вод от многих органических и неорганических соединений, а также катионов тяжелых металлов применяют ионный обмен, позволяющий получать более высокую степень очистки. При этом используют синтетические ионообменные, нерастворимые в воде смолы – иониты (аниониты или катиониты), в зависимости от типа ионов, которыми смолы обмениваются с очищаемыми водами. После использования ионообменные смолы подлежат регенерации.

В *биохимических (биологических)* способах очистки происходит минерализация органических загрязнений под действием микроорганизмов, окисляющих органические вещества, присутствующие в сточных водах в коллоидном и растворенном состояниях. Основной биологической массой, используемой в данном методе очистки, является активный ил, состоящий из живых организмов: бактерий, простейших червей, бактериальных клеток, грибов, дрожжей и твердого субстрата – отмершей части микроорганизмов. Для нормальной жизнедеятельности микроорганизмов необходимы различные химические элементы, которые они усваивают из сточных вод. Недостающие элементы: азот, фосфор, калий – искусственно вводят в очищаемую воду.

Процесс биохимической очистки осуществляют в аэротенках, биофильтрах и прудах (рис.139). В процессе очистки необходимо подавать воздух или кислород. В дальнейшем очищенную воду отделяют от ила в отстойниках и хлорируют, обезвоженный ил возвращают в процесс.

Современные обогатительные фабрики потребляют на технологические нужды значительные объемы воды, которая, загрязняясь механическими и химическими примесями в ходе технологического процесса, может привести к существенному негативному воздействию на окружающую среду.

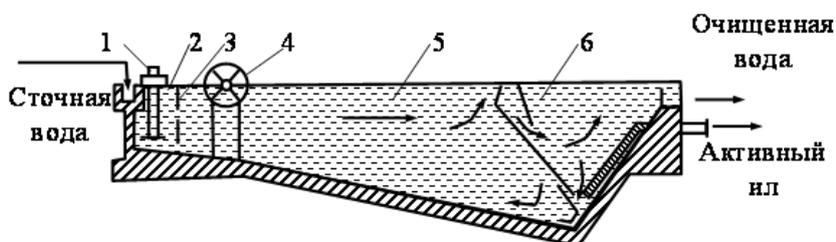


Рис.139. Двухкамерный аэротенк-отстойник: 1,4 – импеллерный и роторный аэратор; 2 – зона предварительного обогащения; 3 – перегородка; 5,6 – зона ферментации и осветления

К основным загрязняющим веществам сточных вод обогатительных фабрик относятся:

- грубодисперсные примеси – хвосты фабрик после флотационных, гравитационных процессов и мокрой магнитной сепарации. Концентрация этих примесей не должна превышать 0,25 мг/л для водоемов хозяйственно-питьевого и 0,75 мг/л для водоемов рыбохозяйственного назначения;

- ионы цветных и черных металлов, концентрация которых определяется в основном минеральным составом перерабатываемых руд;

- флотационные и прочие химические соединения, используемые при сгущении, фильтровании и в других процессах.

Выпуск сточных вод в водоемы допускается в случаях, если содержание в них как механических, так и химических примесей не превышает предельно допустимой концентрации (ПДК).

ГЛАВА 5. ОПРОБОВАНИЕ И КОНТРОЛЬ

Современная обогатительная фабрика представляет собой сложное многогранное непрерывное производство, технологический процесс которого необходимо систематически контролировать. Контроль технологического процесса является одним из важных мероприятий, способствующих оптимальному ведению технологического процесса, поддержанию его ритмичности при максимально возможной производительности и заданных качественных показателях, позволяющих оценивать результаты производственной деятельности. Обеспечение проектных параметров работы обогатительной фабрики, эксплуатационной надежности основного и вспомогательного оборудования, а также получение проектных показателей обогащения невозможно без постоянной информации о процессе. Данные контроля являются основой для составления форм отчетности обогатительной фабрики. На современных обогатительных фабриках параметры технологического процесса (степень аэрации пульпы, уровень пульпы, расходы руды, реагентов и воды, плотность и температура пульпы и т.п.) и работы обогатительных аппаратов контролируются автоматически. Получение информации о качественно-количественном составе руды и продуктов обогащения обеспечивается путем опробования. Поэтому для изучения физических, минералогических и химических свойств исходного минерального сырья и продуктов его переработки производят отбор проб.

В связи с чем, опробование занимает важное место в технологическом процессе. Под *опробованием* понимается комплекс операций по отбору, обработке (разделке) и исследованию проб исходного минерального сырья и продуктов его обогащения по установленным правилам. Опробование на фабриках – это основное средство контроля технологического процесса, качества минерального сырья и продуктов его обогащения. Опробование осуществляется в соответствии со схемами, разработанными для данной фабрики или цеха. Схема опробования представляет собой технологическую схему, на которую нанесены точки отбора проб и указано целевое назначение отбираемых проб. Пробы отбираются для получения следующих данных: гранулометрического, минерального и химического состава, массовой доли влаги, твердого в сливах и пыли в газах, плотности, концентрации реагентов, рН пульпы и других целей. На обогатительных фабриках производят отбор проб от сыпучего и жидкого материала, пульпы. Контроль процесса на обогатительной фабрике осуществляет отдел технического контроля (ОТК). Контроль технологического процесса ведется на всем пути от поступления на фабрику минерального сырья до получения конечного продукта – концентрата.

Пробой называется некоторая часть полезного ископаемого или продукта его переработки, отобранная от общей массы по установленным правилам и обладающая с допустимой погрешностью всеми свойствами опробуемого материала. Основным требованием, предъявляемым к пробам,

является максимальное отражение в ней тех свойств материала, для исследования которых она отобрана, т.е. проба должна, прежде всего, быть *представительной*. Представительность пробы обеспечивается тщательным усреднением ее состава, что достигается смешиванием отдельных частных проб. *Частной (разовой)* пробой называется порция минерального вещества, отобранная за один прием в данный промежуток времени и из одной точки из непрерывного потока опробуемого материала. При этом большое значение имеет масса пробы, метод ее отбора и обработки. В зависимости от целей опробования различают несколько видов проб.

Минералогические пробы отбирают для изучения минералогического состава и петрографической характеристики минерального сырья.

Химические пробы отбирают для определения массовой доли полезных компонентов и вредных примесей в исходном минеральном сырье и продуктах его переработки.

Технологические пробы отбирают для лабораторных, полупромышленных и промышленных испытаний с целью выбора метода и схемы обогащения и определения эффективности работы обогатительных аппаратов.

Пробы для *определения массовой доли влаги* отбирают для контроля технологического процесса и готовой продукции обогатительной фабрики.

Пробы для *определения гранулометрического состава* исходного минерального сырья и продуктов его обогащения отбирают для контроля работы дробильно - измельчительного и классифицирующего оборудования обогатительной фабрики.

Для отбора проб сухих продуктов из потока, например, с ленты конвейера, применяют метод *продольных* или *поперечных сечений* (рис.140).

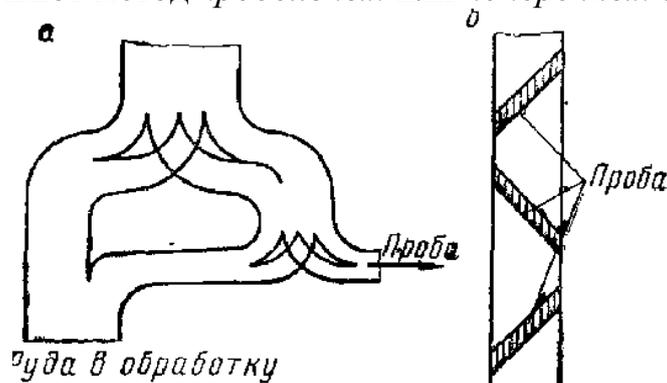


Рис. 140. Схема отбора проб от потока материала методом продольного (а) и поперечного (б) сечения

Сущность метода продольных сечений заключается в следующем, движущийся поток материала делят на ряд непрерывных полос вдоль потока. В пробу берут одну или несколько чередующихся полос. При этом поток материала как бы рассекается на ряд параллельных полос, которые являются частными пробами. Этот способ отбора имеет систематическую погрешность вследствие неоднородности продольных полос, возникающей под влиянием

сегрегации материала по крупности и плотности. Крайние полосы имеют больше крупного и тяжелого материала, чем полосы у центра потока. Сущность метода поперечных сечений заключается в том, что периодически (через равные промежутки времени) вручную или механическим пробоотборником движущийся поток материала пересекают поперек потока, забирая в частную пробу материал по всему сечению потока. Отбор проб поперечным сечением потока устраняет влияние сегрегации. На обогатительных фабриках применяется главным образом этот способ. Ручное опробование продуктов обогащения, движущихся непрерывным потоком, производится только методом поперечных сечений. Частные пробы берут черпаками или ковшами различной формы и емкости.

Метод *вычерпывания* применяется для отбора частных проб из неподвижного сыпучего материала. Частные пробы вычерпываются из неглубоких ямок, располагая их равномерно по всей площади опробуемого материала. Пробы из пульп отбирают методом поперечных сечений с помощью специальных пробоотсекателей, имеющих вид узкого удлиненного желоба, который периодически перемещают поперек потока. Определение количества материала, отбираемого в пробу, является наиболее ответственной задачей. Минимальная масса общей пробы, составленной из частных проб, зависит от назначения пробы, крупности максимальных кусков в опробуемом продукте, массовой доли и равномерности распределения определяемых компонентов в отбираемом продукте, плотности минералов и допустимой погрешности опробования. Для обеспечения представительности отбирается несколько частичных проб, которые объединяются в общую пробу. Чем равномернее и тоньше вкрапленность минералов, тем однороднее масса минерального сырья и тем меньше может быть масса отобранной пробы. Масса пробы зависит также от допустимой в каждом отдельном случае ошибки. Например, если проба отбирается для химического анализа, то допустимая ошибка определяется точностью метода химического анализа на данный элемент. Работами проф. Г.О. Чечотта было установлено, что *во всякой сыпучей смеси существует некоторое минимальное количество материала, которое при данной крупности кусков и характере оруденения будет еще сохранять состав, одинаковый с исходной массой.* Для того чтобы отобранная проба была представительной необходимо строго соблюдать при отборе пробы соотношение между массой пробы и крупностью ее кусков. Зависимость минимальной массы пробы от размеров кусков опробуемого материала определяется следующим выражением:

$$Q=K \cdot d^{\alpha},$$

где Q – минимальная масса пробы, кг; d – размер максимального куска опробуемого материала, мм; K – коэффициент, характеризующий опробуемый материал и зависящий от удельного веса, массовой доли и распределения ценного компонента и вредных примесей, вкрапленности

минералов, формы зерен и допустимой погрешности; α – показатель степени, учитывающий влияние неоднородности материала, число частиц в пробе и среднюю крупность рудных минералов. (Коэффициент α для руд цветных и редких металлов принимают равным двум, а коэффициент K определяют по таблицам, имеющимся в специальной литературе; для черных, цветных и редких металлов $K= 0,05 - 0,2$; благородных – $K= 0,2 - 1$).

Кроме того, коэффициенты K и α исследуемой пробы могут быть определены экспериментально по специальной методике, известной как методика П.Л.Каллистова, а К.Л. Пожарицким и др. составлены таблицы и номограммы для определения минимальной массы проб (табл.17).

Таблица 17

Значения K и α (по данным К.Л. Пожарицкого, Н.В. Барышева, П. Л. Каллистова и др.)

Вкрапленность	Тип руды	K	α
Равномерная	Медные порфиновые, колчеданные, полиметаллические, мышьяковые, редкометалльные	0,06	1,8
Неравномерная, но со склонностью к переизмельчению извлекаемого минерала	Руды тяжелых цветных металлов	0,06	1,8
Содержание извлекаемого компонента сопоставимо с содержанием породы	Бокситы, железные руды	0,06	1,8
Неравномерная	Молибденовые, ртутные, медные, порфиновые, сурьмяные, свинцово-цинковые	0,1	2,0
Неравномерная, но со склонностью к переизмельчению извлекаемого минерала	Руды редких металлов	0,1	2,0
Крупная неравномерная	Молибденитовые, шеелитовые, вольфрамитовые, ртутные, касситеритовые. Ртутные	0,18	2,25
		0,15	2,0
Равномерная	Бериллиевые, тантало-ниобиевые	0,05	2,0
Неравномерная	То же	0,1	2,0
Мелкая равномерная	Золотые	0,2	2,0
Средняя неравномерная	То же	0,4	2,0
Крупная и средняя неравномерная	То же	0,8-1,0	2,0

Проба исходного материала имеет большую крупность, большую массу и ее надо сокращать до конечной необходимой для исследований и определений массы. Сокращение пробы без нарушения ее представительности возможно только после последовательного дробления и перемешивания. Минимальная масса пробы для проведения минералогического и химического анализов определяется на основании

той же формулы, которая используется для определения минимальной массы технологической пробы, с учетом необходимой для получения достоверных результатов крупности материала. Для проведения химического анализа требуется тонкоизмельченный, тщательно перемешанный материал. Например, при крупности измельчения пробы до минус 0,15 мм для проведения элементного и фазового химического анализов требуется около 125 г материала для каждого вида анализа с выделением дубликата той же массы. При более тонкой крупности измельчения анализируемой пробы требуется меньшая по массе навеска. При определении минимальной массы представительной пробы для минералогического анализа учитывается также необходимость получения достаточного количества фракций (не менее 0,1 г), в которых концентрируются рудные минералы.

Методика П.Л. Каллистова заключается в том, что для материала определенной крупности формируют по 16 проб одинаковой массы несколько раз, последовательно уменьшая вес каждой пробы. Обычно для всего эксперимента используется одна большая проба. По 16 параллельным пробам для каждой заданной массы находят S_α и строят график зависимости величины среднего арифметического отклонения (средней погрешности) от массы пробы. По графику находят минимальные массы проб Q_1 и Q_2 , отвечающие заданной точности опробования (заданному отклонению) для крупности d_1 и d_2 .

Зная минимальную массу пробы для крупности d_1 и d_2 , можно найти соответствующие значения коэффициентов K и α , решив систему уравнений с двумя неизвестными:

$$\begin{aligned} Q_1 &= K \cdot d_1^\alpha \\ Q_2 &= K \cdot d_2^\alpha \end{aligned}$$

Для оперативного контроля технологического процесса на фабриках используются системы автоматического отбора, доставки и подготовки проб к анализу и их анализ. В настоящее время наиболее эффективным средством получения достоверной информации об управляемом процессе должны стать автоматизированные системы контроля. С появлением автоматических анализаторов качества, основанных на современных физических и физико-химических методах контроля, автоматических гранулометров, уровнемеров и других технических средств значительно расширились возможности получения аналитической информации. Однако практическая реализация этих возможностей связана с трудностями методического характера, обусловленными большим разнообразием состава и свойств контролируемых сред, дефицитом некоторых технических средств, недостаточно высоким уровнем их надежности, а также высокой стоимостью и сложностью современных систем автоматического контроля.

На современных обогатительных фабриках контроль осуществляется непрерывно. Для этого используется оперативно-диспетчерское оборудование: датчики, регуляторы, исполнительные механизмы, средства регистрации и индикации, средства анализа состава минерального сырья и продуктов его переработки и т.д. Средства непрерывного оперативного контроля устанавливаются непосредственно в потоках пульпы, они позволяют оперативно регулировать как подготовительные и обогатительные аппараты, так и процесс в целом, непрерывно контролировать получаемые технологические показатели обогащения и принимать решения об изменении параметров процесса.

По результатам опробования и контроля на фабрике составляется *технологический* и *товарный* баланс продуктов обогащения, содержащий качественные и количественные данные опробования и контроля и отражающий результаты работы фабрики за смену, сутки, декаду, месяц, год. Технологический баланс содержит данные о выходах продуктов обогащения, содержаниях отдельных компонентов и извлечениях, рассчитанных по данным опробования и результатам химического анализа. Технологический баланс характеризует состояние процесса по сравнению с проектными данными. В товарном балансе учитываются фактические потери в отдельных технологических циклах, потери при транспортировке руды и продуктов обогащения, при дренаже, потери со сливами, с пылью и т.д. Товарный и технологический баланс составляется по определенной форме и является основным документом технологического отчета о работе обогатительной фабрики.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кулибин В.А. Подготовка руд к плавке. М.: Metallurgizdat. - 1952. – 543 с.
2. Фишман М.А. Основы обогащения полезных ископаемых. М.: Metallurgizdat. - 1956. – 280 с.
3. Скоров В.А. Обогащение руд. М.: Недра. – 1969.- 276 с.
4. Зверевич В.В., Перов В.А. Основы обогащения полезных ископаемых. М.: Недра. – 1971- 216 с.
5. Арашкевич В.М. Основы обогащения руд.– М.: Недра, 1973. – 192 с.
6. Кармазин В.И., Серго Е.Е., Жендринский А.П. и др. Процессы и машины для обогащения полезных ископаемых. М.: Недра. – 1974.-560 с.
7. Классен В.И. Обогащение руд. М.: Недра.- 1979.- 240 с.
8. Бедрань Н.Г. Машины для обогащения полезных ископаемых. Киев: Вища школа. – 1980 – 416 с.
9. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. М.: Недра. - 1982. – 368 с.
10. Справочник по обогащению руд. Основные процессы. М.: Недра. - 1983. – 381 с.
11. Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы. М.: Недра. - 1983. – 376 с.
12. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики. М.: Недра. - 1984. – 358 с.
13. Гзогян Т.Н. Флотационные методы обогащения: учебное пособие для вузов. – Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ».- 2014 - 256 с.
14. Гзогян Т.Н., Гзогян С.Р. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения: учебное пособие для вузов. – Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ».- 2015 - 332 с.
15. Руденко К.Г., Шемаханов М.М. Обезвоживание и пылеулавливание, М., Недра, 1981, 350 с.

Учебное издание

**Гзогян Семен Райрович
Гзогян Татьяна Николаевна**

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Учебное пособие

Публикуется в авторской редакции
Оригинал-макет: А.Н. Оберемок
Выпускающий редактор: Л.П. Котенко

Тематический план 2016.
Подписано в печать 20.01.2017. Формат 60×90/16.
Гарнитура Times New Roman. Усл. п. л. 13,5. Тираж 100 экз. Заказ 5.
Оригинал-макет подготовлен и тиражирован в ИД «Белгород» НИУ «БелГУ»
308015 г. Белгород, ул. Победы, 85. Тел.: 30-14-48