

# ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ



ТАШКЕНТ

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И  
СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**АМИНЖАНОВА С.И.**

**ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ  
И ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ  
ИСКОПАЕМЫХ**

*Рекомендовано Министерством высшего и среднего  
специального образования Республики Узбекистан в качестве  
учебного пособия*

**ТАШКЕНТ – 2019**

**УДК: 553.98(575.12)**

**ББК 24.7**

**А 36**

**А 36**

**Аминжанова С.И. Основы обогащения и переработки  
полезных ископаемых: Учебное пособие; –Т.: «Fan va  
texnologiya», 2019, 216 стр.**

**ISBN 978–9943–5961–6–0**

В учебном пособии приведены методы и показатели обогащения, схемы обогащения, процессы грохочения, дробления, измельчения, классификация, гравитационные, флотационные, магнитные и электрические методы обогащения. Даны основные сведения о вещественном составе полезных ископаемых, методах и процессах обогащения. Изложены основы теории разделения минералов по их физическим свойствам в различных обогатительных машинах и аппаратах. Описаны устройства и принцип действия основного обогатительного оборудования, методы обогащения.

\*\*\*

O'quv qo'llanmada foydali qazilmalarning mineral tarkibi, boyitish usullari, sxemalari, elash, maydalash, yanchish, sinflash jarayonlari haqida ma'lumotlar berilgan. Flotatsiya, gravitatsiya, magnit va elektr usullarida boyitishning nazariy asoslari va ularda ishlatiladigan dastgohlar bayon qilingan. Turli konstruksiyali mashinalar va apparatlarda minerallarning fizik xususiyatlariga ko'ra asoslari bayon qilingan. Asosiy boyitish dastgohlarning tamoyillari keltirilgan.

\*\*\*

The tutorial contains methods and indicators of enrichment, enrichment schemes, screening processes, crushing, grinding, classification, gravity, flotation, magnetic and electric enrichment methods. Given the basic information about the mineral composition of minerals, methods and processes of enrichment. The fundamentals of the theory of the separation of minerals according to their physical properties in various concentrating machines and apparatus are described. The devices and principle of operation of the main processing equipment, enrichment methods are described.

**УДК: 553.98(575.12)**

**ББК 24.7**

**Рецензенты: Умарова И.К. – к.х.н., доцент кафедры «Горное дело»;**

**Ахмедов Х. – к.т.н., главный научный сотрудник лаборатории  
«Обогащение благородных, цветных и чёрных металлов» ГП ИМР.**

**ISBN 978–9943–5961–6–0**

**© Издательство «Fan va texnologiya», 2019.**

# **Глава I. ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ. СВЕДЕНИЯ О РУДАХ, МИНЕРАЛАХ И МЕСТОРОЖДЕНИЯХ**

## **1.1. Сведения о рудах, минералах и месторождениях**

Природные минеральные вещества, которых при существующих технико-экономических условиях могут быть с достаточной эффективностью использованы в народном хозяйстве, называется полезными ископаемыми. Они могут применяться в естественном виде или после соответствующей обработки. Месторождением полезного ископаемого называется скопление минерального вещества в земной коре, которое в качественном и количественном отношении пригодно для использования в народном хозяйстве. Месторождения, разработка которых экономически целесообразно, называется промышленными, месторождения, разработка которых при тех же условиях невыгодно называется непромышленными. По мере развития техники добычи и обогащения полезных ископаемых непромышленные месторождения могут переходить в категорию промышленных.

Важнейшие полезные ископаемые на основе отраслевого промышленного потребления подразделяется на три основные группы: рудные, неметаллические и горючие.

Руда – представляет собой агрегат минералов, из которого технологически возможно и экономически целесообразно извлекать металл или его соединение. Таковы, например, руды железа, марганца, свинца, цинка, молибдена, вольфрама и т.д.

По количеству минерального сырья различают богатые (высокосортные), рядовые (средние по качеству) и бедные (низкосортные) руды.

Минералами называются природные химические соединения, образовавшиеся в результате естественных химических реакций, более или менее однородные химически и физически.

В зависимости от химического состава минералы группируются по классам, из которых важнейшее значение имеют: самородные элементы сульфиды (соединения металла с серой), оксиды (соединения металлов и некоторых других элементов с кислородом), силикаты (соединения металла с кремнием и кислородом) и алюмосиликаты (силикат, содержащий алюминий). Минералы, которые используются в народном хозяйстве, называются ценными или полезными. Породообразующие минералы, не представляющие промышленной ценности, называются минералами пустой породы. Но это разделение минералов условно, т.к. один и тот же минерал в одном случае может быть ценным, а в другом пустой породой. Например, кварц в золотосодержащих рудах является минералом пустой породы, в то же время кварцу из посыпных месторождений используется в качестве формовочных песков, в стекольной или др. отраслях промышленности.

Различают коренные и россыпные месторождения полезных ископаемых. В коренных месторождениях руда залегает в общем, массиве горных пород в месте своего первоначального образования. Россыпные месторождения образуются в результате разрушения коренных руд под воздействием воды, кислорода воздуха, температуры и других природных факторов.

По вещественному составу различают руды черных, цветных, редких, благородных и радиоактивных металлов.

Руды разделяются также монометаллические, содержащие только один металл и сложные, полиметаллические, содержащие несколько металлов. Полиметаллические руды встречаются значительно чаще монометаллических и в большинстве случаев все содержащиеся в них металлы имеют промышленное значение. Примером полиметаллических руд могут служить руды, содержащие медь и цинк, молибден и вольфрам и т.д.

По размеру вкрапленности зерен полезных минералов различают руды с весьма крупной вкрапленностью (более 20 мм), крупновкрапленные (более 2 мм), мелковкрапленные (2-0,2 мм) и тонковкрапленные (менее 0,2 мм).

По физическим свойствам руды делят следующим образом:

- по плотности: тяжелые - плотностью выше  $3500 \text{ кг/м}^3$ , средние – от  $2500\text{-}3500 \text{ кг/м}^3$ , легкие - плотностью ниже  $2500 \text{ кг/м}^3$ ;

- по влажности: сильно влажные, влажные, сухие.

В зависимости от физических свойств и химического состава различают руды трудно- и легкообогатимые.

Каждый минерал руды обладает определенным химическим составом и имеет характерное для него строение. Благодаря этому минерал имеет ряд постоянных свойств: цвет, плотность, электропроводность, магнитную восприимчивость и др.

Создавая условия, при которых наиболее контрастно проявляются те или иные свойства минералов, можно их отделить друг от друга, в том числе выделить из общей массы ценные минералы. Как правило, добытая руда имеет настолько низкое содержание полезного компонента, что ее непосредственная металлургическая обработка экономически невыгодна. Например, при содержании в руде 1 – 1,5% меди, масса пустой породы, которой требовалось бы переплавить в электропечах, достигает почти 100 т получаемой меди, часто в рудах содержатся не только бесполезные, но и вредные компоненты, поэтому целесообразнее удалять пустую породу на обогатительных фабриках, т.к. стоимость механического удаления породы в 5 – 10 раз дешевле, чем в металлургии.

## **1.2. Значение обогащения полезных ископаемых**

Обогащение полезных ископаемых – это совокупность технологических процессов предварительной обработки минерального сырья с целью придания ему качеств, удовлетворяющих требованиям металлургической, химической или иной его переработки. Эти процессы основаны на использовании физических свойств природных минералов или физико-химических свойств их поверхности. При обогащении химический состав и внутреннее строение минералов остаются неизменными, поэтому обогащение принято называть механической обработкой полезных ископаемых. Исключение

составляют лишь процессы магнетизирующего обжига и выщелачивания.

В результате обогащения из руды получают один концентрат (или несколько в случае полиметаллических руд), отвальные хвосты и промежуточные продукты (пром. продукты).

Концентратом – называется продукт обогащения, имеющий более высокое по сравнению с рудой содержание полезного компонента и пригодный для дальнейшей переработки или непосредственного использования в народном хозяйстве.

Отвальными хвостами – называются отходы обогащения, состоящие в основном из пустой породы и с незначительным содержанием полезных компонентов, извлечение которых, технологически невозможно или экономически невыгодно.

Промежуточные продукты – по минеральному или химическому составу занимает среднее положение между концентратами и хвостами. В отличие от хвостов промежуточный продукт дорабатывается механическими способами или подвергается гидрометаллургической переработки.

Велика роль обогащения в народном хозяйстве страны, в цветной металлургии оно способствовало развитию алюминиевой, молибденовой, вольфрамовой и других подотраслей промышленности, т.к. руды этих металлов не могут без обогащения поступать в металлургическую переработку вследствие низкого содержания металлов.

Применение обогащения позволяет расширить ресурсы цветных металлов за счет более бедных руд.

Благодаря обогащению стало возможным полное использование многокомпонентных руд, т.к. каждый содержащийся в них металл может быть выделен в отдельный продукт для самостоятельной металлургической переработки.

Обогащение помогает уменьшить расходы на перевозку минерального сырья, т.к. из него предварительно удаляется большой объем пустой породы.

В результате обогащения достигается значительное повышение содержания полезных компонентов в концентратах по сравнению с рудой.

На ряде фабрик цветной металлургии в концентраты извлекаются более 14–25% содержащейся в исходной руде меди, 55–70% свинца и цинка, 60–65% никеля, вольфрама, молибдена, олова и др. металлов.

Так, например, если в свинцовой руде содержится много цинка, то обычными металлургическими способами извлечь из нее цинк нельзя. При плавке такой руды цинк теряется. Кроме того, усложняется плавка свинца, в связи с чем, он удорожается и увеличивается его потери. То же самое происходит и при плавке медно-цинковых руд. Поэтому при обогащении свинцово-цинковых или медно-цинковых руд недостаточно отделить свинцовые, цинковые и медные минералы от пустой породы, а необходимо еще разделить их и сконцентрировать в отдельных продуктах, из которых свинец, медь и цинк могут быть выгодно извлечены при металлургической переработке.

Часто встречаются полиметаллические руды, из которых при обогащении выделяют в отдельные продукты концентраты трех, четырех и более металлов.

### **Контрольные вопросы**

1. Что такое месторождение?
2. Как разделяются все месторождения по способу залегания?
3. Что такое руда?
4. Классификация минералов по химическому составу.
5. Что получают в результате обогащения?



## **Глава II. МЕТОДЫ И ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ. СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ.**

### **2.1. Классификация процессов обогащения**

Все процессы обогащения делятся на 3 главных вида:

Подготовительные;

Основные (собственно обогатительные) } технологические процессы;

Вспомогательные;

Назначение основных процессов – разделение минералов, позволяющие выделить из полезного ископаемого концентраты и хвосты.

Назначение подготовительных процессов – разьединение минералов.

Назначение вспомогательных процессов – обработка концентрата и хвостов.

1. К подготовительным относятся:

- дробление
- измельчение
- грохочение
- классификация

2. Собственно обогатительные процессы (основные)

Таблица 2.1.

#### **Обогатительные процессы**

| №  | Признаки                                            | Методы обогащения |
|----|-----------------------------------------------------|-------------------|
| 1. | плотность                                           | гравитационный    |
| 2. | физико-химические свойства<br>поверхности минералов | флотационный      |

|    |                                |                               |
|----|--------------------------------|-------------------------------|
| 3. | магнитная восприимчивость      | магнитная сепарация           |
| 4. | электропроводность             | электрический                 |
| 5. | цвет, блеск, форма             | обогащение по цвету, по форме |
| 6. | коэффициент трения, скольжения | обогащение по трению          |
| 7. | твердость прочность            | избирательное дробление       |

3. Вспомогательные процессы, способствующие повысить эффективность основных процессов, и дальнейшей переработки: обеспыливание, обезвоживание, обесшламливание.

Кроме технологических процессов имеются процессы обслуживания, способствующие нормальной работе предприятия:

- энергоснабжение;
- водоснабжение;
- производственный транспорт;
- химическая служба;
- служба КИП и А (контрольно измерительные приборы и аппараты).

## 2.2. Схемы обогащения

Схемы обогащения это совокупность операций технологической переработки полезных ископаемых, которым подвергается сырье на обогатительных фабриках. Существуют несколько разновидностей схем.

1. Технологическая схема – дает последовательность операций обогащения:

2. Качественная схема – если на технологическую схему нанести данные по качеству продукта, то такие схемы называются качественными. На обогатительную фабрику

обычно руда поступает с максимальной крупностью 1500 мм (рис. 2.1.)

3. Количественная схема. Если на технологическую схему нанести данные о количестве продукта, схема называется количественной (рис.2.1.)

Обычно данные по качеству и количеству объединяются, и схема называется качественно-количественной.

4. Водно-шлаковая схема, содержащая данные о количестве воды и твердого. Если в сливе 25% твёрдого и 75% жидкого, Т:Ж=1:3, эти данные наносятся на водно-шламовую схему.



Рис.2.1. Технологическая схема обогащения

5. Схема цепи аппаратов – показывает схематическое движение потока руды через аппараты обогащения. В схеме указываются тип, размер, число аппаратов и машин (рис.2.2.).



Обозначим:  $Q, C, N$  – вес соответственного исходного материала, концентрата и хвостов.  $\alpha, \beta, v$  – содержание компонента соответственного в исходном материале, в концентрате и в хвостах.  $\gamma_k$  и  $\gamma_x$  – выход концентрата и хвостов.

Определим выход:

$$\text{концентрата} \quad \gamma_k = C/Q \cdot 100\%$$

$$\text{хвостов} \quad \gamma_x = T/Q \cdot 100\%$$

Сумма выходов конечных продуктов обогащения равна выходу исходного материала:

$$\gamma_k + \gamma_x = C/Q \cdot 100 + T/Q \cdot 100 = C + T/Q \cdot 100 = 100 \% \quad (2.1.)$$

Составим баланс:

$$\text{материала} \quad Q = C + T \quad (2.2.)$$

$$\text{компонента} \quad Q \cdot (\alpha/100) = C \cdot (\beta/100) + T \cdot (v/100) \quad (2.3.)$$

Из уравнения баланса материала (2):

$$T = Q - C$$

$$C = Q - T$$

Подставив значения  $T$  и  $C$  в уравнении баланса компонента (3)

$$Q \cdot \alpha = C \cdot \beta + (Q - C) \cdot v$$

$$Q \cdot \alpha = (Q - T) \cdot \beta + T \cdot v$$

Откуда:

$$C/Q = (\alpha - v)/(\beta - v)$$

$$T/Q = (\beta - \alpha)/(\beta - v)$$

Тогда, для выхода получим расчётные формулы:

$$\gamma_k = C/Q \cdot 100\% = \alpha - v / \beta - v \cdot 100\%$$

$$\gamma_x = T/Q \cdot 100\% = \beta - \alpha / \beta - v \cdot 100\%$$

3. Под извлечением ( $E$ ) понимается отношение извлеченного в концентрат ценного компонента к содержанию этого ценного компонента в руде.

$$E_k = \beta / \alpha \cdot \alpha - v / \beta - v \cdot 100\%, \% \gamma_k$$

$$E_x = v / \alpha \cdot \beta - \alpha / \beta - v \cdot 100\%, \% \gamma_x$$

4. Степень концентрации или степень обогащения – показатель, определяющий во сколько раз, повысилось содержание полезного компонента в концентрате по сравнению с рудой:

$$k = \beta / \alpha$$

Пример: для молибдена

Мо:  $\beta=55\%$   $\alpha=0,005\%$   $k=55/0,005=11000$  раз.

Пример на обогатительную фабрику поступила свинцовая руда с содержанием свинца ( $\alpha$ ) 2,5%. В результате обогащения выделен концентрат с содержанием 55% Pb. Определить выхода концентрата, хвостов и извлечение?

Дано  $\alpha=2,5\%$ ,  $\beta=55\%$ ,  $v=0,25\%$ ,  $\gamma_k$ ,  $\gamma_x$ ,  $E_k$ ,  $E_x=?$

Решение

$$\gamma_k = \alpha - v / \beta - v \cdot 100\% = 2,5 - 0,25 / 55 - 0,25 \cdot 100 = 4,1\%$$

$$\gamma_x = 100 - \gamma_k = 100 - 4,1 = 95,9\%$$

$$E_k = \beta / \alpha \cdot \gamma_k = 55 / 2,5 \cdot 4,1 = 90,2\%$$

$$E_x = 100 - E_k = 100 - 90,2 = 9,8\%$$

$$\gamma_k = E_k \cdot \beta / \alpha = E_k \cdot \alpha / \beta$$

### Контрольные вопросы

1. Как разделяются все процессы обогащения полезных ископаемых?
2. Назначение подготовительных процессов.
3. Назначение основных процессов.
4. Назначение вспомогательных процессов.
5. Назовите показатели обогащения и напишите их формулы.

## Глава III. ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ РУДЫ И МЕТОДЫ ЕГО ОПРЕДЕЛЕНИЯ

### 3.1. Методы определения гранулометрического состава

Крупность руды и продуктов обогащения характеризуется гранулометрическим составом. Для определения гранулометрического состава всей массы руды, проводят следующие анализы: ситовые, седиментационные или дисперсионные, микроскопические.

Ситовый анализ – это рассев материала на ситах или решетках с отверстиями различной величины на классы крупности. Ситовые анализы выполняются сухим, мокрым или комбинированным способами. Существуют несколько систем стандартных сит. Последовательный ряд размеров отверстий применяемых для грохочения или классификации, называется шкалой классификации, а отношение размеров отверстий двух соседних сит называется модуль шкалы. При крупном или среднем грохочении модуль равен двум. Например, набор сит с этим модулем будет состоять из сит с отверстием размером 50, 25, 12,5, 6 и 3. Для более мелких сит применяются стандартная система с модулем  $\sqrt{2}$ . В этой системе за основу принято сито с меш отверстиями размером 0,74 мм. Меш – это число отверстий, приходящееся на один линейный дюйм (25,4 мм).

Удельная масса минералов является основной характеристикой, определяющей порядок их разделения в гравитационном поле.

Пользуясь модулем можно определить размер отверстий предыдущего и последующего сит. Например, при модуле  $\sqrt{2}$  имеется сито с отверстиями диаметром 0,74 мм, то предыдущее сито этой серии будет  $0,74 \cdot 1,41 = 0,104$  мм,  $0,104 \cdot 1,41 = 0,15$  мм и т.д.

Для ситового анализа берется набор стандартных сит. Стандартное лабораторное сито представляет собой круглую

обечайку диаметром 200 мм высотой 50 мм, в которой натянута сетка. Верхняя часть этого комплекта закрывается крышкой, а нижняя вставляется в поддон для приема самого мелкого класса прошедшего через последнее сито комплекта.

Навеска материала помещается на верхнее сито комплекта, затем весь набор сит встряхивается на механическом встряхивателе в течение 10-30 минут, оставшийся на каждом сите материал взвешивают, и выход каждого класса в граммах и в процентах от общей массы пробы записывают в таблицу. Материал, оставшийся на сите, обозначается знаком (+), а прошедший через это сито знаком (-). Таблица выглядит следующим образом:

Таблица 3.1.

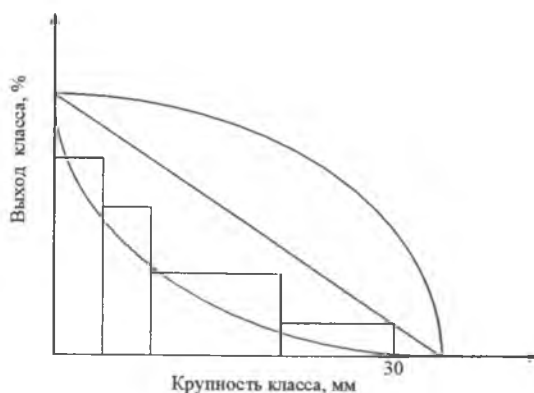
### Результаты ситового анализа

| Продукты<br>(классы<br>крупности,<br>мм) | Выход частей, % |      | Выход<br>суммарный, % |
|------------------------------------------|-----------------|------|-----------------------|
|                                          | гр              | %    |                       |
| -100                                     | 10              | 8,3  | 8,3                   |
| -100+50                                  | 3               | 2,5  | 10,8                  |
| -50+25                                   | 8               | 6,7  | 17,5                  |
| -25+12                                   | 20              | 16,7 | 34,2                  |
| -12+6                                    | ...             | ...  | ...                   |
| -6+3                                     | ...             | ...  | ...                   |
| -3+0                                     | 30              | 25   | 100                   |
| Исходный ма-<br>териал                   | 120             | 100  |                       |

На основании таблицы строятся графики. По оси абсцисс откладывается крупность класса в мм, а по оси ординат выход класса в %. Графики могут строиться для частного выхода и для суммарного выхода.

Пользуясь криво суммарной характеристики, можно определить выход класса любой крупности.





**Рис. 3.1.** График суммарной характеристики крупности данного класса

Например, нам нужно узнать выход класса крупностью 30мм. Для этого с точки 30 проводим перпендикуляр до точки пересечения с кривой и через полученную точку проводят прямую параллельно оси абсцисс до пересечения с осью ординат. Точка пересечения соответствует выходу класса крупностью 30 мм.

По виду кривой можно судить о крупности руды в целом. Если кривая вогнутая, то это значит, что в руде много мелочи, если прямолинейная, то руда имеет равномерную крупность, если кривая выпуклая, то в руде много крупного материала.

Таким образом, пользуясь графическим изображением результатом ситового анализа можно определить промежуточные значения выходов классов крупности исходного материала, а также сравнить анализы нескольких ситовых анализов, определить эффективность работы дробильного и измельчительного оборудования.

Седиментационный способ – определения гранулометрического состава основан на разделении минеральных зерен различной крупности по их скорости падения в воде. Скорость оседания минеральных частиц в вязкой среде зависит от

крупности частиц и их плотности. Эту скорость можно определить по формуле Стока:

$$v = 545d^2(\delta - \Delta), \text{ мм/с}$$

где  $d$  – диаметр частиц, мм

$\delta$  – плотность материала

$\Delta$  – плотность воды

Пользуясь этой формулой, можно определить время  $t$  оседания частиц определенного размера с заданной высотой оседания  $h$ . Время оседания частиц:

$$t = h/545d^2(\delta - \Delta) = h/v, \text{ с}$$

Материал засыпают на сито с наиболее мелким отверстиями и отмывают мелкий класс слабой струей воды. Промывку проводят до тех пор, пока промывная вода не станет прозрачной. Остаток на сите высушивают, взвешивают и по разности весов определяют вес отмытого шлама.

Микроскопический метод – позволяет изучить не только минеральный состав руды, но и определить размеры частиц, с последующим определением количества и характера сростков полезных минералов между собой и с минералами пустой породы.

### **Контрольные вопросы**

1. Дать определение гранулометрического состава руд.
2. Какие методы определения гранулометрического состава руд вы знаете?
3. Что показывают кривые обогатимости?
4. Что такое «модуль шкалы»?
5. Дать определение понятия «шкала классификации».

## **Глава IV. ПРОЦЕСС ГРОХОЧЕНИЯ. ГРОХОТЫ И ПРИНЦИП ИХ РАБОТЫ.**

### **4.1. Грохочение**

Грохочение – процесс разделения руды на классы крупности просеиванием через одно или несколько сит.

Материал, поступающий на грохочение, называется исходным, остающийся на сите надрегистным (верхним) продуктом, проваливающийся через отверстия сита – подрегистным (нижним) продуктом.

Обозначаются продукты чаще всего по размеру отверстий грохота или сита.

Например, +50 мм – материал крупнее 50 мм  
-50 мм – материал мельче 50 мм  
-100+50 мм – мельче 100 и крупнее 50

### **4.2. Виды просеивающих поверхностей**

Все просеивающиеся поверхности делятся на:

- 1) колосниковые решетки
- 2) решета и сита

Колосниковая решетка это поверхность, состоящая из отдельных колосников, предназначенная для грохочения крупного материала. Обладает повышенной прочностью. Расстояние между двумя колосниками более 50 мм.

Решета – поверхность, предназначенная для грохочения материала крупностью от 10 до 100 мм. Они бывают штампованные и сварные. Отверстия на них могут быть круглыми, могут располагаться в шахматном порядке и в елочку.

Площадь, занятая отверстиями, называется живым сечением грохота.

Прочность грохота в значительной степени определяется величиной живого сечения. Толщина листа для решетки находится в пределах  $b = (0,1-0,25) d_{max}$ .

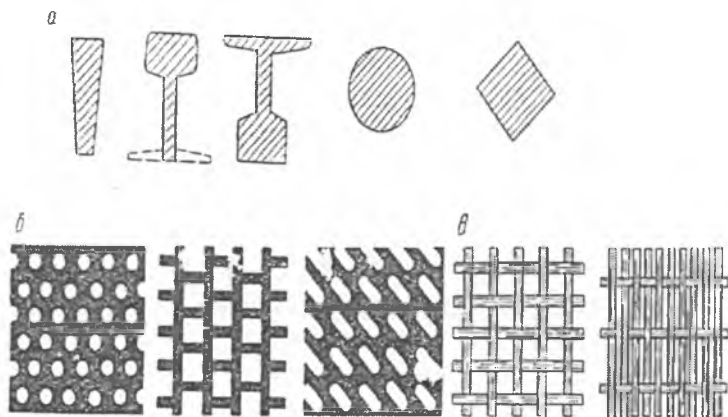


Рис.4.1. Виды просеивающих поверхностей:  
а - сечение колосников; б - решетка; в - проволочные сита.

Срок службы от 4 до 6 месяцев. Изготавливаются они в основном из стали в последние годы на ряде фабрик используются из литой резины с целью экономии Ме.

Сита - предназначены для просеивания материала от 40 мк до 100 мк (микрон тысячная доля мм). Сита бывают тканые, плетенные, струнные, шпальтовые (щелевидные). Крупные сита делают из стали, а мелкие из латуни и бронзы. Коэффициентом живого сечения называется отношение поверхности отверстий ко всей поверхности грохота.

Если  $n$  – число отверстий  
 $S_0$  – площадь одного отверстия  
 $S$  – общая площадь грохота

$$k = n \cdot S_0 / S \cdot 100, \%$$

Срок службы зависит от размера отверстия. Чем мельче отверстия, тем меньше срок службы.

По технологическим признакам грохочение бывает:

1) самостоятельным – это процесс разделения на продукты заданной крупности, являющейся конечной товарной продукцией, отправляемой к потребителю. Например, используется при грохочение угля.

2) подготовительное грохочение – это разделение материала на два или несколько классов, подвергаемых раздельной переработки на обогатительной фабрике.

Например:



Рис.4.2. Подготовительное грохочение

3) Вспомогательное грохочение – предусматривается в схемах дробления и измельчения с целью выделения мелкого материала, не нуждающегося в этих операциях

Например:



Рис.4.3. Вспомогательное грохочение

Материал, крупностью мельче 30 мм имеющийся в руде, грохочением выделяется, а крупностью больше 30 мм идет на дробление.

#### **4.3. Эффективность грохочения**

Эффективность грохочения – это показатель, характеризующий точность разделения материала по крупности при грохочении в реальных условиях. Например, в руде содержится класса -30 мм примерно 15%. Эту пару просеивали через сито и получили 12 % этого класса, какая-то часть ушла в крупный класс.

Эффективность грохочения это отношение количества класса крупности в процессе к общему количеству этого класса в исходном продукте. Эффективность еще называется коэффициентом полезного действия. В нашем примере, эффективность грохочения равна

$$12/15 \cdot 100\% = 80\%$$

Трудные зерна – это частицы руды или продукта размер, которых приближается к размеру отверстия грохота.

Они сами не проходят через отверстия сита и в то же время мешают прохождению др. зерен. Чем больше в материале трудных зерен, тем больше времени требуется для достижения заданной эффективности грохочения.

Как определяется размер зерна?

Размер зерна можно определить:

как среднее арифметическое из двух величин:  $d = (b+l)/2$

как среднее арифметическое из трех величин:  $d = (b+l+h)/3$

как среднее геометрическое из двух величин:  $d = \sqrt{l \cdot b}$

и как среднее геометрическое из трех величин:  $d = \sqrt[3]{l \cdot b \cdot h}$

#### **4.4. Основные факторы, влияющие на эффективность грохочения**

Эффективность грохочения зависит:

1) от формы зерен, наиболее благоприятными являются округлой формы

2) от влажности зерен. Сухие, сыпучие материалы (2-4 % влажности) просеиваются хорошо, т.е. быстро достигается высокая эффективность грохочения. С увеличением влажности процесса грохочения затрудняется: происходит забивка отверстий сит влажной мелочью, мелкие зерна налипают на крупные и не выделяются в нижний продукт, материал комкается.

3) от скорости движения материала в грохоте. При большой скорости движения материала по рабочей поверхности грохота зерна могут перелетать через отверстия и не будут, просеиваются. Грохот в этом случае превращается в конвейер на промышленных грохотах поступающий материал перемещается по ситам с постоянной скоростью (0,5-0,75 м/с).

4) от конструктивных особенностей грохотов. Например, если грохот неподвижный эффективность будет одна, если встряхивается – другая.

5) ситового состава – исходного продукта. Если в руде мало мелочи эффекта мало, если много мелочи, эффекта много.

#### **4.5. Классификация и конструкция грохотов**

На всех грохотах происходит отсев мелочи при перемешивании разрыхленного материала вдоль просеивавшей поверхности. Различие грохотов заключается в способе разрыхления материала.

По конструкции грохоты подразделяются:

- 1) неподвижные (плоские и криволинейные)
- 2) валковые
- 3) барабанные
- 4) плоско качающиеся
- 5) инерционные с круговыми движениями
- 6) вибрационные (возвратно-поступательное движение)

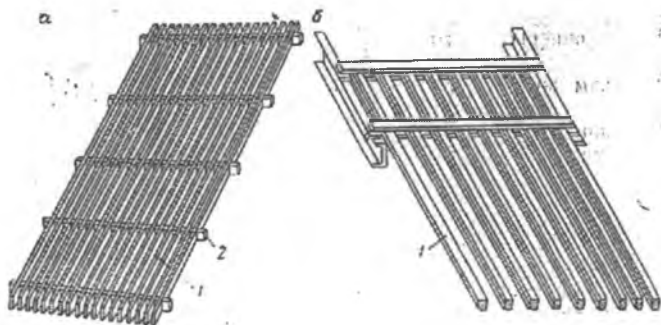
Все грохоты делятся на легкие, средние и тяжелые. Предназначены они для грохочения материала с насыпной массой 1 т/м; 1,5 т/м; 2,5 т/м.

I. Неподвижные колосниковые грохоты – представляют собой решетки, собранные из колосников, устанавливаемые под углом 30-35° для грохочения угля, 40-45° для грохочения

крупного материала. Расстояния между решетками 50 мм и больше. Длина обычно равна удвоенной ширине. Материал, загружаемый в верхнюю часть решетки, движется самотеком, при этом мелочь проваливается через щели решетки, а верхний продукт разгружается в нижнем конце.

Эффективность грохочения на колосниковых грохотах составляет 60-70 %.

II. Валковые грохоты – состоят из нескольких параллельных валков, установленных на наклонной раме и вращающихся в направлении движения материала. Валки образуют просеивающую поверхность с отверстиями, форма и размеры этих отверстий определяются расстоянием между валками. Число валков принимается от 5 до 13, размеры отверстий от 5 до 175 мм. Рама грохота устанавливается под углом 12-15°.



**Рис.4.4.** Колосниковый грохот:

а – с жестким закреплением; б – с консольным закреплением

III. Барабанные грохоты – представляют барабан, имеющий отверстия на своей внешней поверхности. Устанавливается под углом 4-7° для того, чтобы материал мог двигаться.

Исходная руда поступает в верхний конец барабана и при вращении его продвигается вдоль оси барабана. Материал, размер которого меньше размера отверстий грохота проваливается, а крупный материал разгружается через мелкий конец грохота.



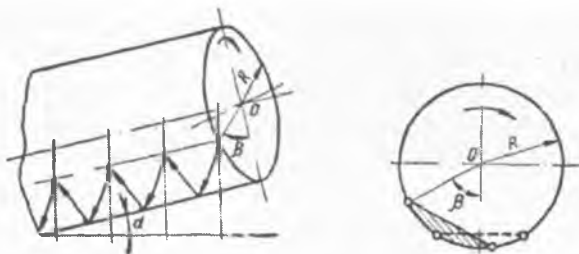


Рис.4.5. Схема барабанного грохота

Скорость вращения барабана составляет 25-50% критической скорости. Диаметр барабана грохота принимается от 500 до 3000 мм, длина от 2000 до 1500 мм, размер отверстий от 3 мм до 75 мм. Принимают барабанные грохоты главным образом для грохочения и промывки руд, содержащих глину.

IV. Криволинейные неподвижные – сюда относятся дуговые, цилиндроконические грохоты. Дуговой грохот предназначен для грохочения тонкого и мелкого материала.

Рабочая поверхность дугового грохота состоит из проволок трапецевидного сечения, расположенных параллельно между собой и поперек потока материала. Составленное таким образом сито со щелевидными отверстиями изогнуто и образует часть цилиндрической поверхности.

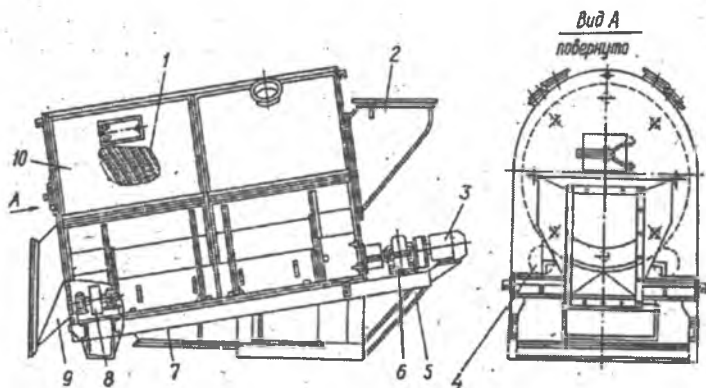


Рис.4.7. Цилиндрический грохот

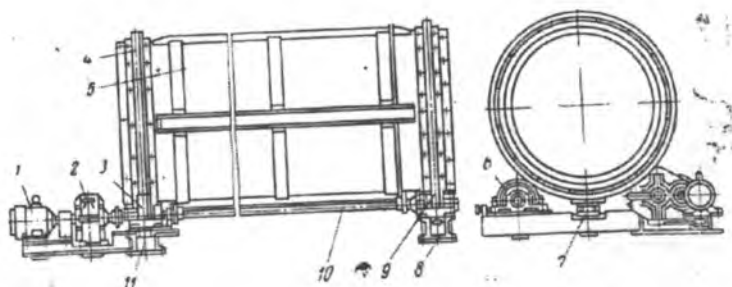


Рис. 4.6. Барабанный промывочный грохот

Материал под давлением подается по касательной в сито. Тонкие частички в листе с водой проходят через щелевидные отверстия сита, разгружаются в специальную приемную коробку, а крупные движутся по поверхности этой дуги и собираются в другой коробке.

Срок службы зависит от характеристики материала и размеров проволоки производительности и свойств пульпы. На рудных пульпах дуговые сита служат 30-40 дней.

V. Вибрационные, пулувибрационные, инерционные грохоты характеризуются наличием устройства для создания вибрации. В них имеются пружины, подвески, инерционный маховик и т.д.

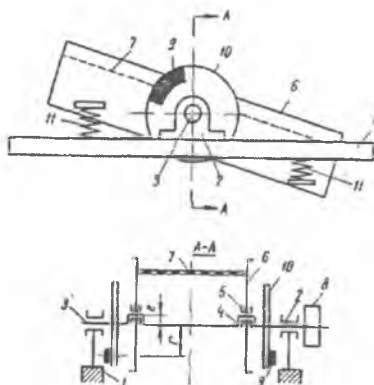


Рис.4.8. Схема вибрационного грохота

### **Контрольные вопросы**

1. Дать определение понятия «грохочение».
2. Какие виды грофов вы знаете?
3. Принцип работы барабанного грохота.
4. Принцип работы колосникового грохота и области его применения.
5. Принцип работы вибрационного грохота и области его применения.

## Глава V. ОСНОВЫ ДРОБЛЕНИЯ. СТЕПЕНЬ, СПОСОБЫ, СТАДИИ И ЗАКОНЫ ДРОБЛЕНИЯ. СТЕПЕНЬ ДРОБЛЕНИЯ

### 5.1. Основы дробления

Дробление – это процесс уменьшения размеров кусков полезных ископаемых разрушением их действием внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления, связывающие между собой частицы твердого вещества.

Дробление характеризуется – степенью дробления. Степенью дробления называется отношение размеров зерен исходного материала к размерам зерен дробленого продукта:

$$I = D_{\max}/d_{\max}$$

где  $D_{\max}$  и  $d_{\max}$  – размер максимального куска материала соответственно до и после дробления.

На обогатительных фабриках дробление производится в несколько стадий, т.к. получить необходимую степень дробления в одной машине обычно невозможно.

Различают три стадии дробления:

I стадия – Крупное дробление от 1500-1000 до 750, II стадия – среднее дробление, III стадия – мелкое дробление.

Общая степень дробления равна произведению степеней дробления в отдельных стадиях:

$$i_{\text{общ}} = i_{\text{кр}} \cdot i_{\text{ср}} \cdot i_{\text{мел.}}$$

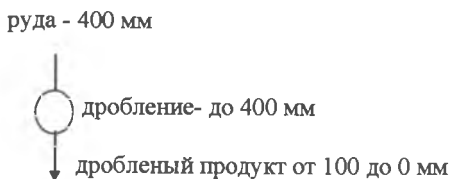
Эффективность  $\mathcal{E}$  работы дробилок выражается в тоннах, дробленного продукта на 1 квт/ч израсходованной энергии:

$$\mathcal{E} = Q/E$$

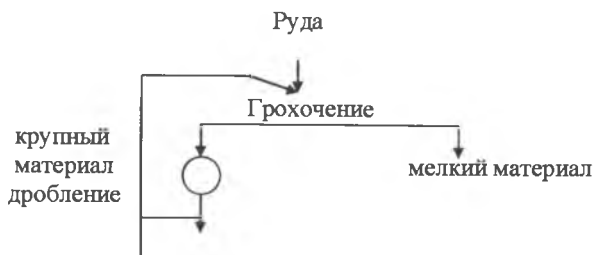
где  $Q$  – масса дробленого продукта, т;  $E$  – энергия затраченная на дробление кВ/ч.

Процесс дробления может осуществляться в открытом цикле, в котором каждый кусок руды, поступающий на дробления, проходит через дробилку только один раз, а при дроблении в замкнутом цикле наиболее крупные куски руды

выделяются из дробленого продукта грохочением и возвращаются на додробливание в ту же самую дробилку.



**Рис. 5.1.** Открытый цикл дробления



**Рис.5.2.** Замкнутый цикл дробления

## 5.2. Способы дробления

Известны четыре основных способа дробления: раздавливание, раскалывание, истирание, удар.

1) раздавливание – разрушение в результате сжатия зерна между двумя дробящими поверхностями. Характеризуется наличием большого количества мелочи.

2) раскалывание – разрушение зерна в результате его расклинивания между остриями дробящих поверхностей. Этот способ характеризуется минимальным образованием мелочи

3) истирание – разрушение в результате воздействия двух смещающихся относительно друг друга дробящих поверхностей. Характеризуется образованием большого количества мелочи

4) удар – разрушение зерен в результате воздействия динамически кратковременных нагрузок.

### 5.3. Стадии дробления

Операции дробления вместе с относящимися к ней операциями грохочения составляет стадию дробления, а совокупность стадий дробления – схему дробления.

Стадии дробления (рис. 14) имеют четыре разновидности:

А' – операции предварительного грохочения, дробления и поверочного грохочения;

Б – операции предварительного грохочения и дробления;

В – операции дробления и поверочного грохочения;

Г – операции дробления.

Схемы дробления включают одну, две, три и более стадий дробления. Число одностадийных схем равно числу разновидностей стадий дробления, т.е. равно четырем. Число возможных вариантов двухстадийных схем дробления значительно больше. Каждый вариант одностадийной схемы дробления может быть развит в двухстадийную схему путем дополнения его любой из четырех разновидностей стадии дробления. Например, одностадийную схему разновидности Б можно дополнить любой из разновидностей А, Б, В, Г и, таким образом, получить четыре возможных варианта двухстадийной схемы дробления БА, ББ, БВ, БГ.

Общее число возможных вариантов двухстадийных схем дробления будет  $4^2=16$  (АА, АБ, АВ, АГ, БА, ББ, БВ, БГ, ВА, ВБ, ВВ, ВГ, ГА, ГБ, ГВ, ГГ) (рис. 16). Число возможных вариантов трехстадийных схем дробления  $4^3=64$ . Число же возможных вариантов схем, включающие  $n$  стадий дробления,  $N_n=4^n$ .

Разновидность стадии дробления А' имеет вариант с совмещенными операциями предварительного и поверочного грохочения обозначаемый А (рис. 5.4.).

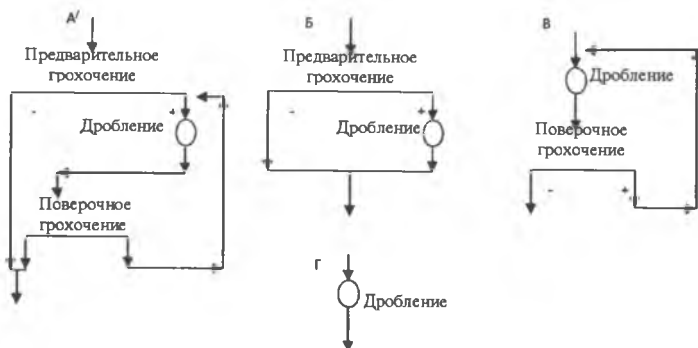


Рис.5.3. Разновидности стадий дробления



Рис.5.4. Вариант разновидности А<sup>1</sup>

## 5.4. Законы дробления

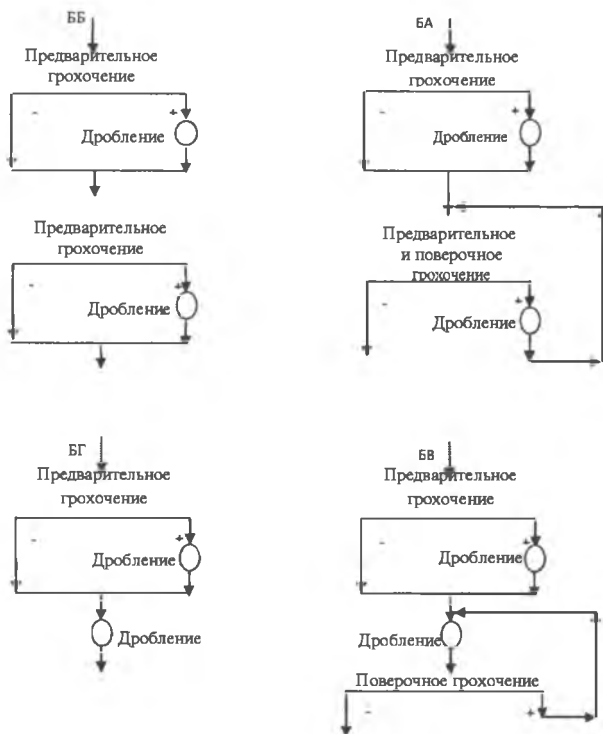
В соответствии с законом Ребиндера и Жигача работа  $A$  при дроблении затрачивается сначала на деформацию рудных кусков (на упругие и пластические деформации)  $A_d$ , а затем на образование новых поверхностей  $A_p$  т. е.

$$A = A_d + A_p$$

При этом принимается, что работа на деформацию рудных кусков пропорциональна их объему, а работа на образование новой поверхности пропорциональна площади этой новой поверхности:

$$A = A_d + A_p = k_1 \Delta V + k_2 \Delta S$$

где  $k_1$  и  $k_2$  — коэффициенты пропорциональности;  $\Delta V$  — деформированный объем разрушаемого куска;  $\Delta S$  — площадь вновь образованной поверхности.



**Рис.5.5.** Варианты развития  
одностадийной схемы в двухстадийную

Второй закон дробления Риттенгера гласит, что при крупном дроблении руды с небольшой степенью дробления площадь вновь образованной поверхности сравнительно мала и работой, затрачиваемой на образование этой поверхности, можно пренебречь. В этом случае вся работа дробления будет пропорциональна деформированному объему кусков:

$$A = k_1 \Delta V$$

И, наоборот, третий закон дробления Кирпичева – Кика гласит, что при мелком дроблении и измельчении работа на



деформацию зерен значительно меньше работы на образование новых поверхностей и ею также можно пренебречь. Тогда работа, затрачиваемая на разрушение зерен, будет пропорциональна только площади вновь образованной поверхности:

$$A = k_2 \Delta S$$

### **Контрольные вопросы**

1. Дать определения понятия «дробление».
2. Перечислить способы дробления.
3. Перечислить стадии дробления.
4. Перечислить законы дробления и написать формулы каждого закона.
5. Привести примеры одностадиальных схем дробления и принцип компоновки из них двух и трехстадиальных схем.

## **Глава VI. ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ. РЕЖИМЫ РАБОТЫ МЕЛЬНИЦ, СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ.**

### **6.1. Сущность процесса измельчения**

Измельчение является заключительной операцией в цикле подготовки руды перед обогащением, связанной с уменьшением крупности ее кусков, и производится в аппаратах, называемых мельницами. Как правило, на измельчение поступает материал после дробления и имеет крупность менее 10—25 мм.

В результате измельчения должен быть получен продукт, пригодный по крупности для последующего обогащения и содержащий полезные минералы в виде частиц, максимально освобожденных от пустой породы. Крупность частиц измельченного продукта обычно не превышает 1 мм, а часто с целью полного раскрытия сростков руду измельчают до крупности частиц менее 0,1 мм и даже менее 0,074 мм.

Все измельчительные агрегаты по принципу действия можно разделить на две основные группы: механические мельницы (с мелющими телами) и аэродинамические мельницы (струйные размольные аппараты без мелющих тел). В свою очередь, механические мельницы в зависимости от геометрической формы рабочего корпуса разделяются на барабанные, кольцевые, чашевые и дисковые (рис. 6.1.).

Рабочий корпус барабанных мельниц — футерованный изнутри барабан 1. Мелющими телами 2 служат стальные шары, стержни, галька или крупные куски руды (см. рис. 6.1., а).

Кольцевые мельницы (см. рис. 6.1., б) иногда применяются для сухого измельчения легкоизмельчаемых материалов — угля, фосфоритов и др. Рабочей поверхностью здесь служит внутренняя футеровка кольца 1, а измельчающими телами являются ролики 2 цилиндрической или другой формы, обкатывающие внутреннюю поверхность кольца.

В чашевой мельнице (см. рис.6.1,в) рабочий корпус — чаша 1, а мелющие тела — бегуны 2, перекатывающиеся по днищу чаши.

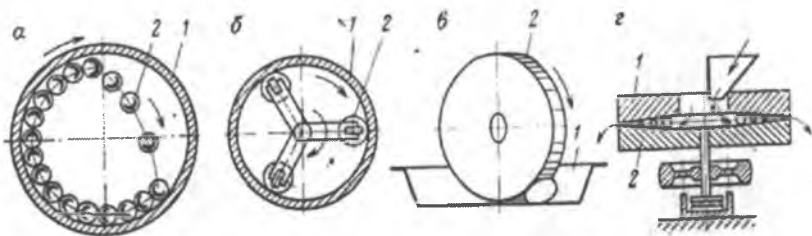


Рис. 6.1. Схемы механических мельниц

В дисковой мельнице (см. рис.6.1,г) основные рабочие органы — неподвижный 1 и подвижный 2 диски.

Аэродинамические (струйные) мельницы в горнорудной промышленности применяются сравнительно редко и исключительно для тонкого и сверхтонкого измельчения материала. Принцип их действия заключается в том, что частицы материала разгоняются встречными струями воздуха, перегретого пара или газа и измельчаются в результате соударения друг с другом.

Для измельчения руд черных и цветных металлов наибольшее распространение получили мельницы барабанного типа.

Барабанные мельницы различаются между собой по следующим признакам:

типу измельчающей среды (шары, стержни, галька, куски руды);

геометрической форме барабана (короткий цилиндр, длинный цилиндр, конус);

способу разгрузки материала из барабана (разгрузка периодическая или непрерывная, разгрузка через решетку или непосредственно через цапфу);

способу измельчения (сухой, мокрый).

В зависимости от типа измельчающей среды барабанные мельницы разделяются на шаровые, стержневые, рудногалечные и мельницы самоизмельчения.

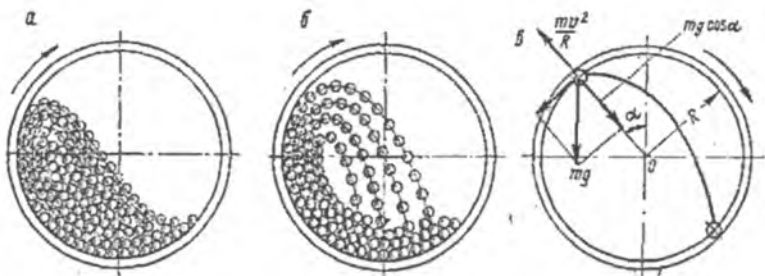
В зависимости от способа приведения в действие барабанов различают мельницы двух типов — с вращательным движением и с колебательным (вибрация) движением. В мельницах с вращательным движением барабана последний монтируют на опорных или упорных подшипниках. В мельницах второго типа вращательное движение барабана заменяется колебательным. Мельницы этого типа получили название вибрационных.

При вибрации барабана, создаваемой специальным вибро-возбудителем, каждая его точка описывает траекторию, близкую к круговой. При этом примыкающие к барабану нижние слои измельчающей среды перемещаются вверх, а слои, находящиеся вблизи свободной поверхности, движутся вниз. В результате такой безударной циркуляции измельчающих тел зерна руды, находящиеся в пространствах между ними, истираются.

Корпус мельницы оборудуется дебалансовым вибровозбудителем и устанавливается на пружинах. Вибрационные мельницы применяются преимущественно для тонкого измельчения.

## **6.2. Режимы работы мельниц**

В зависимости от скорости вращения барабана различают каскадный и водопадный режим работы мельницы. При малых оборотах барабана устанавливается каскадный режим (рис.6.2.,а), при котором, дробящая нагрузка делает поворот в сторону вращения, и дробящие тела, поднявшись на некоторую высоту, скатываются вниз, измельчая руду раздавливанием и истиранием. При повышении скорости вращения дробящая нагрузка поворачивается на больший угол и дробящие тела, поднимаясь на большую высоту, отрываются от поверхности барабана и падают вниз по параболическим траекториям (рис.6.2.,б). Устанавливается водопадный режим.



**Рис.6.2.** Контуры шаровой нагрузки при каскадном и водопадном режимах работы мельницы:  
а) каскадный режим; б) водопадный режим

Центробежная сила, действующая на шар, и радиальная составляющая силы веса шара в точке перехода на параболическую траекторию уравновешены (рис. 18, в), а поэтому можно написать

$$\frac{mv^2}{R} = mg \cos \alpha$$

где  $m$  — масса шара, кг;  $v$  — окружная скорость барабана мельницы, м/сек;  $g$  — ускорение силы тяжести, м/сек<sup>2</sup>;  $\alpha$  — угол отрыва шаров, т. е. угол между вертикальной осью барабана мельницы и радиусом, проведенным в точку отрыва.

Из этого равенства скорость вращения мельницы может быть подсчитана по формуле

$$n = \frac{30\sqrt{g}}{\pi\sqrt{R}} \sqrt{\cos \alpha}, \text{ об/мин}$$

Критическим числом оборотов барабана мельницы (критическая скорость вращения) называют такое число оборотов, при котором дробящие тела, прилегающие к внутренней поверхности барабана, прижимаются центробежной силой к этой поверхности и вращаются вместе с барабаном, не отрываясь.

При критическом числе оборотов шар поднимается в зенит и угол отрыва  $\alpha$  становится равным нулю. Формулу для критического числа оборотов получим, если в предыдущую формулу подставим  $\alpha = 0$

$$n_{кр} = \frac{30\sqrt{g}}{\pi\sqrt{R}} \sqrt{\cos\alpha} = \frac{30}{\pi\sqrt{R}} = \frac{30}{\sqrt{D}} \text{ об/мин}$$

так как  $\sqrt{g} = \pi R = \frac{D}{2}$ , где  $D$  — диаметр барабана мельницы, м.

### 6.3. Схемы измельчения

Измельчение в мельницах на обогатительных фабриках осуществляется в одну или в две стадии главным образом мокрым способом. Мельницы обычно работают в замкнутом цикле с классификаторами или гидроциклонами.

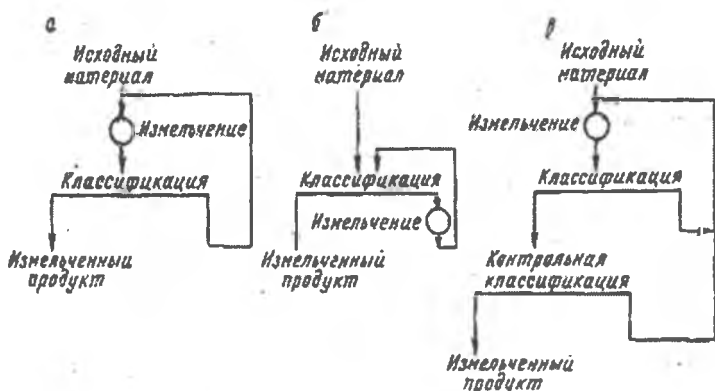


Рис. 6.3. Одностадиальные схемы измельчения в замкнутом цикле с классификацией:

а — исходный материал загружается в мельницу; б — исходный материал загружается в классификатор; в — схема с контрольной классификацией

Одностадиальные схемы измельчения (рис.6.3.) применяются в основном на обогатительных фабриках небольшой производительности (до 200 т/сутки), а также на фабриках большой производительности, но при относительно крупном конечном помоле (до 0,2 мм). При измельчении в одну стадию мельницы на фабрике устанавливают параллельно. Каждая

мельница работает в замкнутом цикле с классификатором и измельчает материал до конечной крупности.

Двухстадиальные схемы измельчения (рис. 6.4.). При двухстадийном измельчении мельницы устанавливают последовательно — одна мельница в I стадии для крупного измельчения материала и одна или несколько мельниц во II стадии для доизмельчения продукта I стадии до необходимой крупности.

Мельницы I стадии могут работать в открытом цикле, а также частично или полностью замкнутом циклах, мельницы II стадии работают обязательно в замкнутом цикле.

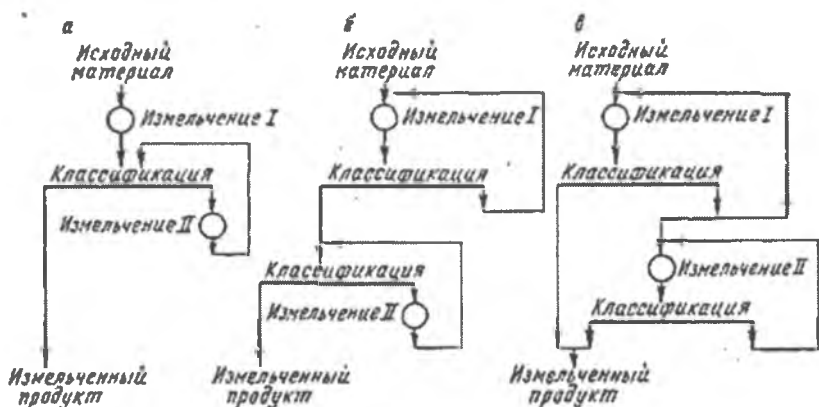


Рис. 6.4. Двухстадиальные схемы измельчения:

- а — в первой стадии работает стержневая мельница в открытом цикле;  
 б — замкнутый цикл в I и II стадиях измельчения; в — I стадия в полужамкнутом цикле

### Контрольные вопросы

1. Дать определение понятия «измельчение».
2. Какие виды мельниц вы знаете?
3. Режимы работы мельниц.
4. Привести виды схем измельчения.
5. Дать определение понятиям «замкнутый цикл» и «открытый цикл».

## Глава VII. КЛАССИФИКАЦИЯ И ЗАКОНЫ ПАДЕНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ЗЕРЕН В ВОДЕ. КЛАССИФИКАТОРЫ.

### 7.1. Сущность процесса классификации

Все тела независимо от их размеров, плотности и формы в вакууме падают равномерно-ускоренно с ускорением  $g = 9,81$  м/сек<sup>2</sup>.

При падении тела в жидкой или газообразной среде движущая гравитационная сила зависит от плотности тела и среды и равна:

$$V(\delta - \delta_0)$$

где  $V$  — объем тела;

$\delta$  и  $\delta_0$  — плотность соответственно тела и среды.

Если  $\delta > \delta_0$ , то тело будет опускаться вниз, при  $\delta < \delta_0$  тело будет всплывать, и при  $\delta \approx \delta_0$  тело не будет перемещаться относительно среды.

В воде, в любой другой жидкости или в воздухе падающее тело встречает сопротивление среды. Величина сопротивления среды зависит от скорости движения тела или от скорости обтекания тела средою, от формы и шероховатости поверхности тела.

Различают два основных режима движения жидкости — ламинарный (параллельноструйный) и турбулентный (с завихрениями) (рис. 7.1.). Сопротивление среды при ламинарном движении определяется главным образом вязкостью жидкости, величина силы сопротивления при этом прямо пропорциональна скорости движения.

При турбулентном режиме сопротивление определяется преимущественно инерционными силами (сообщение ускорений некоторой массе жидкости), а величина силы сопротивления прямо пропорциональна квадрату скорости движения. Можно представить себе также переходный режим, при котором сила сопротивления прямо пропорциональна



скорости движения в степени больше единицы, но меньше двух. Под действием гравитационной силы минеральное зерно начинает двигаться в среде с ускорением. При возрастании скорости сопротивление среды увеличивается и за короткий промежуток времени оно достигает величины движущей силы. С этого момента минеральное зерно начинает двигаться с постоянной конечной скоростью.

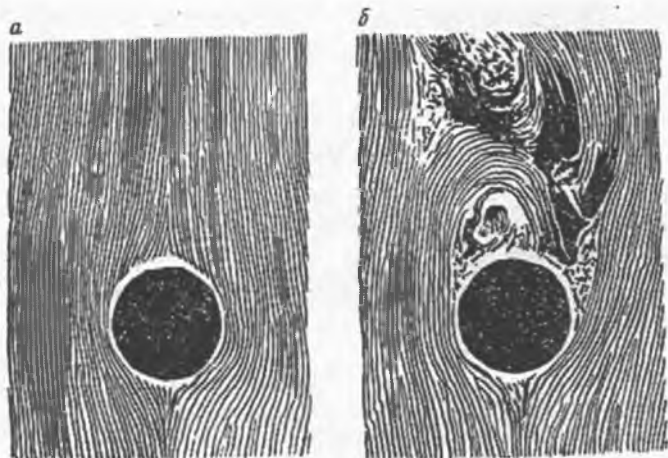


Рис. 7.1. Ламинарный (а) и турбулентный (б) режим обтекания тела жидкостью

Исследованиями скорости падения минеральных частиц в воде и в воздухе установлены следующие закономерности:

- более крупные частицы большей плотности имеют высокие конечные скорости падения;
- с увеличением плотности и вязкости жидкости скорость падения зерен уменьшается;
- частицы, имеющие одинаковый вес, но различную форму, падают с разными скоростями; шарообразные частицы падают быстрее, чем частицы пластинчатой формы.

Скорости падения частиц в воде и в воздухе можно ориентировочно определить по формулам, приведенным в табл. 7.1.

Приведенные выше закономерности установлены применительно к свободному падению частиц в воде или в воздухе, т. е. когда частицы движутся на значительных расстояниях одна от другой и не оказывают взаимного влияния на движение. При групповом движении частиц возникают дополнительные сопротивления вследствие столкновения частиц, трения их между собой и о стенки аппарата, вследствие восходящих потоков жидкости в промежутках между частицами, вследствие вытеснения ее массой оседающих частиц. Движение частиц в таких условиях называют стесненным падением. Конечная скорость стесненного падения частиц значительно ниже скорости свободного падения:

$$v_{ст} = kv$$

где  $v_{ст}$  — конечная скорость стесненного падения частиц;  $v$  — конечная скорость свободного падения;  $k$  — коэффициент снижения скорости.

## 7.2. Законы падения минеральных зерен в воде

Величина коэффициента  $k$  зависит главным образом от степени разрыхления  $\theta$  движущейся массы частиц, т. е. от отношения объема жидкости между частицами к общему объему взвеси:

$$\theta = (V_1 - V_2) / V_1$$

$$\theta = \frac{V_1 - V_2}{V_1}$$

где  $V_1$  — объем взвеси;

$V_2$  — объем, занятый твердыми частицами в объеме взвеси.

Разные авторы по-разному оценивают значение коэффициента  $k$ , что зависит от условий проведенных ими исследований.

Скорость при стесненном падении составляет от 0,15 до 0,6 величины скорости свободного падения зерен той же крупности и плотности.

Таблица 7.1.

**Формулы для определения конечной скорости падения в воде и в воздухе зерен сферической формы**

| Область применения                                           | Падение в воде                  |                                     | Падение в воздухе           |                                     |
|--------------------------------------------------------------|---------------------------------|-------------------------------------|-----------------------------|-------------------------------------|
|                                                              | Формула                         | Предельный диаметр зерна кварца, см | Формула                     | Предельный диаметр зерна кварца, см |
| Мелкие зерна (ламинарный режим). Закон Стокса                | $v=5425d^2(\delta-1)$           | Не больше 0,0088                    | $v=3 \cdot 10^5 \delta d^2$ | Не больше 0,0048                    |
| Зерна промежуточной крупности. Формула Аллена                | $v=120d \cdot (\delta-1)^{2/3}$ |                                     | $v=4200d\delta^{2/3}$       |                                     |
| Крупные зерна (турбулентный режим). Закон Ньютона-Риттингера | $v=55 \cdot \sqrt{d(\delta-1)}$ | Не меньше 0,27                      | $v=1600 \sqrt{d\delta}$     | Не меньше 0,15                      |

Минеральные зерна, имеющие разные размеры и плотности, но обладающие одинаковой конечной скоростью падения в воде или в воздухе, называются равнопадающими. Отношение диаметра частицы легкого минерала к диаметру

частицы тяжелого минерала, имеющей ту же скорость падения, называется коэффициентом равнопадаемости. Коэффициент равнопадаемости показывает, во сколько раз частица легкого минерала больше частицы тяжелого минерала, имеющей ту же скорость падения.

### 7.3. Классификаторы

Конусные классификаторы применяют для разделения пульпы по крупности на два продукта (рис. 7.2). Пульпу подают по центральной трубе, погруженной ниже уровня слива. Тонкий материал переливается через борт конуса в сливной желоб, а крупный разгружается через нижнюю насадку. Часто конусы оборудуют поплавковым устройством для автоматической разгрузки песковой фракции.

Крупность разделения в конусе данного размера определяется средней скоростью восходящего потока в верхнем сечении на уровне слива, т. е. объемом сливаемой пульпы.

Частицы материала, имеющие скорость падения больше этой скорости, будут осаждаться, а более мелкие будут уходить в слив. Содержание твердого в разгрузке регулируется размером песковой насадки.

Недостаток конусных классификаторов — их низкая эффективность. При этом много мелких частиц уходит в крупную фракцию, что объясняется высоким содержанием в ней воды. Конусы применяются для грубой классификации, сгущения и обесшламливания пульп. Конусы с постоянной разгрузочной насадкой можно использовать в качестве дозаторов пульпы перед обогатительными аппаратами. При истечении материала через насадку под постоянным напором столба пульпы объемный расход ее остается постоянным.

Изготавливают конусы диаметром 2,5—3,6 м. Производительность их определяется необходимой крупностью слива и объемом сливаемой пульпы.

Камерный гидравлический классификатор состоит из ряда пирамидальных камер, постепенно увеличивающихся в

размерах и в верхней части объединенных общим, расширяющимся в плане по потоку пульпы, желобом (рис.7.3).

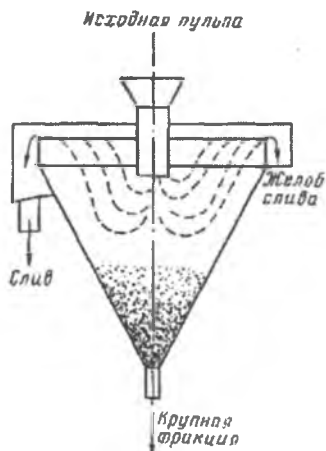


Рис. 7.2. Конусный классификатор

Исходную пульпу подают в узкий конец желоба, которая заполняет камеры классификатора и переливается через порог в широком конце. Минеральные зерна, в соответствии со скоростями падения в воде и постепенно уменьшающейся скоростью потока, оседают в разных камерах, образуя классы определенной крупности. Самая мелкая фракция уносится в слив. К каждой пирамидальной камере присоединяют цилиндр и конусную насадку. Осевший материал выпускают из конусной насадки через периодически открывающийся клапан.

В цилиндрическую часть по касательной подводят под напором воду, создающую вращающийся восходящий поток в пирамидальной части камеры. Восходящий поток воды выносит мелочь из осевшего материала вверх, снижая тем самым степень загрязнения оседающих фракций мелкими классами. При этом имеется возможность регулирования крупности классов. В нижней суженной части камеры происходит классификация в условиях стесненного падения.

Осевшая фракция в нижней части камеры непрерывно разрыхляется мешалками, закрепленными на пустотелом подвешном валу, приводимом в движение посредством червячной передачи со скоростью около 1,5 об/мин. Внутри полого вала мешалки проходит стержень, на конце которого имеется шар выпускного клапана.

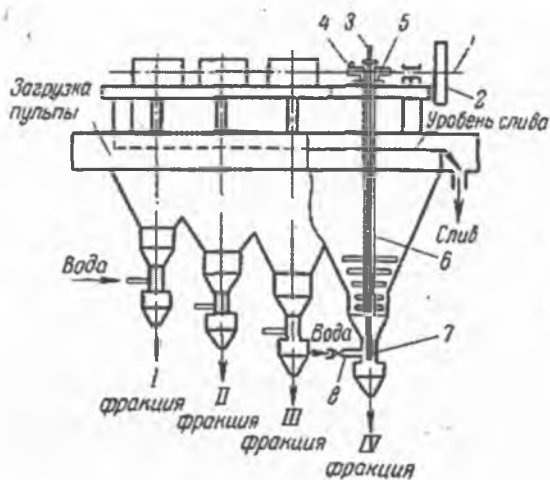


Рис. 7.3. Камерный гидравлический классификатор:

- 1 — вал привода; 2 — шкив; 3 — стержень клапана; 4 — кулачок на колесе для подъема стержня клапана; 5 — червячное колесо; 6 — полый вал с мешалками; 7 — шар клапана разгрузки; 8 — кран для регулировки воды

Периодический подъем стержня, а следовательно, и выпуск материала осуществляются кулачками (одним или несколькими) на червячной шестерне полого вала мешалки. Кулачки вступают в зацепление с выступом на стержне. Периодическая разгрузка материала из камер позволяет получить достаточно плотный продукт и снижает общий расход воды. Промышленный четырехкамерный классификатор имеет ширину в головной части 0,6 м, а в сливной 1,5 м при длине около 3 м. Производительность на материале мельче 2 мм 15—25 т/ч по твердому. Расход воды (дополнительно к поступающей пульпе) составляет 30—80 л/мин.

Классификаторы этого типа широко применяют для разделения материала на классы перед обогащением на концентрационных столах.

Конические классификаторы применяются для разделения материала на два класса — пески и слив. В зависимости от крупности обрабатываемого материала они подразделяются на песковые и шламовые. В песковых классификаторах производится классификация материала крупностью 0,15 — 2 мм, в шламовых — менее 0,15 мм.

Конический песковый классификатор (рис. 7.4) представляет собой неподвижный конус 1 из листовой стали, в верхней части которого приварен сливной кольцевой желоб 2. В нижней части конуса приварена головка 11 с фланцем для крепления сменных насадок, диаметр отверстий которых подбирается для конкретных условий классификации. Вверху конуса по его оси установлена питающая труба 4 с пульпораспределителем 5.

Для выпуска осевшего материала к головке 11 шарнирно крепится шариковый затвор 12, перекрывающий выпускное отверстие разгрузочной насадки. Системой рычагов 8 затвор связан с поплавковым устройством 7 (пустотелое кольцо), расположенным во внутреннем конусе 9.

Закрытие выпускного отверстия разгрузочной насадки обеспечивается пружиной 10 и противовесом 6, позволяющим регулировать силу нажатия шарикового затвора. Для регулировки выпуска осевшего материала служит диафрагма 13, состоящая из крестовины со сменными тарелками.

Исходный материал через питающую трубу 4 и пульпораспределитель 5 поступает в конус ниже уровня порога сливного желоба. В конусе создается восходящий поток пульпы, в результате чего мелкие частицы выносятся в верхнюю часть конуса и через сливной порог уходят в слив. Более крупные зерна (пески) оседают вниз и заполняют конус 1. Когда осевший материал достигает нижней кромки внутреннего конуса 9, выход пульпы из него вниз затрудняется и поток устремляется вверх в кольцевое пространство между трубами 3 и 4. При этом

поплавок 7 поднимается и через систему рычагов открывается шариковый затвор разгрузочного устройства.

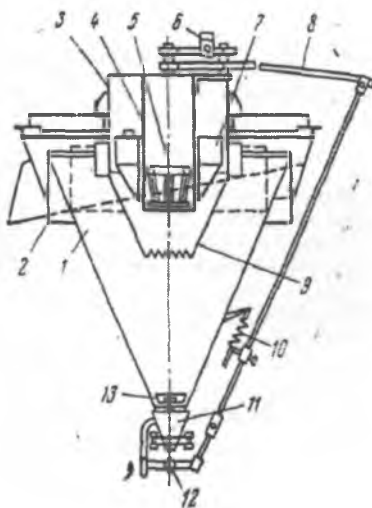


Рис. 7.4. Конический песковый классификатор

Конический шламовый классификатор по устройству и принципу действия аналогичен песковому классификатору и отличается от него только поплавковым устройством. Поплавок шламового классификатора состоит из двух пустотелых конусов, соединенных основаниями, и помещается на тяге в нижней зоне сгущения. По мере оседания материала плотность пульпы увеличивается, и поплавок поднимается, открывая через систему рычагов разгрузочное отверстие для выпуска сгущенного продукта.

Конические классификаторы изготавливаются с основанием конуса диаметром до 2,5—3,5 м и имеют производительность по твердому от 5 до 22 т/ч (песковые) и от 0 до 11 т/ч (шламовые).

Преимущества конических классификаторов — автоматическая разгрузка песков, отсутствие движущихся частей и энергозатрат.



Недостатки этих классификаторов — периодичность разгрузки песков; накопление песков на стенках конуса, вызывающее нарушение классификации; относительно большие габаритные размеры.

Механические классификаторы представляют собой простейшие гидравлические классификаторы — отстойники, в которых исходная пульпа разделяется на два продукта — мелкий и крупный. Механическими они называются потому, что пески из них разгружаются посредством механизмов.

Исходная пульпа поступает в прямоугольную (в плане) ванну с наклонным днищем. Торцовая стенка в нижнем конце корпуса классификатора образует некоторую емкость — прудок пульпы, имеющий свободную поверхность — зеркало пульпы. Внутри аппарата имеется механизм, назначение которого заключается во взмучивании пульпы (до степени, не препятствующей расслоению пульпы) и транспортировании осевших крупных частиц вверх по днищу. Разделение пульпы на слив и пески происходит в прудке. Вверху у самого зеркала пульпа имеет наименьшую плотность, а внизу у днища наибольшую. Через верх нижней торцевой стенки сливается мелкий материал — слив, а крупный опускается на дно и механизмом транспортируется вверх по днищу и переваливается через край в виде песков.

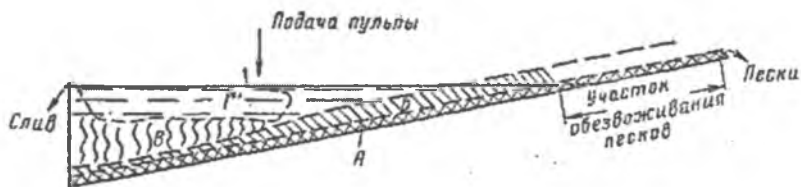


Рис. 7.5. Схема классификации в механическом классификаторе

После загрузки пульпы в классификатор между гребками транспортирующего механизма и днищем корыта образуется прослойка — постель А (рис.7.5) из осевших частиц, которая защищает дно классификатора от износа.

В зоне Б скапливаются осевшие пески, которые затем удаляются к песковому порогу. На участке обезвоживания из этих песков постепенно стекает вода, несущая мелкие частицы. Зона В состоит из частиц, взвешенных действием механизма. Через нее проходят оседающие частицы, при этом плотность зоны с глубиной возрастает. В зоне Г пульпой, текущей к сливному порогу, создается горизонтальный поток. Частицы, находящиеся под действием силы тяжести и несущей силы горизонтального потока, движутся по направлению равнодействующих сил. Частицы, скорость падения которых при данной плотности пульпы превышает скорость потока пульпы, создаваемого в верхнем сечении прудка классификатора, опускаются на дно, а частицы более мелкие в основной массе переливаются через сливной порог классификатора.

Как и в горизонтальном отстойнике, производительность классификатора и крупность разделения определяются в основном площадью зеркала пульпы в классификаторе и скоростью осаждения частиц максимальной крупности, удаляемых в слив.

Скорость осаждения частиц зависит от плотности пульпы в зоне классификации. Чем плотнее пульпа, тем выше ее вязкость и тем меньше скорость осаждения частиц данного размера.

Поэтому плотность слива, связанная с плотностью пульпы в зоне классификации, служит главным фактором для оперативного регулирования работы механического классификатора. Добавлением или уменьшением подачи воды в классификатор можно изменять плотность и крупность частиц в сливе. В обычных условиях работы классификатора увеличение подачи воды, т. е. разбавление слива, приводит к уменьшению его крупности. При сильном разбавлении слива дальнейшая добавка воды вызывает укрупнение слива вследствие увеличения несущей скорости потока. На результаты классификации оказывает влияние характеристика руды: содержание глинистых частиц в руде увеличивает вязкость пульпы и снижает скорости осаждения частиц.

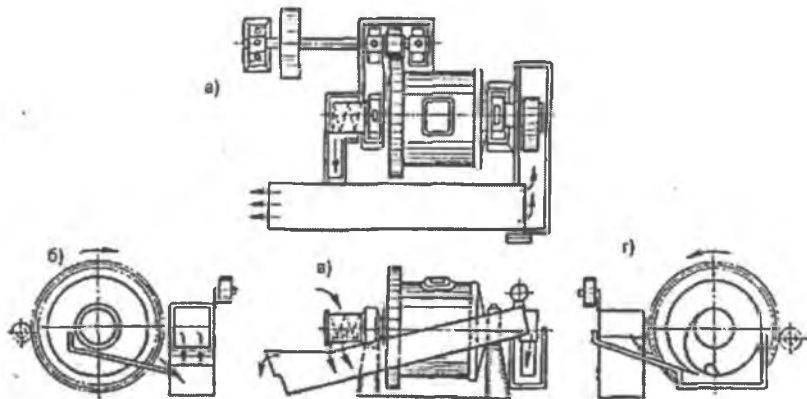
Взмучивающее действие механизма классификатора создает восходящие потоки в прудке и может вызвать укрупнение слива.

Температура пульпы оказывает заметное влияние на ее вязкость и тем самым на крупность слива. Добавки некоторых реагентов также могут оказывать влияние на результаты классификации.

Механические классификаторы применяются в основном в операциях измельчения руд в шаровых и стержневых мельницах.

Наклонное корыто и механический подъем песков позволяют самотечно замыкать операцию измельчения материала, т. е. подавать по желобу пульпу из мельницы в классификатор, а пески классификатора также по желобу возвращать в улитковый питатель мельницы (рис. 7.6).

Реечный классификатор состоит из корпуса, граблей и механизма для их привода. Корпус представляет собой желоб прямоугольного сечения, установленный под углом  $10-15^\circ$  к горизонту. Нижний конец корпуса с торца закрыт стенкой, образующей сливной порог, верхний конец открыт. Задняя часть корпуса поднимается выше уровня сливного порога.



**Рис. 7.6.** Шаровая мельница в замкнутом цикле с классификатором: а) общий вид мельницы с классификатором, б) общий вид улиткового питателя, в) разрез мельницы с классификатором, г) разрез улиткового питателя.

В корпусе от специального механизма передвигаются две или несколько грабельных скребковых рам, описывающих траекторию, показанную на рис. 7.7.

При движении вверх по наклону дна грабли со скребками (рейками) из полосовой или уголковой стали перемещаются по дну, при движении вниз они приподнимаются. Этими граблями транспортируется осевший на дно материал. Пульпа, подлежащая классификации, загружается в корпус по желобу, расположенному приблизительно посередине зеркала пульпы в классификаторе. Реечные классификаторы изготавливаются шириной от 0,3 м до 5,5 м и длиной до 9 ж. В классификаторах небольших размеров — одна скребковая рама, в больших — четыре рамы. Скорость движения граблей зависит от крупности слива: при тонких сливах — 9—15 ходов в минуту, а при крупных 23—27 ходов в минуту. Крупность слива не превышает 0,8 мм, содержание твердого в сливе 25—50%.

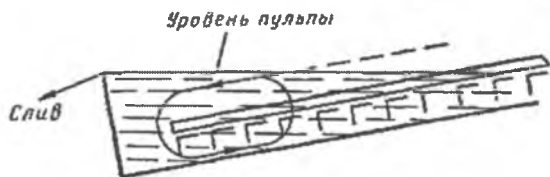


Рис. 7.7. Схема движения граблей в реечном классификаторе

Спиральные классификаторы относятся к типу классификаторов с механической разгрузкой песков. Транспортирующим устройством в них является медленно вращающаяся винтовая спираль (шнек), установленная параллельно днищу корпуса. Мелкие частицы вместе с водой (слив) переливаются через сливной порог, а пески транспортируются спиралью по днищу к разгрузочному отверстию. Спиральные классификаторы изготавливают с одной или двумя спиралями.

Основные части классификатора (рис. 7.8): полуцилиндрическое корыто 2, жестко укрепленное на опорной раме 7; спираль 3, смонтированная на полом валу 4; привод 1 и механизм подъема спирали 5.

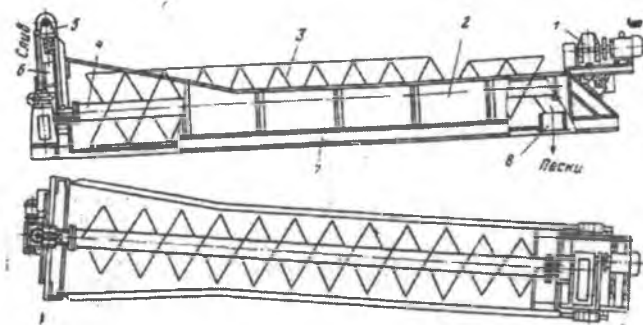


Рис. 7.8. Односпиральный классификатор

Исходный материал поступает в нижнюю часть классификатора через приемный карман в боковой стенке корыта ниже зеркала находящейся в нем пульпы. Крупные частицы (пески) оседают на дно корыта и вращающейся спиралью перемещаются в верхнюю часть классификатора к разгрузочному отверстию 8. Тонкие частицы в виде пульпы переливаются через сливной порог 6.

Привод классификатора позволяет вращаться валу со спиралью и в таком положении, когда со стороны нижней части классификатора он поднят при помощи подъемного механизма 5. Поэтому спиральные классификаторы нет необходимости немедленно останавливать при кратковременной перегрузке корыта материалом. Для этого следует лишь поднять спираль и, постепенно ее опуская, выработать накопившиеся пески.

Корыто, классификатора сваривается из стальных листов, прочно закрепляется на металлической раме и устанавливается под углом  $12—18^\circ$  к горизонту. Лопасти спирали классификатора изготавливаются из стальных полос, закрепленных на спицах болтами. Наиболее быстро изнашиваются от абразивного воздействия материала наружные кромки спиралей. Поэтому они футеруются сегментами из отбеленного или высокохромистого чугуна. Спирали бывают одно-, двух- и трехзаходные с шагом, равным  $0,5—0,6$  диаметра спирали. Наибольшее пространство имеют двухзаходные спирали.

Различаются классификаторы с непогруженной и погруженной спиралью. У классификаторов первого типа сливной порог расположен выше вала (их называют также классификаторами с высоким порогом), но верхняя часть всей спирали вращается над уровнем пульпы, в корыте.

У классификаторов второго типа часть спирали со стороны сливного порога полностью погружена в пульпу, чем обеспечивается большая зона осаждения и классификация материала происходит в более спокойной среде. Поэтому классификаторы с погруженной спиралью применяют в том случае, когда необходимо получить более тонкий слив (обычно частицы размером менее 0,15 мм). Производительность этих классификаторов по сливу примерно в 1,5 раза выше производительности классификаторов с непогруженной спиралью.

Спиральные классификаторы характеризуются простотой устройства и обслуживания, надежностью в работе, высокой производительностью.

Равномерное и спокойное вращение спиралей обеспечивает хорошие условия для: классификации материала и выдачи чистого слива повышенной плотности. Классификаторы слабо чувствительны к перегрузкам, которые, например, у речных классификаторов (применяются редко), имеющих транспортирующий орган в виде гребков, часто приводят к авариям с серьезными механическими повреждениями.

Классификация в спиральных классификаторах может регулироваться изменением следующих параметров: частоты вращения спиралей, высоты сливного порога, плотности пульпы.

Если необходимо получить тонкий слив, то частота вращения спиралей должна быть снижена, так как в этом случае уменьшается взмучивание пульпы в результате вращения спиралей. Наоборот, при необходимости выдачи более крупнозернистых песков частота вращения спиралей должна быть увеличена. Повышенную частоту вращения спиралей имеют классификаторы, в которых классифицируют тяжелые материалы. Частота вращения спирали колеблется от 1 до 25 мин.

Изменением высоты сливного порога регулируется площадь зеркала пульпы в классификаторе аналогично тому, как это происходит при изменении угла наклона корыта классификатора. С увеличением высоты сливного порога увеличивается площадь зеркала пульпы в классификаторе, т. е. зона осаждения частиц, что обеспечивает увеличение производительности классификатора.

Плотность пульпы в классификаторе влияет на скорость осаждения частиц. С увеличением плотности пульпы их осаждение замедляется и со сливом уходят более крупные частицы.

С целью получения песков с меньшим содержанием влаги в спиральных классификаторах некоторых конструкций в верхней части создают дренажную постель, которая увеличивает сопротивление движению песков и благодаря их дополнительному сжатию способствует лучшему удалению воды. Для этого несколько уменьшают диаметр первых витков спирали со стороны разгрузки песков (см. рис. 7.8).

Гидроциклоны относятся к классифицирующим аппаратам, принцип работы которых основан на использовании центробежных сил, действующих на частицы минералов при их вращении по спиралеобразной траектории внутри аппарата. При этом центробежная сила может во много раз превосходить гравитационную силу, действующую на частицу. Поэтому классификация в гидроциклонах значительно интенсифицируется по сравнению с аппаратами, разделение материала в которых основано на чисто гравитационном принципе. Гидроциклоны имеют большую производительность и достаточно высокую эффективность классификации.

В практике обогащения гидроциклоны применяются для разделения измельченных материалов на слив и пески, для обесшламливания и обезвоживания продуктов, а также для обогащения руд некоторых типов.

Гидроциклон (рис. 7.9) представляет собой аппарат, состоящий из цилиндрической 4 и конической 7 частей. Внутренняя поверхность аппарата защищена от истирания абразивными частицами футеровкой 6 из каменного (диабазового) литья, полиуретана или резины. Цилиндрическая часть закрыта сверху

крышкой 2, имеющей центральное отверстие, к фланцам которого болтами крепится сливной патрубок 3. Снизу к конической части гидроциклона также болтами крепится песковая коническая насадка 8. Цилиндрическая часть гидроциклона имеет патрубок 5, по которому под давлением подается исходный материал. Давление пульпы на входе в гидроциклон контролируется манометром 1.

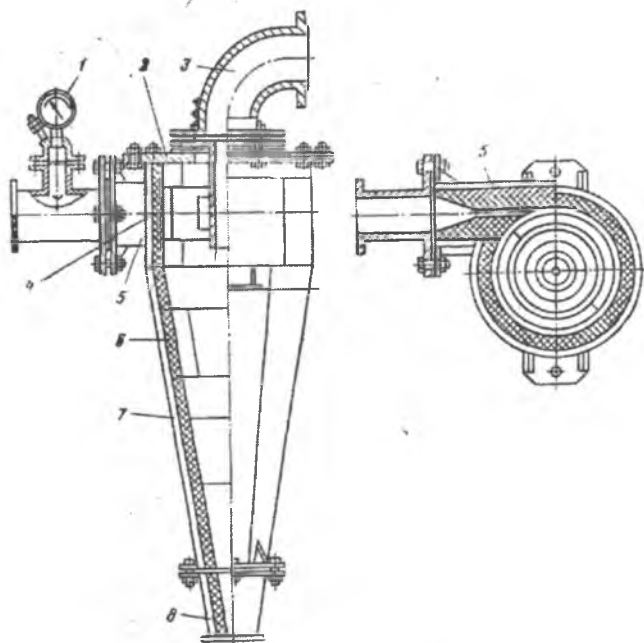


Рис. 7.9. Гидроциклон

Работает гидроциклон следующим образом. Через питающий патрубок 5 пульпа с большой скоростью подается тангенциально к внутренней поверхности цилиндра 4. Наиболее тяжелые и крупные частицы под действием центробежной силы отбрасываются к стенкам аппарата и нисходящим спиральным потоком движутся вниз к разгрузочной насадке 8 для песков. Мелкие же частицы вместе с водой образуют внутренний поток,



который поднимается вверх и выносится через сливной патрубок 3.

Производительность гидроциклонов и эффективность разделения материала зависят от многих факторов, главные из которых — давление пульпы на входе в гидроциклон; внутренние размеры сечений питающего патрубка, сливной и песковой насадок; диаметр цилиндрической части и угол конусности гидроциклона; плотность пульпы, подаваемой в гидроциклон; характеристика разделяемого материала.

Обычно пульпа в гидроциклон подается под давлением от 5 до 50 Н/см<sup>2</sup>. Для нормальной работы гидроциклона важно поддерживать это давление постоянным. Если пульпа в гидроциклон подается непосредственно насосом, то должна быть обеспечена его надежная работа, прежде всего за счет постоянства уровня пульпы в приемном зумпфе насоса. Эффективно работают гидроциклоны при наличии питающего напорного зумпфа, располагаемого над гидроциклонами на высоте, обеспечивающей необходимое давление пульпы в питающем патрубке.

Наиболее важен для эффективной работы гидроциклона правильный выбор диаметра сливного патрубка и песковой насадки. Обычно диаметр сливного патрубка выбирается в пределах 0,2—0,4 диаметра цилиндрической части гидроциклона, а отношение диаметра песковой насадки к диаметру сливного патрубка составляет 0,5—0,6.

При уменьшении размеров сечений сливного, патрубка и песковой насадки сопротивление потоку пульпы возрастает и производительность гидроциклона снижается. С увеличением диаметра сливного патрубка производительность гидроциклона увеличивается, однако эффективность классификации снижается. Увеличение диаметра песковой насадки практически не влияет на производительность гидроциклона, но при приближении диаметра песковой насадки к диаметру сливного патрубка эффективность классификации резко снижается. С уменьшением диаметра песковой насадки крупность слива увеличивается.

Для получения сверхтонких сливов (размер частиц 5— 10 мкм) применяют батареи из гидроциклонов диаметром 15—100 мм, работающих при давлении пульпы на входе в гидроциклоны 90 Па. Однако при обогащении руд такие гидроциклоны применяются редко.

Обычно угол конусности гидроциклонов находится в пределах 10—20°.

Крупность слива возрастает с увеличением плотности пульпы, подаваемой в гидроциклон, и содержания в ней тонких шламов, а также с увеличением угла конусности аппарата.

Гидроциклоны выпускаются с диаметром цилиндрической части до 1000 мм.

### **Контрольные вопросы**

1. Дать определение понятия «классификация».
2. Какие виды классификации применяются в обогащении полезных ископаемых?
3. Перечислите оборудование, которое применяется при классификации.
4. Принцип работы механических классификаторов.
5. Принцип работы гидроциклонов.

## **Глава VIII. ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ. ОТСАДКА. АППАРАТЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ОТСАДКОЙ.**

### **8.1. Сущность гравитационного обогащения**

Гравитационное обогащение — один из наиболее распространенных методов переработки самых разнообразных полезных ископаемых. Это обусловлено его простотой, высокой эффективностью и дешевизной, вследствие чего на практике гравитационному методу отдается предпочтение среди других методов обогащения.

Сущность гравитационного метода обогащения можно представить как разделение минеральных зерен по различию скоростей их падения и среде под действием силы тяжести и сил сопротивления среды.

В качестве среды, в которой осуществляется разделение минеральных зерен, может быть вода, воздух, тяжелые суспензии и тяжелые жидкости.

Все гравитационные процессы можно разделить на две принципиально отличные категории: гидростатические и гидродинамические.

Сущность гидростатических процессов обогащения, заключается во всплывании и погружении минеральных зерен различной плотности в воде, утяжеленной частицами магнетита или другого тонкоизмельченного утяжелителя, а также в растворах солей и тяжелых жидкостях.

Физический смысл гидродинамических процессов обогащения заключается в разделении минеральных зерен, имеющих различную плотность, в восходящем потоке воды, скорость которого является промежуточной между скоростями падения этих зерен.

Чувствительность разделения гидростатическим процессом значительно выше, чем гидродинамическим. Так, если в первом случае достаточно иметь разницу в плотностях разделяемых

минералов  $100 \text{ кг/м}^3$ , то во втором - эта разница должна быть около  $1000 \text{ кг/м}^3$ .

К основным гравитационным методам обогащения относятся: обогащение па отсадочных машинах, концентрационных столах, винтовых и конусных, сепараторах, шлюзах, обогащение в тяжелосредных аппаратах.

В последние годы появились новые процессы гравитационного обогащения — магнитогидродинамическая (МГД) и магнитогидростатическая (МГС) сепарации. В МГД - процессе утяжеление разделяющей среды (электролита) достигается за счет сил, возникающих при пропускании тока через электролит, помещенный в магнитное поле. По сравнению с обогащением в тяжелых суспензиях чувствительность разделения здесь резко повышается, так как вязкость электролита существенно ниже вязкости тяжелой суспензии. Это же относится и к МГС-процессу, в котором утяжеление среды вызывается неоднородным магнитным полем, действующим на растворы парамагнитных солей ( $\text{MnCl}_2$ ,  $\text{CaCl}_2$ ).

## 8.2. Отсадка

Отсадкой называется метод обогащения полезных ископаемых, при котором разделение смеси минеральных зерен осуществляется по разнице скоростей их движения в вертикальном потоке воды. Аппараты, применяемые для отсадки, называются отсадочными машинами.

Сущность обогащения отсадкой заключается в том, что материал, подлежащий разделению, загружается на решето отсадочной машины, через отверстия которого циркулируют восходящий и нисходящий или прерывистый восходящий потоки воды. В результате периодического действия таких потоков воды происходит разделение материала на слои различной плотности. В нижнем слое концентрируются минеральные зерна, имеющие большую плотность, а в верхнем слое - зерна меньшей плотности.

Рассмотрим более подробно поведение смеси минеральных зерен, находящихся на решетке отсадочной машины и подвергаемых периодическому действию восходящего и нисходящего потоков воды.

Отсадочная машина поршневого типа (рис.8.1., а) состоит из камеры 4, разделенной не доходящей до дна перегородкой 5 на два сообщающихся между собой отделения — концентрационное и поршневое. В концентрационном отделении укреплено решето 1, на котором разделяются минеральные зерна. В поршневом отделении имеется поршень 2, которому передается возвратно-поступательное движение от эксцентрикового вала 3.

Во время работы машины камера заполняется водой. Обогащаемая руда подается на решето. Под действием поршня в концентрационном отделении машины периодически создаются восходящий и нисходящий потоки воды, действующие на находящийся на решетке материал.

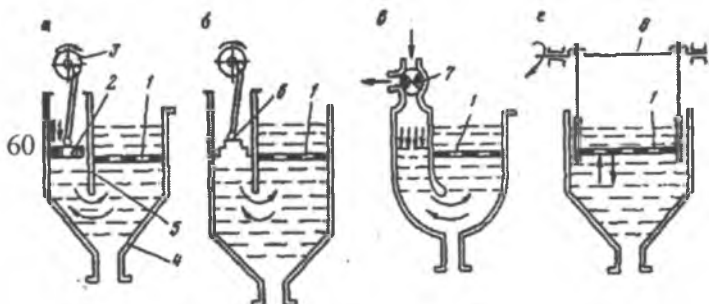


Рис. 8.1. Основные типы отсадочных машин:

а — поршневая; б — диафрагмовая; в — беспоршневая; г — с подвижным решетом

В период действия восходящего потока смесь минеральных зерен тяжелых и легких минералов взвешивается и разрыхляется. Поскольку скорость восходящего потока при движении поршня вниз возрастает постепенно, постольку в начале из смеси будут подниматься вверх наиболее мелкие зерна легких минералов. По мере возрастания скорости восходящего потока начнут подниматься вес более крупные зерна легких минералов, а также сначала мелкие, а затем все более крупные зерна тяжелых минералов.

При уменьшении скорости восходящего потока более крупные зерна тяжелых минералов сначала находятся во взвешенном

состоянии, а затем постепенно начинают опускаться вниз, в то время как зерна легких минералов так и остаются во взвешенном состоянии (более крупные) или продолжают подниматься вверх (более мелкие).

Таким образом, за период действия восходящего потока зерна различных размеров и плотности поднимутся над решетом на разную высоту, а часть наиболее крупных и тяжелых зерен останется непосредственно на решетке.

При нисходящем потоке воды (поршень движется вверх) с самой большой скоростью движутся в сторону решета наиболее крупные зерна тяжелых минералов, и с наименьшей скоростью — наиболее мелкие зерна легких минералов. При этом слой минеральных зерен на решетке уплотняется. В результате неоднократного повторения циклов отсадки (периоды разрыхления и уплотнения материала) первоначальный слой минеральных зерен разделяется на два слоя: в верхнем слое концентрируются более легкие зерна минералов, в нижнем — более тяжелые.

Описанные явления, происходящие с минеральными зернами различных размеров и плотности, в реальных условиях отсадки значительно усложняются, особенно при разделении смеси с широким диапазоном крупности минеральных зерен.

Отсадка осуществляется в стесненных условиях в слое материала, который периодически разрыхляется и уплотняется. При этом на решетке отсадочной машины всегда имеется слой, называемый постелью, состоящий из крупных и тяжелых зерен обогащаемой руды (естественная постель) или из зерен другого материала (искусственная постель). В качестве материала для искусственной постели используется полевой шпат, магнетит, металлическая дробь и др.

Когда слой минеральных зерен находится еще в разрыхленном состоянии и начинает действовать нисходящий поток воды, мелкие зерна тяжелых минералов за счет всасывающего действия нисходящего потока проходят через каналы между крупными тяжелыми зернами. Часть мелких тяжелых зерен проходит через отверстия решета в камеру отсадочной машины, остальные - перемещаются вдоль решета, под слоем более крупных тяжелых зерен.

Аналогично ведут себя мелкие зерна легких минералов, которые, просачиваясь между более крупными зернами такой же плотности, оказываются ниже последних. В связи с тем, что через некоторое время слой минеральных зерен уплотняется, мелкие зерна легких минералов не успевают пройти по каналам между зернами тяжелых минералов и при следующем восходящем потоке выносятся наверх.

Такому перераспределению зерен по крупности и плотности способствует сегрегация материала, которая возникает в результате периодически повторяющихся пульсаций слоя минеральных зерен.

Сегрегация — это естественное перераспределение материала по крупности и плотности. Например, при движении руды по наклонному желобу мелкие зерна проходят вниз и двигаются по дну желоба, а крупные находятся поверх мелких.

Если поместить в ящик деревянные и стальные шары и встряхивать его, через некоторое время произойдет их перераспределение: внизу окажется слой мелких тяжелых (стальных) шаров, сверху него расположатся крупные стальные шары, затем идет слой мелких деревянных шаров, а над ними — крупные деревянные шары.

Аналогичное явление наблюдается при отсадке. По истечении некоторого времени на решетке отсадочной машины образуется слой материала, в котором минеральные зерна будут распределены по высоте в следующем порядке: непосредственно над постелью концентрируются более мелкие зерна тяжелых минералов (не прошедшие через решетку), затем более крупные зерна тяжелых минералов, над ними — мелкие зерна легких минералов и вверху — более крупные зерна легких минералов.

Мелкие тяжелые зерна разгружаются в камеру машины через решето, более крупные — перемещаются по решету и разгружаются через щель в конце решета, а легкие зерна удаляются вместе со сливом.

На отсадочных машинах можно обогащать руду крупностью от 0,25 до 50 мм. Для повышения эффективности обогащения отсадкой руду подвергают грохочению на классы по крупности и каждый класс обогащают на отдельной отсадочной машине.

Для определения диапазона крупности зерен в каждом классе можно использовать коэффициент равнопадаемости зерен.

Следовательно, для эффективного обогащения отсадкой таковой смеси необходимо, чтобы отношение диаметров зерен кварца и касситерита в каждом классе не превышало 4. В условиях стесненного падения коэффициент равнопадаемости больше и шкалу классификации можно брать шире (более 4).

В практике гравитационного обогащения отсадка крупнозернистого материала осуществляется обязательно с предварительной классификацией по крупности, а мелкий материал (менее 5—6 мм) обогащается без предварительной классификации с применением искусственной постели.

### **8.3. Аппараты для обогащения отсадкой**

В практике обогащения полезных ископаемых применяются отсадочные машины главным образом трех типов: поршневые, диафрагмовые и беспоршневые (см. рис. 8.1., а, б, в). Отсадочные машины с подвижным решетом (см. рис. 8.1., г) применяются очень редко, в основном при обогащении железных и марганцевых руд.

Схема и принцип действия поршневой отсадочной машины (см. рис. 8.1., а) нами уже рассмотрены. Машины этого типа не имеют широкого распространения.

Поршневые отсадочные машины обычно имеют две, три или четыре камеры. Нижняя часть камер имеет пирамидальную или овальную форму. Решета в камерах устанавливаются с небольшим перепадом. Решето каждой последующей камеры устанавливается ниже предыдущего примерно на 100 мм. Колебания воды создаются движением поршня. В каждую камеру подается подрешетная вода. Крупные тяжелые частицы разгружаются через ловушку, регулирующую заслонкой, а мелкие — через постель или решето. Легкие частицы разгружаются самотеком через сливной порог последней камеры.

Производительность поршневых отсадочных машин в зависимости от крупности материала и размера отверстий решет составляет от 0,5 до 8 т/ч.



Диафрагмовые отсадочные машины (см. рис. 8.1., б) наиболее распространены в практике обогащения руд. Они имеют такой же принцип действия, что и поршневые машины. Отличие заключается в том, что восходящие и нисходящие потоки воды в них создаются не поршнем, а резиновой диафрагмой 6.

Диафрагмовые отсадочные машины бывают с горизонтальным и вертикальным расположением диафрагмы. Диафрагма может располагаться сверху в специальном диафрагмовом отделении, как показано на рис. 30, снизу под решетом машины или сбоку в стенке камеры.

Беспоршневые отсадочные машины получили широкое распространение при обогащении угля, железных и марганцевых руд. Восходящие и нисходящие потоки воды в этих машинах создаются при помощи сжатого воздуха, периодически подаваемого в воздушное отделение машины из воздухохранилища через распределительное устройство (пульсаторы) 7 (см. рис. 8.1., в).

Отсадочная машина с подвижным решетом (см. рис. 8.1., г) отличается от рассмотренных ранее тем, что восходящие и нисходящие потоки воды в ней создаются вследствие возвратно – поступательного движения решета, получаемого от эксцентрикового привода 8. Отсадка в этой машине происходит так же, как и в поршневой и диафрагмовой машинах.

### **Контрольные вопросы**

1. На каком физическом свойстве минералов основываются все гравитационные методы обогащения?
2. Как разделяются все гравитационные методы обогащения?
3. Какие методы относятся к гидродинамическим?
4. Какие методы относятся к гидростатическим?
5. Теория отсадки.

## **Глава 9. ОБОГАЩЕНИЕ В ТЯЖЕЛЫХ ЖИДКОСТЯХ. ПРИГОТОВЛЕНИЕ ТЯЖЕЛЫХ ЖИДКОСТЕЙ И РЕГЕНЕРАЦИЯ УТЯЖЕЛИТЕЛЕЙ**

### **9.1. Сущность процесса**

В среде, плотность которой имеет промежуточное значение между плотностями ценных минералов и минералов пустой породы, минеральные зерна, плотность которых меньше плотности среды, будут всплывать, а более плотные будут тонуть. Это явление положено в основу процесса обогащения в тяжелых средах.

Для обогащения можно использовать следующие виды тяжелых сред: водные растворы неорганических солей, органические жидкости, водные суспензии, воздушные суспензии (аэрозоли). Первые два вида тяжелых жидкостей являются дорогими для промышленного применения и используются главным образом в лабораториях. Так, фракционный анализ углей проводится в растворах хлористого цинка разных плотностей. Органические тяжелые жидкости — тетрабромэтан ( $2,96 \text{ г/см}^3$ ) и этилендибромид ( $2,17 \text{ г/см}^3$ ) и растворы солей — ( $\text{CaCl}_2$ ,  $\text{ZnCl}_2$ ) для промышленных целей не применяются из-за их токсичности, высокой стоимости и больших потерь с продуктами обогащения на их регенерацию, они применяются для выделения чистых минеральных фракций при изучении вещественного состава полезных ископаемых. Изучается возможность применения органических жидкостей для промышленного обогащения оловянных, вольфрамовых, алмазных и других руд. На практике широко применяется обогащение в тяжелых суспензиях.

Приготовление тяжелых жидкостей, регенерация утяжелителей в промышленности применяются водные суспензии, часто называемые тяжелыми суспензиями. Суспензия представляет собой механическую взвесь тонкодисперсных

частиц большой плотности в воде. Взвешенные в воде частицы называют утяжелителем или суспензоидом.

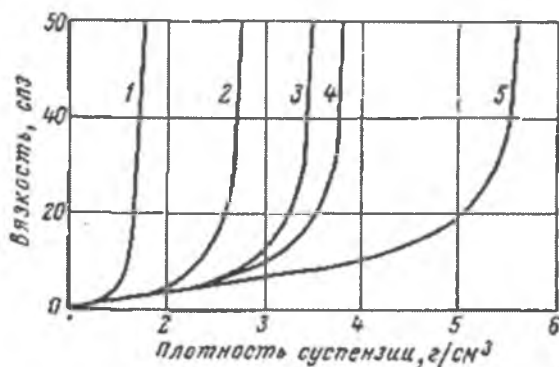


Рис. 9.1. Зависимость вязкости суспензии от ее плотности:  
1 — кварц; 2 — магнетит; 3 — ферросилиций; 4 — галенит; 5 — свинец.

В качестве утяжелителей используют минералы (пирит, пирротин, барит, магнетит, галенит) или сплав железа с кремнием (ферросилиций). Наиболее часто применяются ферросилиций, магнетит и галенит. Для приготовления суспензии утяжелитель измельчают до крупности 0,15-0 мм.

Ниже приводятся утяжелители, используемые для приготовления.

Таблица 9.1

### Утяжелители и способы их регенерации

| Утяжелитель                                | Плотность, г/см³ | Способ регенерации      |
|--------------------------------------------|------------------|-------------------------|
| Галенит (PbS)                              | 7,5              | Флотация                |
| Магнетит (Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> ) | 4,9—5,2          | Магнитная сепарация     |
| Ферросилиций (15-22% Si)                   | 6,3-6,7          | Магнитная сепарация     |
| Кварцевый песок                            | 2,65             | Классификация, сгущение |

Из магнетита, имеющего плотность  $5200 \text{ кг/м}^3$ , можно приготовить суспензию плотностью до  $2600 \text{ кг/м}^3$ . Если для приготовления суспензии применяют измельченный ферросилиций (плотность  $6900 \text{ кг/м}^3$ ) то плотность суспензии может достигать  $3200 \text{ кг/м}^3$ , если используется гранулированный ферросилиций, то плотность суспензии равна  $3800 \text{ кг/м}^3$ .

Наиболее важные свойства суспензии – плотность вязкость и устойчивость. Плотность суспензии  $\Delta$  ( $\text{кг/м}^3$ ) определяет возможность разделения в ней смеси минеральных зерен и рассчитывается по формуле:

$$\Delta = \Delta_{\text{ж}} + (\delta - \Delta)p/\delta$$

$\Delta_{\text{ж}}$  – плотность жидкой фазы,  $\text{кг/м}^3$ ;  $\delta$  – плотность утяжелителя,  $\text{кг/м}^3$ ;  $p$  – содержание утяжелителя в  $1 \text{ м}^3$  суспензии, кг;  
Для воды

$$\Delta_{\text{ж}} = 1000 + (\delta - 1000) p/\delta,$$

Крупность утяжелителя в суспензии обычно составляет  $0,1 — 0,15 \text{ мм}$ . Плотность суспензии  $\Delta$  и содержание  $p$  в ней утяжелителя известной плотности  $\delta$  связаны следующим уравнением:

$$p = \frac{\delta(\Delta - 1)}{\Delta(\delta - 1)}, \text{ доли единицы}$$

Следует помнить, что  $p$  равно отношению веса утяжелителя к весу твердого и жидкости в данном количестве суспензии. При некотором высоком содержании твердого вещества в суспензии ее вязкость становится настолько большой, что суспензия теряет свойства текучести. Зависимость вязкости суспензии от ее плотности показана на рис.9.1. Наибольшая плотность суспензии, достаточно подвижной и текучей, пригодной для разделения минеральных смесей, приблизительно равна половине плотности утяжелителя. Чем мельче измельчен утяжелитель, тем выше вязкость суспензии при том же содержании

твердого. Для повышения устойчивости суспензии в нее иногда добавляют глины, например бентонит. Обогащение в тяжелых суспензиях можно применять к любым полезным ископаемым, которые при сравнительно крупном дроблении (примерно до 25 мм) обеспечивают достаточно полное раскрытие минералов и из которых разделением выделяется не менее 15—20% продукта с отвальным содержанием ценного компонента. Обогащение в тяжелых суспензиях обеспечивает повышение содержания ценного компонента в материале, поступающем на дальнейшее обогащение. Например, выделение пустой породы в количестве 20—35% исходной руды перед флотацией позволяет заметно снизить общую стоимость обогащения руды. Разделение в тяжелых суспензиях успешно заменяет процесс отсадки при обогащении руд и углей. При этом можно значительно увеличить крупность обогащаемого материала: до 300 мм при обогащении угля в суспензиях вместо 100—150 мм при отсадке. Обогащение в тяжелых суспензиях производится в сепараторах. Для руд применяются конусные, барабанные и спиральные сепараторы, для углей — колесные сепараторы. Для разделения мелких материалов (мельче 10 мм) применяются суспензионные гидроциклоны.

## **Глава X. СЕПАРАТОРЫ, ПРИМЕНЯЕМЫЕ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ**

### **10.1. Конусный сепаратор**

Конусный сепаратор (рис.10.1.). В металлическом конусном баке медленно вращается мешалка для поддержания во взвешенном состоянии суспензии, заполняющей конус. Обогащаемый материал подается на поверхность суспензии. В верхней цилиндрической части конуса имеется сливной порог для удаления всплывшей легкой фракции. Осевший продукт (тяжелая фракция) разгружается снизу аэролифтом через вершину конуса.

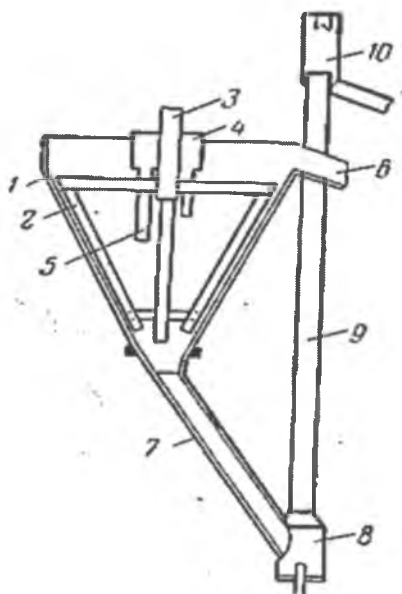
На рис. 10.1. изображен сепаратор с внешним аэролифтом. Сжатый воздух подводится к нижнему концу вертикальной трубы, пузырьки воздуха насыщают суспензию в трубе, вследствие чего плотность суспензионно-воздушной смеси снижается, и она вместе с осевшей тяжелой фракцией выжимается столбом более плотной суспензии в конусе. Суспензия подается в конус через воронку, имеющую выпускные трубы на разную глубину, что способствует уравниванию плотности суспензии по высоте конуса.

Диаметр основания конуса может быть до 6 м. Периферическая окружная скорость граблей поддерживается в пределах 0,5—2 м/сек. В конусах можно обогащать материал крупностью до 80 мм более крупный материал будет забивать трубу аэролифта.

Производительность конусных сепараторов по исходной руде составляет 10—50 т/ч на 1 м<sup>2</sup> площади зеркала суспензии в сепараторе, по углю — 10—40 т/ч на 1 м<sup>2</sup> площади.

Конусные сепараторы имеют большую высоту и вмещают большой объем суспензии, поэтому требуют устройства значи-

тельных запасных емкостей на случай выпуска суспензии. Возможны также забивки аэролифта. Эти недостатки конусных сепараторов ограничивают их применение.



**Рис. 10.1.** Конусный сепаратор с внешним аэролифтом:

1-конус; 2-мешалка; 3-вал мешалки; 4-воронка для подачи суспензии; 5-трубы для суспензии; 6-сливной желоб; 7-труба для удаления тяжелой фракции; 8-башмак аэролифта; 9-стойка аэролифта; 10- головка аэролифта.

## 10.2. Барабанный сепаратор

Барабанный сепаратор с внутренней транспортирующей спиралью (рис. 10.2.). Цилиндрический барабан 1, установленный под небольшим наклоном, бандажами 2 опирается на ролики 3 и приводится во вращение от электродвигателя через редуктор и зубчатую передачу на большое колесо 4 (венец), надетое на барабан.

Нижний торец барабана имеет крышку со сливным отверстием. Внутри барабана приварена ленточная спираль 5,

которая при вращении барабана транспортирует материал, осевший в барабане, к его верхнему концу. На верхнем торце барабана укреплено элеваторное колесо с дырчатыми ковшами для подъема осевшего материала.

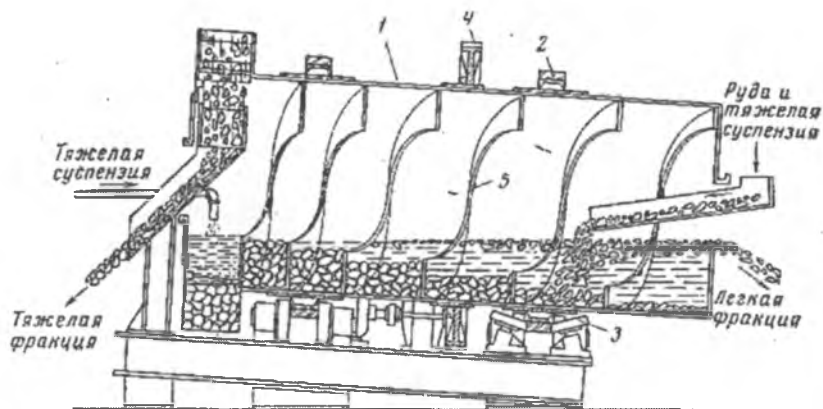


Рис. 10.2. Барабанный сепаратор с внутренней транспортирующей спиралью

В барабан подается суспензия, которая образует в нем некоторый объем со свободной поверхностью. В этом объеме суспензии и происходит разделение обогащаемого материала. Последний подается вместе с суспензией в барабан по желобу через сливное отверстие. Легкая фракция с избытком суспензии переливается через сливное отверстие, а тяжелая опускается вниз. Часть суспензии подается через верхний конец барабана и вместе с суспензией из элеваторного колеса создает поток в направлении к сливному порогу. Поступающий с другой стороны поток исходного материала с суспензией движется в противоположном направлении. Встречные потоки способствуют распределению легкой фракции по всему зеркалу суспензии в сепараторе и облегчают осаждение кусков материала с плотностью, близкой к плотности суспензии. Барабанные сепараторы обеспечивают высокую производительность (например, при диаметре 2,1 м до 300 т/ч железной руды). На барабанных сепараторах можно обогащать материал крупностью до



200 мм. Спиральный классификатор с погруженной спиралью утяжеленной конструкции можно использовать в качестве сепаратора для разделения в тяжелых суспензиях.

### 10.3. Колесный сепаратор

Колесный сепаратор (рис. 10.3.) имеет сравнительно мелкую ванну 1, со дна которой осевшая фракция выгребается наклонным элеваторным колесом 2. Колесо имеет дырчатый обод, днище и радиальные лопасти. Тяжелая фракция поднимается лопастями и сбрасывается в желоб, расположенный вблизи оси колеса. Легкая фракция перемещается вращающимся шестигранным барабаном 3 с качающимися рамками-гребками или с навешанными на нем отрезками цепей. Приводной механизм элеваторного колеса, состоящий из червячной и клиноременной передачи, смонтирован со стороны днища колеса. Колесные сепараторы применяются главным образом для обогащения углей. В них можно разделять куски размерами до 300 мм. Производительность колесных сепараторов по исходному углю составляет 40—50 т/ч на 1 м<sup>2</sup> площади зеркала суспензии. Обогащение в тяжелых суспензиях применяется для материалов крупнее 3 дел, в редких случаях оно возможно для материалов крупнее 0,5 мм. При обогащении материала в суспензиях достаточна разница в плотностях разделяемых фракций 0,1 г/см<sup>3</sup>.

Перед разделением в суспензии руда просевается на грохоте с отмывкой класса мельче 3 мм. Класс — 3 + 0 мм направляется на обогащение другими методами. Отмытая на грохоте руда крупностью +3 мм разделяется в тяжелой суспензии на тяжелую и легкую фракции. Каждая фракция в отдельности поступает на грохоты с сетками, имеющими размеры отверстий около 2 мм, для отделения плотной суспензии, возвращаемой в сепаратор.

Затем продукты отмываются от суспензии на грохотах с брызгалами. Надрешетные продукты грохотов являются окончательными продуктами сепарации. Легкая фракция часто

направляется в отвал пустой породы, а тяжелая — на дальнейшее обогащение после соответствующего измельчения.

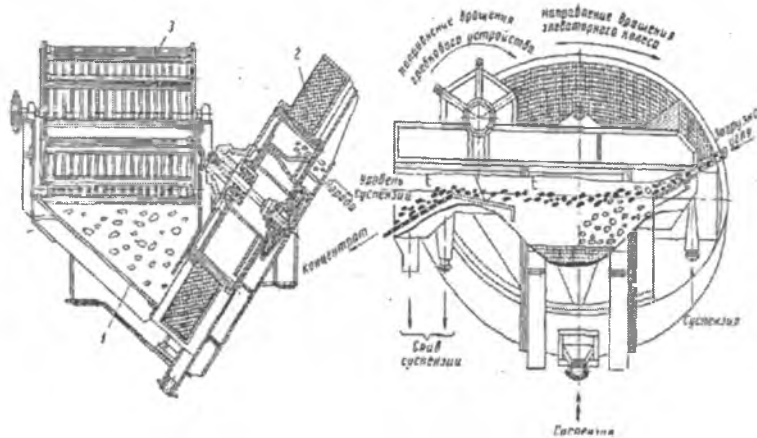


Рис. 10.3. Колесный сепаратор

Разбавленная суспензия содержит рудные шламы и избыток воды. Она подвергается регенерации. Если утяжелитель ферросилиций, то схема регенерации включает магнитную сепарацию. Перед операциями сгущения суспензию пропускают через намагничивающую катушку, а перед подачей в сепаратор ее размагничивают. Для разрушения флоккул ферросилиция. Расход ферросилиция зависит от свойств руды, характера поверхности кусков (пористая или гладкая) и составляет 200—500 г на 1 т исходного питания.

### Контрольные вопросы

1. Сущность метода обогащения в тяжелых жидкостях.
2. Назовите способы регенерации утяжелителей.
3. Как определяется плотность суспензии?
4. Принцип работы колесного сепаратора.
5. Принцип работы барабанного сепаратора.

## **Глава XI. ОБОГАЩЕНИЕ В ПОТОКЕ ВОДЫ ТЕКУЩЕЙ ПО НАКЛОННОЙ ПЛОСКОСТИ. КОНЦЕНТРАЦИОННЫЙ СТОЛ.**

### **11.1. Сущность процесса**

Движение минеральных зерен в потоке воды, текущей по желобу, зависит от скорости потока. При достаточно большой скорости зерна взвешиваются в потоке. При малой скорости все зерна оседают на дне. При промежуточных скоростях наиболее тяжелые зерна оседают на дне или движутся по дну перекачиванием, а легкие остаются взвешенными в потоке.

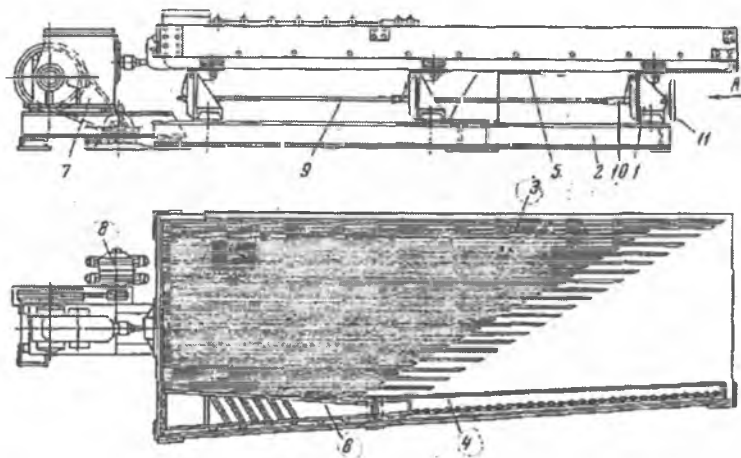
При турбулентном режиме движения воды в желобе, вследствие вихрей, в потоке возникают вертикальные струи, которые взвешивают одни частицы и вымывают другие из слоя осевших частиц. Продольные скорости потока в вертикальном сечении непостоянны: нижние слои воды движутся медленнее, чем верхние. Придонный слой жидкости, смачивающий дно желоба, имеет нулевую скорость. Зерна, находящиеся в верхних слоях потока, испытывают большее динамическое давление воды в направлении движения потока, чем нижележащие. Зерна в придонном слое получают опрокидывающие моменты и могут двигаться перекачиванием, если это допускает их форма.

Характер поверхности дна, его шероховатость и неровности сказываются на образовании вихрей в потоке, на распределении продольных скоростей в вертикальном сечении потока и оказывают сопротивление движению частиц по дну. А это, в свою очередь, оказывает влияние на движение частиц в потоке и их разделение по плотностям. Эти особенности движения зерен разной плотности в потоке воды, текущей по наклонной плоскости, используются в следующих обогатительных аппаратах: моечных желобах для угля, шлюзах, струйных сепараторах, винтовых сепараторах, концентрационных столах.

## 11.2. Концентрационный стол

Сотрясательный концентрационный стол состоит из опорной неподвижной рамы, плоской деки прямоугольной или ромбоидальной формы и приводного механизма, сообщающего деке возвратно-поступательное движение в горизонтальной плоскости вдоль длинной оси деки (рис.11.1.). На раме дека стола устанавливается на шарнирных опорах. Кроме того, деке придается регулируемый поперечный наклон от 3 до 8°. Дека имеет прочный каркас и покрыта обычно линолеумом, поверх которого закрепляются планки — нарифления. Столы промышленного размера имеют деку длиной 4,5 м и шириной 1,8 м. Нарифления высотой 6—12 мм располагаются параллельно оси движения деки и образуют узкие желобки на деке. У загрузочной (верхней) стороны стола планки имеют наименьшую высоту. Высота планок увеличивается по мере приближения их к нижней стороне стола. Высота каждой планки уменьшается по длине ее в направлении к разгрузочной стороне стола. Длина нарифлений увеличивается в сторону наклона стола и самые длинные нарифления расположены по борту. Вдоль длинной верхней стороны деки укреплены загрузочная коробка и распределительный желоб для воды. Во время работы благодаря сотрясениям стола вода равномерным потоком течет поперек всей деки. Приводной механизм сообщает деке несимметричное движение, при котором она в конце переднего хода имеет наибольшее ускорение и быстро останавливается. Частица, лежащая на деке, приобретает такое же ускорение и при внезапной остановке стола и при перемене направления движения продвигается вперед под действием силы инерции до тех пор, пока под влиянием сил трения не остановится и не станет двигаться опять вместе с декой. В результате частица продвигается вдоль стола рывками при каждом обороте приводного механизма.

При возвратно-поступательном движении деки стола частицы короткими рывками перемещаются вдоль оси стола, т. е. вдоль желобков между нарифлениями и одновременно увлекаются потоком воды поперек стола.



**Рис. 11.1.** Концентрационный стол:

1 — опоры деки; 2 — рама; 3 — дека; 4 — желоб для воды; 5 — натяжное устройство; 6 — желоб для пульпы; 7 — приводной механизм; 8 — электродвигатель; 9 — тяга кренового механизма; 10 — винт крепового механизма; 11 — маховичок кренового механизма.

Смывное действие оказывается более сильным в верхних слоях потока, поскольку скорость движения воды здесь больше, чем в слоях, прилегающих к плоскости деки. Совместное действие этих сил заставляет частицы двигаться по столу под некоторым углом к оси качаний деки.

Крупные легкие частицы, находящиеся сверху, легче смываются поперечным потоком воды вследствие их большего размера и большей скорости движения верхних слоев воды. Кроме того, они менее защищены нарифлениями, чем мелкие тяжелые частицы, находящиеся внизу.

По мере движения материала вдоль стола высота нарифлений становится все меньше и легкие частицы последовательно смываются вниз. В результате материал на столе образует веер из частиц разной плотности и размера (рис. 11.2.). Напротив загрузочной коробки водой смываются шламовые частицы, не успевающие выпасть из потока. Далее образуется полоса легких

крупных частиц, затем частиц промежуточной плотности (сростков) и, наконец, полоса тяжелых зерен. Отдельные полосы веера собираются в разные приемники.

Форма нарифлений и их высота подбираются в зависимости от крупности обрабатываемого на столе материала. На шламовых столах, предназначенных для переработки материала крупностью мельче 0,3—0,2 мм, нарифления делают меньшей высоты и располагают их на большем расстоянии одно от другого.

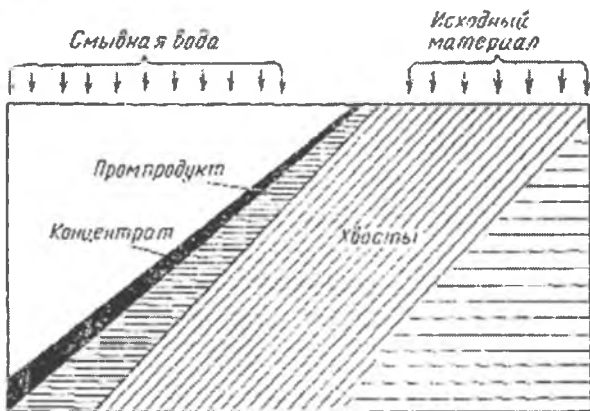


Рис. 11.2. Веер продуктов на деке концентратного стола

Через несколько низких нарифлений набивается более высокое. В этом случае на поверхности стола образуются как бы отстойные прудки.

Обогащение на столах происходит в тонком слое воды, поэтому производительность столов зависит от рабочей площади деки. Производительность стола промышленного размера при обогащении руд редких металлов составляет по твердому 0,7—1 т/ч, при обогащении шламов (мельче 0,2 мм) — 0,3—0,6 т/ч. Пульпа подается на стол с содержанием твердого 15—30%.

Для улучшения показателей разделения на столы рекомендуется подавать материал, классифицированный на камерных гидравлических классификаторах.

Расход добавочной воды составляет от 1,5 до 4 м<sup>3</sup>/ч. На приводе стола устанавливается электродвигатель мощностью 0,8 кет.

Работа стола регулируется подбором скорости вращения привода стола и длины хода деки, а также изменением наклона деки, расхода смывной воды и количества подаваемого на стол материала.

### **Контрольные вопросы**

1. Перечислите методы обогащения, которые относятся к обогащению в потоке воды текущей по наклонной плоскости.
2. Принцип работы и конструктивные особенности концентрационных столов.
3. Принцип работы конусного сепаратора.
4. Принцип работы струйных желобов.
5. Что такое веер пульпы?

## **Глава XII. ОБОГАЩЕНИЯ НА ШЛЮЗАХ. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ШЛЮЗОВ И ПРИНЦИП ИХ РАБОТЫ**

### **12.1. Обогащения на шлюзах**

Для обогащения руд россыпных месторождений золота, вольфрама, олова и редких металлов применяются устройства, называемые шлюзами.

Шлюз представляет собой наклонный желоб прямоугольного сечения с параллельными бортами, на дно которого укладываются трафареты или покрытия из шероховатого материала (войлок, грубошерстное сукно, рифленая резина и др.).

В качестве трафаретов применяют деревянные брусья, деревянные торцы, которые изготовляют из четырехугольных брусьев или круглого леса и устанавливают на дно шлюза поперечными рядами с определенными промежутками между ними. Применяют также металлические трафареты. Они создают вихревые потоки воды, а покрытия из шероховатого материала увеличивают сопротивление движущимся по дну частицам и замедляют движение воды в ее нижних слоях.

Трафареты и шероховатые покрытия являются важными факторами, определяющими качественные показатели работы шлюзов.

Высота трафаретов не должна быть больше глубины потока воды, которая, в свою очередь, выбирается в зависимости от крупности обогащаемого материала. Обычно глубина потока в 2—3 раза превышает размер самого крупного зерна.

При движении пульпы по шлюзу происходит разделение минеральной смеси по плотности и крупности зерен. Вначале на дно шлюза оседают зерна тяжелых минералов, которые концентрируются между трафаретами или задерживаются шероховатой поверхностью покрытия, а более крупная галька и валуны уносятся потоком и катятся по дну шлюза. Вместе с ними уносятся зерна легких минералов и шламы.



Постепенно между трафаретами или в ячейках ворсистого покрытия шлюза накапливаются зерна тяжелых минералов, чему способствуют состояние разрыхления и колебательные движения, создаваемые вихревыми потоками. По мере накопления тяжелых минералов промежутки между трафаретами полностью ими заполняются и подачу питания на шлюз прекращают. Затем осадок снимают.

Операция по снятию осадка называется сполоском шлюза. Сначала на шлюз подают воду для удаления оставшихся в верхнем слое легких минералов. Затем подачу воды уменьшают и приступают к снятию трафаретов, тщательно смывая с них накопившийся материал. Этот материал перемещают деревянными или металлическими гребками вверх по дну шлюза для удаления пустой породы. Крупные куски породы и гальку выбирают вручную и удаляют в отвал. Оставшийся на дне шлюза грубый концентрат смывают в отдельный приемник и направляют на доводочные аппараты, устанавливаемые обычно вблизи шлюзов.

Сполоск ворсистой ткани производят путем ее снятия и промывки в специальном баке. Операция по снятию осадка является весьма трудоемкой и в шлюзах новых конструкций процесс сполоска автоматизирован.

Различают шлюзы глубокого наполнения для обработки материала крупнее 20 мм и шлюзы мелкого наполнения для обогащения материала мельче 20 мм. Шлюзы для обогащения тонкозернистого материала работают при подаче на них пульпы тонким слоем.

Шлюзы глубокого наполнения представляют собой желоба прямоугольного сечения, изготовленные из досок толщиной 40—50 мм. Длина шлюзов достигает 150—180 м, ширина изменяется от 0,9 до 1,8 м, а высота (глубина) — от 0,75 до 0,9 м. Угол наклона шлюза составляет 2—3°. На дно шлюза укладывают трафареты. Часто для улавливания мелких тяжелых минералов, оседающих между трафаретами, по всему дну шлюза под трафаретами укладывают ворсистую ткань,

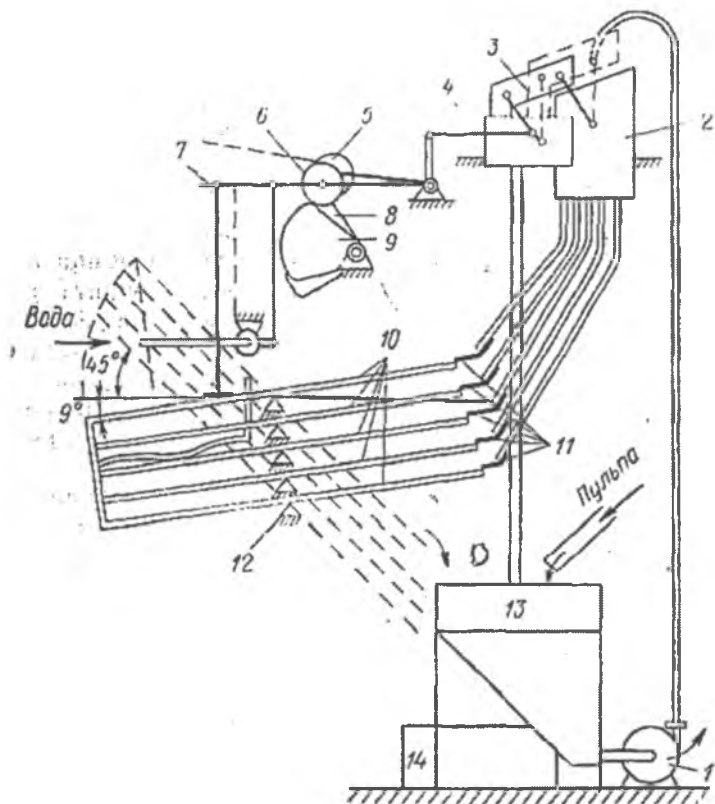


Рис. 12.1. Схема работы автоматического многодечного шлюза ША-1М

Для обогащения тонкозернистого материала используются ворсистые шлюзы с малым наполнением. Дно таких шлюзов устилается ворсистыми, шероховатыми покрытиями — войлоком, грубошерстным сукном, рифленой резиной, кордером, вельветом.

В настоящее время для обогащения тонкозернистого материала применяются шлюзы с ворсистым покрытием следующих типов: стационарные с опрокидывающейся декой, подвижные ленточные, автоматические многодечные и винтовые.

Стационарные шлюзы эксплуатируются на фабриках небольшой производительности. Они изготавливаются в виде

слабонаклонной деревянной плоскости с невысокими бортами, покрытой линолеумом или листовым металлом, и закрепляются на стойке. Шлюзы бывают с закрепленным и съемным ворсистым покрытием. В первом случае сполоск шлюза производится сильной струей воды, во втором — ворсистое покрытие снимают и промывают в специальной емкости.

Опрокидывающиеся шлюзы с закрепленным покрытием при сполоске поворачиваются на  $45\text{--}60^\circ$  и концентрат смывается струей воды, т. е. операция снятия концентрата частично механизирована.

Полностью механизировано снятие концентрата с ленточных шлюзов, которые применяются для обогащения шламистых продуктов, содержащих золото, платину и олово.

Ленточный шлюз представляет собой движущуюся по роликам бесконечную прорезиненную ленту, покрытую сукном, поверх которого уложены поперечные бруски сечением  $5 \times 10$  мм на расстоянии 30 мм друг от друга. Шлюз устанавливается наклонно. Для смыва шламов и пустой породы (над лентой), концентрату (под лентой) устанавливаются оросители. Для обогащения золотосодержащих песков применяются также ленточные шлюзы с резиновым покрытием.

## **12.2. Автоматические многодечные шлюзы**

Более совершенная конструкция подвижных шлюзов — автоматические многодечные шлюзы (рис. 12.1.). Шлюз ША-1М состоит из пяти дек 10 размером  $900 \times 1800$  мм, установленных параллельно на шарнирах 12. В период подачи исходного материала деки наклонены под углом  $9^\circ$ . Пульпа из зумпфа 13 насосом 1 подается в распределительную коробку 2, из которой по резиновым рукавам поступает на распределительные лотки 11, а с них на поверхность дек 10. Пульпа подается на деки в течение 4 мин, а затем при помощи нажатия кулачка 8 на ролик 5 желоб 3 перемещается и пульпа начинает поступать в отводной бак 4 и далее в зумпф насоса.

Одновременно два кулачка 9, нажимая на ролик 6, поворачивают рычаги 7, шарнирно связанные с деками. Деки поворачиваются на шарнирах 12 и устанавливаются под углом  $45^\circ$  с наклоном в обратную сторону (на рис. 51 показано пунктиром).

В что же время на деки подается вода для смыва концентрата, поступающего в приемный бак 14. Сполоск продолжается в течение 1 мин. Затем кулачки 9 выходят из зацепления и деки под действием силы тяжести возвращаются в рабочее положение. Желоб 3 также возвращается в первоначальное положение, и цикл работы шлюза повторяется.

Во время сполоска одного агрегата пульпа насосом подается на другие. Таким образом, при работе нескольких параллельно установленных агрегатов принцип работы установки в целом является непрерывным.

Винтовые шлюзы применяются при обогащении руд и песков цветных и редких металлов крупностью менее 0,5 мм (оловянные, вольфрамовые, ниобиевые, титановые, циркониевые и др.).

### 12.3. Винтовой шлюз

Исходное питание в винтовой шлюз (рис. 12.2.) подается в виде пульпы в пульпоприемник. 1. Шлюз имеет один, два или три винтовых желоба 2, работающих параллельно.

При движении пульпы по винтовому желобу (трафареты отсутствуют) минеральные частицы расслаиваются и разделяются по плотностям: частицы большой плотности концентрируются у внутреннего борта, а легкие частицы пустой породы — у внешнего. Это происходит в результате действия центробежных сил и сил трения минеральных частиц о днище желоба. Если осевшие тяжелые частицы не относятся центробежными силами к внешнему борту желоба, то легкие частицы, находящиеся в верхнем подвижном слое, наоборот, прижимаются к нему. Так, смесь минеральных частиц разделяется по ширине желоба.

Продукты обогащения выводятся из процесса с нижних витков желоба с помощью отсекаателей 4, передвигая которые

можно добиться необходимого выхода концентрата и промпродукта. На внутренний борт шлюза из водораспределителя 3 подается смывная вода, которая способствует повышению качества концентрата.

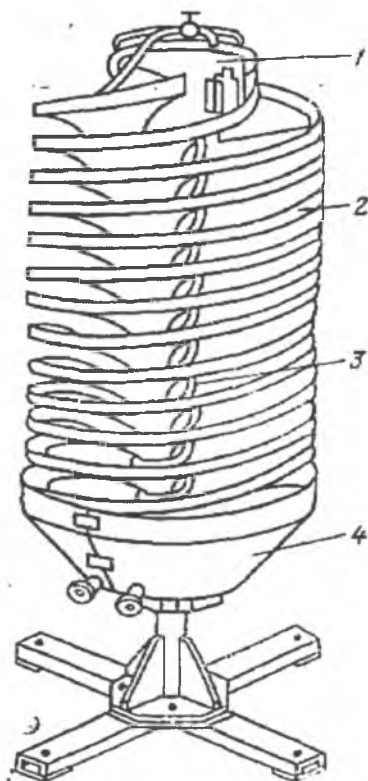


Рис.38. Винтовой шлюз

Винтовые шлюзы отличаются от винтовых сепараторов формой винтового желоба. Если днище у винтового сепаратора полукруглое, постепенно переходящее в борта, то у винтового шлюза днище представляет собой гладкую наклонную плоскость.

Основные технологические параметры шлюзов (содержание твердого в пульпе, глубина потока, угол наклона шлюза, тип поверхности дна, ширина шлюза) выбираются в зависимости от свойств обогащаемого материала. Эти параметры определяют показатели обогащения руды — производительность, извлечение и качество концентрата.

Удельная производительность шлюзов в зависимости от крупности и плотности материала, выхода концентрата и типа ворсистого покрытия составляет от 2 до 30 т/(м<sup>2</sup>·сут). Расход воды при обогащении на шлюзах колеблется в очень широких пределах. При обогащении мелкого материала и большом уклоне шлюза расход воды составляет 3—10 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> руды, а при обогащении руды крупностью 200—300 мм расход воды резко возрастает — до 100 м<sup>3</sup> воды на 1 м<sup>3</sup> руды.

### **Контрольные вопросы**

1. Перечислите методы обогащения, которые относятся к обогащению в потоке воды текущей по наклонной плоскости.
2. Принцип работы и конструктивные особенности концентраторных столов.
3. Принцип работы конусного сепаратора.
4. Принцип работы струйных желобов.
5. Что такое веер пульпы?

## **Глава XIII. ОБОГАЩЕНИЕ НА ВИНТОВЫХ, КОНУСНЫХ И СТРУЙНЫХ СЕПАРАТОРАХ. ОБОГАЩЕНИЕ НА ВИНТОВЫХ СЕПАРАТОРАХ**

### **13.1. Обогащение на винтовых сепараторах**

Обогащение на винтовых сепараторах происходит так же, как и на шлюзах, но наряду с силой тяжести частиц используется действие центробежной силы, величина которой может в несколько раз превышать силу тяжести. Поэтому разделение минералов по плотности происходит быстрее и размер аппарата можно значительно уменьшить.

Винтовой сепаратор, представляет собой неподвижный винтообразный желоб с вертикальной осью (рис.13.1.). Такие аппараты широко применяются для обогащения руд редких и других металлов россыпных месторождений, а также некоторых руд коренных месторождений (благородные металлы, железные, фосфоритовые и хромитовые руды).

Сепаратор состоит из приемника пульпы 1, винтового желоба 2, отсекающих 3 для продуктов обогащения, колонки 4 и желоба для хвостов 5. Желоб сепаратора изготавливают из чугуна или стального литья, листовой стали и алюминиевых сплавов. Внешний борт желоба выше, чем внутренний. В днище желоба имеются отверстия для вывода концентрата и промпродуктов, над которыми устанавливаются отсекающие 3.

Пульпа загружается в верхнюю часть желоба. При движении ее по желобу зерна минералов подвергаются действию сил потока воды, сил трения, тяжести и центробежных сил. Благодаря одновременному их действию исходный материал расслаивается по плотности: зерна легких минералов смещаются к внешнему борту желоба и движутся по спиралеобразной траектории вниз, а тяжелые зерна перемещаются по такой же траектории по дну желоба.

При помощи отсекателей с верхних витков сепаратора выводится концентрат, со средних витков — промежуточный продукт, а хвосты удаляются с последнего нижнего витка в конце желоба.

На работу винтовых сепараторов влияют следующие основные конструктивные и технологические параметры: диаметр и шаг винтового желоба, число витков, профиль поперечного сечения желоба, число отсекателей и место их установки, крупность и форма зерен минералов содержание твердого в пульпе, расход смывной, воды и питание.

Диаметр сепаратора определяется заданной производительностью, крупностью и плотностью разделяемых минералов. Промышленные сепараторы имеют диаметр желоба от 600 до 1500 мм.

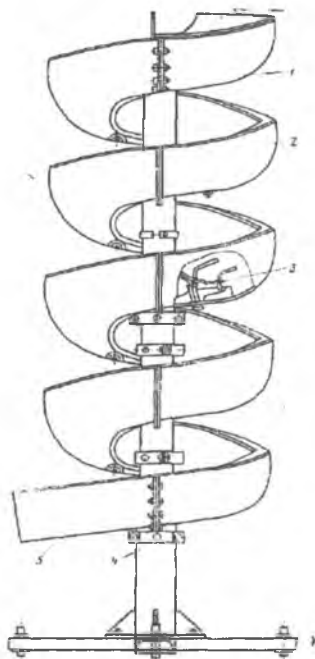


Рис.13.1. Винтовой сепаратор



Шаг винтового желоба определяет угол его наклона к горизонтальной плоскости. Чем мельче обогащаемый материал, тем меньше должен быть относительный шаг желоба (отношение его шага к диаметру). Обычно он равен 0,4—0,6. Число витков желоба зависит от физических свойств обогащаемого материала и увеличивается с уменьшением разницы в плотностях разделяемых минералов и их крупности. Число витков в промышленных сепараторах составляет 4—6.

### **13.2. Струйные желоба и конусные сепараторы**

Струйные желоба (рис. 13.2.) представляют собой разновидность шлюзов. В них разделение минеральных зерен по плотностям происходит в потоке пульпы, текущей по наклонному суживающемуся по направлению потока желобу. Пульпа, содержащая 40—65% твердого по весу, подается с малой начальной скоростью на широкий верхний конец желоба. В потоке пульпы тяжелые минеральные зерна концентрируются в нижнем придонном слое, имеющем малую скорость движения, а легкие выносятся в верхние слои, текущие с высокой скоростью. В конце желоба, вследствие сужения боковых стенок, высота потока увеличивается и падающая струя пульпы образует веер, который перегородками-отсекателями разделяется на слои с разным содержанием тяжелых минералов. Ширина желоба в загрузочном конце до 220 мм, в разгрузочном до—25 мм, длина 600-1200 мм, угол наклона к горизонту 12—20°. В промышленности желоба собираются в агрегаты с параллельным или радиальным расположением их. В этом случае они называются струйными сепараторами.

Конусный струйный сепаратор не имеет отдельных желобов, пульпа равномерно подается на край конической чаши, в нижнем конце которой у вершины конуса имеются перегородки, разделяющие поток на отдельные радиальные струи. Над чашей по оси конуса установлен пульподелитель, вращающийся реактивным действием струи. Вращающиеся насадки пульподелителя равномерно и непрерывно распределяют пульпу по краю чаши. Под круглым отверстием по центру чаши

устанавливаются две концентрические трубы, верхние края которых служат делительными перегородками-отсекателями. Внутренняя труба может телескопически перемещаться относительно наружной и тем самым обеспечивать регулирование отсекания части потока, стекающего по кольцу с конической чаши. Под отсекающими трубами установлены приемные коробки для концентрата, пром-продукта и хвостов. Наружный диаметр конической чаши 2—3 м.

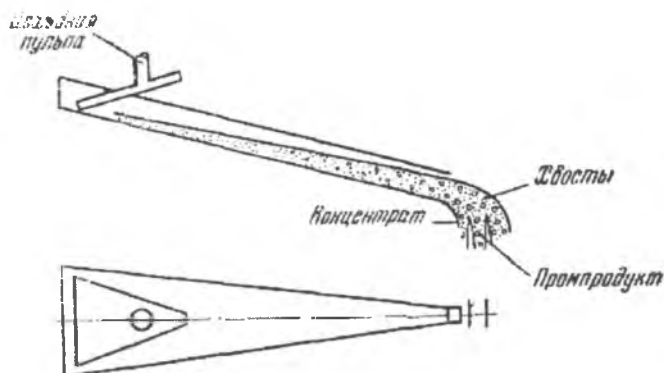


Рис.13.2. Струйный желоб

Струйные желоба применяются главным образом для обогащения песков россыпных месторождений, содержащих тяжелые минералы редких металлов, золото, серебро и платину. На них обогащают материал крупностью от 2,5 до 0,04 мм. Струйные желоба успешно заменяют концентрационные столы в первой стадии обогащения там, где выделяется небольшой объем черного концентрата при больших выходах хвостов.

Главные достоинства струйных желобов и сепараторов: проста конструкции, легкая регулировка, малый расход воды и высока производительность. Для струйных желобов расход воды составлял 1—1,2 л<sup>3</sup> на 1 т исходных песков, что в два раза меньше, чем для концентрационных столов и винтовых сепараторов. Производительность струйных желобов на 1 м<sup>2</sup>

занимаемой площади 1,5—8 т/ч (в зависимости от крупности исходного материала). На мелком материале производительность снижается.

В схемы обогащения операцию концентрации на струйных желобах обычно включают без предварительной классификации.

### **Контрольные вопросы:**

1. Перечислите методы обогащения, которые относятся к обогащению в потоке воды текущей по наклонной плоскости.
2. Принцип работы и конструктивные особенности концентрационных столов.
3. Принцип работы конусного сепаратора.
4. Принцип работы струйных желобов.
5. Что такое веер пульпы?

## **Глава XIV. ОБОГАЩЕНИЕ ФЛОТАЦИОННЫМ МЕТОДОМ. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ФЛОТАЦИИ.**

### **14.1. Виды флотационного обогащения**

Флотация представляет собой метод обогащения полезных ископаемых, основанный на различии физико-химических свойств поверхности минералов, выражающемся в различной способности минералов смачиваться водой. Находясь в тонкоизмельченном состоянии в водной среде, частицы одних минералов не смачиваются водой, а прилипают к содержащимся в воде пузырькам воздуха и всплывают на поверхность, в то время как частицы других минералов смачиваются водой и тонут в ней или находятся во взвешенном состоянии.

Флотационную способность минералов, т. е. степень смачиваемости минералов водой, можно изменять искусственно, обрабатывая их поверхность флотационными реагентами.

Флотация получила широкое, распространение при обогащении самых разнообразных полезных ископаемых. Ее применение позволило вовлечь в переработку бедные руды с весьма топкой (до 0,01 мм) вкрапленностью полезных минералов и использовать в качестве промышленного сырья полезных ископаемых, обогащение которых другими методами затруднено или невозможно. Например, из полиметаллической руды флотационным методом можно получить медный, свинцовый и цинковый концентраты.

Первоначально применялась масляная флотация, осуществляемая путем введения в пульпу большого количества масла, плотность которого меньше плотности воды. Частицы минералов, не смачиваемых водой, прилипают к всплывающим в воде каплям масла и скапливаются в слое на поверхности пульпы. Частицы минералов, смачиваемых водой, не прилипают

к каплям масла и остаются в пульпе. В настоящее время для обогащения руд этот процесс не применяется.

Разновидностью флотационного процесса является пленочная флотация, при которой на поверхности движущегося потока воды осторожно создается слой мелких минеральных частиц. Частицы минералов, не смачиваемых водой, задерживаются на поверхности и увлекаются потоком, а частицы минералов, смачиваемых водой, тонут. Процесс применяется также редко, главным образом для доводки оловянных, вольфрамовых и некоторых редкометалльных концентратов.

В настоящей книге мы рассмотрим только наиболее распространенный в практике обогащения полезных ископаемых процесс пенной флотации, в котором для разделения минералов используется граница раздела вода — воздух, а также укажем некоторые новые направления в развитии флотационного процесса.

## 14.2. Теоретические основы флотации

Флотация — наиболее совершенный метод обогащения полезных ископаемых. Более 90% добываемых (руд цветных металлов, значительная часть руд редких, черных, благородных металлов и неметаллических полезных ископаемых обогащается флотацией.



Рис. 14.1. Схема действия молекулярных сил

В процессе пенной флотации участвуют три фазы — твердая (минерал), жидкая (вода) и газообразная (воздух). Для

понимания механизма флотации рассмотрим свойства поверхностей этих фаз и явления, происходящие на границе их раздела.

Поверхностные слои жидких и твердых тел характеризуются рядом физико-химических свойств, которые не проявляются внутри объема этих тел. Одно из таких свойств — наличие на поверхности раздела фаз свободной поверхностной энергии, представляющей собой избыток энергии, который возникает вследствие некомпенсированности сил, действующих в межфазном поверхностном слое. Рассмотрим это на примере двух соприкасающихся фаз — жидкости (Ж) и газа (Г) (рис. 14.1).

Молекула А, находящаяся внутри жидкости, подвержена действию взаимного притяжения соседних молекул, которые окружают ее со всех сторон. В результате этого силы притяжения молекул внутри жидкости взаимно уравниваются, т.е. молекулы находятся в равновесии и для их перемещения внутри жидкости не нужно затрачивать работу.

Если же молекула Б расположена на поверхности жидкости, не все силы межмолекулярного взаимодействия (сцепления) будут уравновешены. Это связано с тем, что силы молекулярного сцепления действуют на небольших расстояниях, а молекулы воздуха, находящиеся над поверхностью жидкости, удалены друг от друга на значительные расстояния и их взаимодействие между собой и воздействие на поверхностные молекулы жидкости ничтожны. Поэтому молекулы жидкости, находящиеся на поверхности, испытывают притяжение только со стороны молекул этой же жидкости. Сила этого притяжения направлена внутрь жидкой фазы и стремится втянуть поверхностную молекулу внутрь объема жидкости.

Таким образом, неуравновешенные (избыточные) силы в поверхностном слое направлены внутрь жидкости и стремятся до минимума сократить величину этой поверхности. Чтобы увеличить эту поверхность, необходимо затратить энергию.

Работа, затрачиваемая на образование единицы площади новой поверхности раздела фаз, называется поверхностным натяжением. Величина этой работы эквивалентна свободной

энергии, приходящейся на единицу площади поверхности раздела фаз.

Величину удельной свободной поверхностной энергии, которая освобождается при переходе молекул из поверхностного слоя внутрь жидкости и может перейти в механическую работу, выражают в Дж/м<sup>2</sup> или Н/м. Термин «поверхностное натяжение» относят к жидкостям и выражают в тех же единицах. Обозначается поверхностное натяжение буквой  $\sigma$  (сигма). Например, поверхностное натяжение на поверхности раздела жидкость — газ обозначается  $\sigma_{ж-г}$ , жидкость — твердое —  $\sigma_{ж-т}$ , твердое — газ —  $\sigma_{т-г}$ .

Поверхность твердых тел также характеризуется наличием свободной энергии. Атомы (ионы) поверхностного слоя твердых тел испытывают действие значительно больших сил притяжения по сравнению с молекулами жидкости.

Величина свободной поверхностной энергии характеризует природу и особенности поверхности того или иного минерала и способность его к взаимодействию с водой и растворенными в ней веществами. Одно из проявлений такого взаимодействия — смачивание водой поверхности минералов.

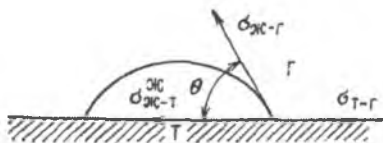
Явление смачивания поверхности минералов водой представляет собой один из основных физико-химических факторов флотационного процесса. На степень смачивания оказывает влияние не только величина свободной поверхностной энергии минерала, но и энергия взаимодействия ионов и молекул воды между собой. Взаимное притяжение молекул одного и того же вещества (например, жидкости) называется когезией и характеризуется работой, которую необходимо затратить для разрыва столба жидкости на два столба того же сечения.

Взаимное притяжение двух фаз (например, воды и минерала) называется адгезией и также характеризуется работой, которую необходимо затратить на разделение этих фаз, отнесенной к единице площади поверхности раздела фаз. Работа адгезии равна сумме поверхностных энергий обеих фаз минус поверхностная энергия на границе раздела этих фаз, т. е.:

$$W = \sigma_{ж-г} + \sigma_{т-г} - \sigma_{ж-т}$$

где  $\sigma_{ж-г}$ ,  $\sigma_{т-г}$ ,  $\sigma_{ж-т}$  — поверхностная энергия соответственно на границе раздела фаз жидкость — газ, твердое — газ и жидкость — твердое.

Для того чтобы вода смачивала поверхность минерала, силы притяжения между молекулами минерала и воды должны превышать силы притяжения между молекулами воды. Другими словами, необходимым условием смачивания поверхности минерала водой является превышение работы адгезии между водой и минералом над работой когезии для самой воды.



**Рис. 14.2.** Схема действия поверхностных сил при смачивании поверхности твердого тела водой

Природные минералы значительно различаются по способности смачиваться водой. Минералы, поверхность которых смачивается водой, называются гидрофильными (кварц, кальцит), а минералы, плохо смачиваемые водой, называются гидрофобными (графит, тальк, молибден, халькопирит). Многие минералы занимают промежуточное положение, будучи в различной степени гидрофильными. Усиление гидрофильное™ ряда минералов (например, сульфидных минералов) связано с окислением их поверхности.

На рис. 14.2. приведена схема действия сил поверхностного натяжения при смачивании поверхности минерала (твердая фаза Т) водой (жидкая фаза Ж) в воздушной среде (газообразная фаза Г).

На трехфазный периметр смачивания действуют силы поверхностного натяжения, возникающие на поверхности раздела твердое — газ и жидкость — твердое ( $\sigma_{т-г}$  и  $\sigma_{ж-т}$ ) в плоскости раздела этих фаз. Силы поверхностного натяжения на границе раздела жидкое — газ ( $\sigma_{ж-г}$ ) действуют на периметр смачивания



по касательной к поверхности воздушного пузырька (или к поверхности капли воды).

Угол между касательной к поверхности воздушного пузырька или к поверхности капли воды в любой точке трехфазного периметра смачивания и поверхностью минерала называется краевым углом смачивания  $\theta$ .

Степень смачивания поверхности твердого тела количественно оценивается величиной краевого угла  $\theta$ , который принято отсчитывать в сторону жидкой фазы. Теоретически величина краевого угла может изменяться от  $0$  до  $180^\circ$ . В первом случае имеет место полное смачивание поверхности минерала водой (минерал абсолютно гидрофильный), во втором — капля воды не растекается по поверхности минерала и находится на ней в виде шарика (минерал абсолютно гидрофобный). Последний случай практически не встречается, так как абсолютно гидрофобных тел в природе почти нет. Близки к абсолютно гидрофобным веществам ртуть и молибденит.

Равновесное состояние трехфазной системы, изображенной на рис. 10.2, наступает при условии

$$\sigma_{ж-г} \cos\theta + \sigma_{ж-г} - \sigma_{т-г} = 0 \quad (41)$$

Откуда равновесное значение косинуса краевого угла смачивания

$$\cos\theta = (\sigma_{т-г} - \sigma_{ж-г}) / \sigma_{ж-г}.$$

Если вместо капли воды (см. рис. 14.2.) будет пузырек воздуха в окружении жидкой среды (воды), то краевой угол смачивания нужно также отсчитывать в сторону жидкой фазы.

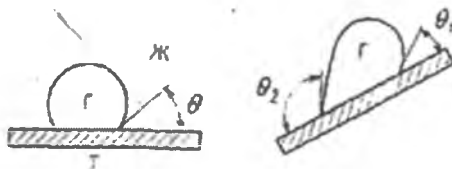


Рис. 14.3. Явление гистерезиса смачивания

Флотуруемость минералов зависит от степени смачивания их поверхности водой. Чем хуже минерал смачивается водой,

тем легче пузырек воздуха вытесняет с его поверхности воду, сильнее закрепляется на минерале и выносит минерал на поверхность. Более прочное прилипание минеральной частицы к пузырьку воздуха характеризуется большей величиной краевого угла смачивания.

Иногда пользуются понятием «мера флотуемости минерала» —  $F = 1 - \cos \theta$ . Поверхность минерала не смачивается водой (гидрофобна) при  $F = \max = 2$  ( $\theta = 180^\circ$ ) и идеально смачивается (гидрофильна) при  $F = \min = 0$  ( $\theta = 0^\circ$ ).

Краевой угол смачивания для различных минералов может изменяться в широких пределах и составляет у природно гидрофильного кварца около  $0^\circ$ , каменного угля —  $60\text{—}90^\circ$ , талька —  $70\text{—}90^\circ$ , серы —  $85\text{—}90^\circ$ , сульфидов —  $75\text{—}85^\circ$ .

Смачивание поверхности минералов водой связано с явлением гистерезиса смачивания (рис. 14.3.). Сущность этого явления заключается в следующем. Если пузырек воздуха находится на горизонтальной поверхности минерала, образуется равновесный краевой угол смачивания  $\theta$ . При наклоне поверхности минерала периметр прикрепления пузырька может на некоторое время остаться неподвижным и неизменным по величине, а величина краевого угла смачивания изменится.

Причем оттекающий угол  $\theta_2$  будет больше равновесного, а натекающий  $\theta_1$  — меньше равновесного. Задержку в передвижении периметра смачивания называют гистерезисом смачивания. Считают, что гистерезис смачивания обусловлен шероховатостью твердой поверхности и возникающими силами трения. Чем более шероховата поверхность минералов, тем больше гистерезис смачивания и лучше флотуемость частиц.

### **Контрольные вопросы**

1. Дать определение понятия «флотация».
2. Какие существуют виды флотации?
3. Как разделяются все минералы в зависимости от способности смачиваться водой?
4. Дать определение понятия «гистерезис смачивания».
5. Что такое «мера флотуемости минерала».

## **Глава XV. НАЗНАЧЕНИЕ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ: СОБИРАТЕЛИ И ПЕНООБРАЗОВАТЕЛИ**

Флотационными реагентами называются химические вещества, которые вводятся в пульпу для создания благоприятных условий избирательной флотации минералов. В зависимости от назначения, т. е. от роли, выполняемой при флотации, все реагенты разделяются на собиратели, пенообразователи, депрессоры, активаторы и регуляторы среды три последних класса реагентов иногда объединяют общим названием регуляторы или модификаторы. Некоторые реагенты выполняют двойную роль, а поэтому отнесение их к какому-либо определенному классу является условным. Иногда собиратель проявляет пенообразующие свойства, а пенообразователь действует и как собиратель. Некоторые реагенты в одних условиях действуют как депрессоры, а в других как активаторы.

### **15.1. Собиратели**

Собиратели действуют на границе раздела минеральная частица — вода. Концентрируясь на поверхности минерала, собиратели повышают гидрофобность частиц. Действие собирателя должно быть избирательным. Собиратель должен покрывать поверхности только тех минералов, которые при флотации должны быть сконцентрированы в пене. В качестве собирателей применяют органические соединения, имеющие в молекуле углеводороды. Если молекулы собирателя состоят только из одних углеводородов, то такой собиратель будет аполярным. В технике такие реагенты называют углеводородными маслами. К ним относятся: керосин, лигроин, дизельное топливо, смазочные масла. Они применяются для флотации минералов с высокой естественной гидрофобностью (уголь, графит, сера, тальк, молибденит и т. п.). Иногда

углеводородные масла применяются в смеси с другими собирателями.

Если молекулы собирателя имеют в своем составе полярные группы ( $\text{OH}$ ,  $\text{COOH}$ ,  $\text{CONH}_2$ ,  $\text{SH}$ ,  $\text{NH}_2$  и т. п.), то такие собиратели будут гетерополярными. Они применяются для флотации большинства полезных ископаемых.

При флотации сульфидных минералов и самородных металлов в качестве собирателей применяются ксантогенаты и аэрофлоты.

Металлом  $\text{Me}$  обычно являются калий или натрий, а углеводородным радикалом  $\text{R}$  — какой-либо радикал гомологического углеводородного ряда ( $\text{CH}_3$  — метил,  $\text{C}_2\text{H}_5$  — этил,  $\text{C}_3\text{H}_7$  — пропил,  $\text{C}_4\text{H}_9$  — бутил и т. д.). Название ксантогената составляется из названий радикала и металла. Например,  $\text{C}_4\text{H}_9 - \text{O} - \text{C} - \text{SK}$  — бутиловый ксантогенат калия.

Аэрофлоты — производные тиофосфорной кислоты. Они бывают жидкими и твердыми. Жидкие аэрофлоты действуют как собиратели и как пенообразователи, твердые — только как собиратели. Из жидких аэрофлотов наибольшее распространение получил крезилловый аэрофлот, из твердых — содовый.

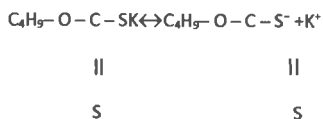
Жирные кислоты и их мыла применяются для флотации несulfидных минералов. Характерными собирателями этого типа являются олеиновая кислота ( $\text{C}_{17}\text{H}_{33}\text{COOH}$ ) и олеат натрия ( $\text{C}_{17}\text{H}_{33}\text{COONa}$ ). Эти собиратели мало селективны и требуют подбора условий флотации для усиления избирательности действия.

Амины и их соли применяются для флотации силикатных минералов (кварц, слюды) и калийных солей. Различают амины первичные ( $\text{RNH}_2$ ), вторичные ( $\text{R}_2\text{NH}$ ) и третичные ( $\text{R}_3\text{N}$ ). Характерные собиратели этого типа: лауриламин  $\text{C}_{12}\text{H}_{25}\text{NH}_2$  и его солянокислая соль  $\text{C}_{12}\text{H}_{26}\text{NH}_3\text{Cl}$  — хлористый лауриламмоний.

Каменноугольная, сланцевая и торфяная смолы, а также продукты их переработки применяются иногда для флотации углей. В состав этих реагентов входят высшие спирты, карбоновые кислоты, сложные эфиры и обычные углеводороды.

Состав этих смол непостоянен, в них присутствуют токсические вещества и они проявляют двойное действие — как собиратели и как пенообразователи.

Собиратели бывают ионогенные и неионогенные. Ионогенные собиратели в растворе распадаются на ионы и гидрофобизирующее действие на минеральную поверхность будет оказывать тот ион, в который входит углеводородная часть молекулы. Если гидрофобизирующий ион будет анионом, то такой собиратель называется анионным, если же катионом, то катионным. Например, молекула бутилового ксантогената калия распадается на ионы следующим образом:



Ксантогенаты — собиратели анионные.

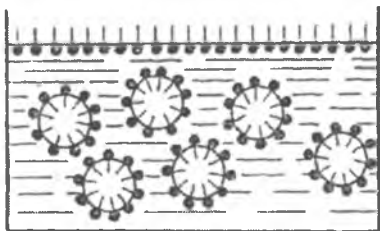
## 15.2. Пенообразование и пенообразователи

Всплывшие минерализованные пузырьки воздуха образуют на поверхности пульпы слой пены. Пена должна быть устойчивой и не разрушаться в течение времени, необходимого для отделения ее от пульпы. Если пена разрушится раньше, то сфлотированные минеральные частицы утонут и обогащения не будет.

Чистая вода при встряхивании в присутствии воздуха не образует устойчивой пены. Образующиеся пузырьки быстро разрушаются. Добавление к воде небольшого количества поверхностно-активного вещества позволяет образовать достаточно устойчивый слой пены. Такие вещества, применяемые при флотации, называются пенообразователями.

Поверхностно-активными называются гетерополярные вещества, способные адсорбироваться на границе раздела вода — воздух и тем самым понижать поверхностное натяжение на этой границе. Диполи воды вступают во взаимодействие с

полярной частью молекулы пенообразователя, а неполярные углеводородные группы стремятся вытолкнуть в воздушную среду. В результате молекулы пенообразователя располагаются на границе раздела вода — воздух так, что полярная часть молекулы обращена в воду, а неполярная — в воздушную фазу (пузырек воздуха) (рис.15.1.).

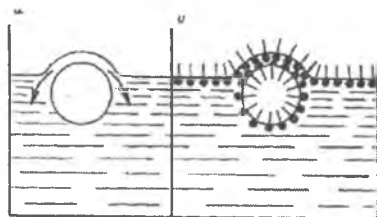


**Рис.15.1.** Молекулы поверхностно активных веществ (пенообразователей) на границе раздела вода — воздух

Пенообразователи в процессе флотации выполняют следующие функции:

1. Препятствуют коалесценции пузырьков воздуха, т. е. увеличению их размера. Поверхность пузырьков покрыта адсорбированными молекулами пенообразователя. Вокруг пузырьков создается гидратный слой, создающий барьер для коалесценции и упрочняющий оболочку пузырьков. Пенообразователь сохраняет суммарную поверхность воздушных пузырьков и при одинаковом расходе воздуха во флотационной машине будет большая поверхность раздела вода — воздух, чем без пенообразователя.
2. Уменьшают скорость движения воздушных пузырьков в пульпе. Этот экспериментально установленный факт объясняется тем, что при наличии адсорбированных молекул пенообразователя и гидратного слоя воздушные пузырьки имеют более жесткие оболочки, трудно деформируются и не принимают обтекаемой формы. Снижение скорости подъема воздушных пузырьков в присутствии пенообразователя, увеличивая время пребывания их в пульпе, повышает вероятность минерализации пузырьков.

3. Препятствуют разрушению воздушных пузырьков при всплывании на поверхность пульпы. Из прослая между всплывающим пузырьком и поверхностью пульпы (рис.15.2.) вода уходит под действием капиллярных сил и силы тяжести.



**Рис.15.2.** Всплывание воздушного пузырька на поверхность пульпы:  
а - без пенообразователя; б - с пенообразователем

По мере утончения прослая все большую роль играет испарение жидкости. Прослой быстро становится тонким и пузырек лопается. Молекулы пенообразователя, адсорбировавшиеся на поверхности пузырька, и гидратные слои вокруг полярных групп молекул затрудняют утончение прослая, удерживая молекулы воды в нем. Слой молекул пенообразователя на поверхности воздушных пузырьков делает их способными упрочняться в тех местах, в которых, возникает угроза прорыва поверхности. В присутствии пенообразователя на поверхности пульпы образуется достаточно устойчивая пена.

Трехфазные флотационные пены образованы минерализованными пузырьками и содержат фазы — воздух, воду и твердое. Твердые частицы, закрепившиеся на воздушных пузырьках, увеличивают прочность пены, механически ограничивая сближение воздушных пузырьков и сток воды из прослоев. Устойчивость трехфазной пены тем выше, чем гидрофобное и мельче сфлотированные частицы.

После удаления из флотационной машины пена должна легко разрушаться. Чаще всего она разрушается в желобе напорной струей воды.

Пенообразующими свойствами обладают спирты, альдегиды, кетоны, амины и кислоты. Последние проявляют также и собирательные свойства.

В практике флотации в качестве пенообразователей применяют следующие вещества.

Сосновое масло — жидкость желтого или коричневого цвета, представляет собой смесь различных веществ. Главная и наиболее активная пенообразующая часть — терпинеол  $C_{10}H_{17}OH$ . Сосновое масло получают фракционной перегонкой скипидара-сырца.

Древесные смоляные флотационные масла (легкое и тяжелое) получают из продуктов сухой перегонки древесины. Активная часть в них — ароматические спирты (фенолы).

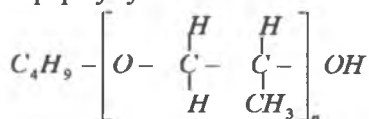
Крезилловая кислота получается в коксохимическом производстве. Представляет собой смесь трех ароматических спиртов: фенола  $C_6H_5OH$ , крезола  $C_6H_5CH_2OH$  и ксиленола  $C_6H_5(CH_2)_2OH$ . Крезилловая кислота обладает некоторым собирательным действием и токсична.

Тяжелый пиридин (или пиридиновое основание) получается в коксохимическом производстве. В своем составе содержит много компонентов, не проявляющих пенообразующих свойств. Активной частью является хинолин  $C_9H_7N$ .

Вспениватель ИМ-68 представляет собой смесь трех спиртов с 6—8 атомами углерода в радикале. В состав ИМ-68 входят тексилловый спирт  $C_6H_{13}OH$ , гептиловый спирт  $C_7H_{16}OH$  и октиловый спирт  $C_8H_{17}OH$ . Этот пенообразователь нетоксичен и не проявляет собирательного действия.

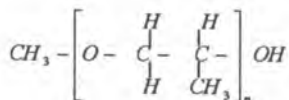
Вспениватели ОПСБ (окись пропилена спирт бутиловый) и ОПСМ (окись пропилена спирт метиловый).

При смешении окиси пропилена со спиртом бутиловым и метиловым протекают реакции с образованием пропиленгликолей, имеющих формулу:



монобутиловый эфир полипропиленгликоля





монометилловый эфир полипропиленгликоля

ОПСБ и ОПСМ — смесь монобутиловых и монометилловых моно-, ди-, три- и т. д. (в зависимости от величины  $n$ ) пропиленгликолей. Эти пенообразователи очень эффективны и не проявляют собирательного действия.

### Контрольные вопросы

1. Что такое «реагенты»?
2. Классификация реагентов.
3. Что относится к собирателям и их роль во флотационном процессе?
4. Что относится к регуляторам среды и какова их роль во флотации?
5. Механизм действия депрессоров и активаторов, отдельные представители.

## Глава XVI. НАЗНАЧЕНИЕ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ: ДЕПРЕССОРЫ, АКТИВАТОРЫ И РЕГУЛЯТОРЫ СРЕДЫ

### 16.1. Депрессоры (подавители)

Депрессоры действуют на границе раздела минеральная частица — вода. Применяют депрессоры для понижения флотуемости тех минералов, которые не должны переходить из пульпы в пену. Депрессор должен действовать селективно. Депрессия может быть уничтожена действием других реагентов. Механизм действия депрессоров, в зависимости от их химических и физико-химических свойств, может быть представлен одной из следующих четырех схем (по Разумову) (рис. 16.1.):

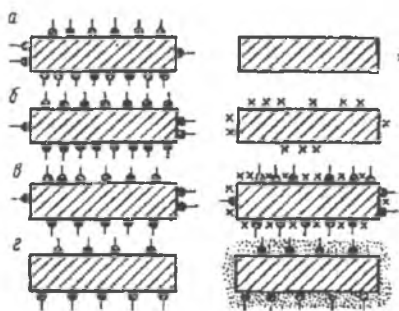


Рис.16.1. Схема действия депрессоров (по Разумову)

а — обнажилась естественная поверхность минерала; б — на поверхности минерала слой собирателя заменен пленкой депрессора; в — на участках поверхности, не занятых собирателем, появилась пленка депрессора; г - на участках поверхности, не занятых собирателем, отложился толстый слой гидрофильного шлама.

1. Депрессор мешает образованию на минерале слоя собирателя, а если собиратель введен ранее депрессора, то последний растворяет пленку собирателя (рис.16.1., а).

2. Депрессор, вытесняя собиратель с поверхности минерала, покрывает ее гидрофильной пленкой. Если депрессор ввести ранее собирателя, то последний не будет взаимодействовать с минералом (рис.16.1., б).

3. Депрессор увеличивает гидрофильность поверхности минерала без вытеснения собирателя (рис.16.1.,в). При введении депрессора раньше собирателя на минерале гидрофобная пленка не образуется. При высокой концентрации депрессора и длительном воздействии пленка собирателя может быть вытеснена с поверхности минерала и третья схема перейдет во вторую.

4. Депрессор образует толстый слой гидрофильного шлама на поверхности минерала, частично покрытой собирателем (рис.16.1.,г). Введение депрессора ранее собирателя исключает возможность взаимодействия собирателя с минералом.

В практике флотации в качестве депрессоров применяются щелочи (обычно известь), цианиды, цинковый купорос ( $\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ ), смесь цианида с цинковым купоросом, сернистый натрий ( $\text{Na}_2\text{S}$ ), хромовокислые соли ( $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ ), жидкое стекло и органические коллоиды.

Депрессирующее действие щелочей связано с образованием труднорастворимых гидратов окисей металлов (рис.16.1.,а). Щелочи депрессируют сульфиды железа и никеля.

Депрессирующее действие цианидов заключается в растворении собирателя (рис.16.1.,а). Цианиды депрессируют сульфиды цинка, железа и никеля. При высоких концентрациях они депрессируют также сульфиды меди. В практике флотации применяется технический продукт — цианплав, содержащий  $\text{NaCN}$ ,  $\text{KCN}$ ,  $\text{Ca}(\text{CN})_2$  и некоторое количество щелочей.

Депрессирующее действие цинкового купороса обусловлено образованием толстых пленок гидрофильных шламов (рис.16.1.,г). В щелочной среде ( $\text{pH} \approx 10$ ) образуются тонкодисперсные шламы гидрата окиси цинка. Цинковый купорос депрессирует сульфиды цинка.

Депрессирующее действие смеси цианида с цинковым купоросом состоит в растворении ксантогената и в осаждении гидрофильного гидрата окиси цинка на минеральных

поверхностях. Смесь действует сильнее каждого из компонентов в отдельности и депрессирует сульфиды цинка, железа и никеля.

Депрессирующее действие сернистого натрия заключается в вытеснении ксантогенатных ионов сульфидными (рис. 16.1.,б). Сернистый натрий депрессирует все сульфиды за исключением молибденита. Его применяют для десорбции (удаления) ксантогената с поверхности сульфидов перед разделением коллективных концентратов.

Депрессирующее действие двуххромовокислого калия связано с образованием труднорастворимых хроматов. Двуххромовокислый калий депрессирует сульфид свинца в результате отложения гидрофильного хромата свинца на поверхности зерен галенита без вытеснения, ксантогената (рис. 16.1.,в).

Депрессирующее действие жидкого стекла обусловлено закреплением на минеральных поверхностях сильно гидратированных мицелл кремниевой кислоты (рис. 16.1.,г). Жидкое стекло хорошо депрессирует кварц и силикаты, слабее — сульфиды. При высоких концентрациях депрессирует все минералы.

Депрессирующее действие органических коллоидов основано на их способности образовывать в пульпе мицеллы. Гидрофильные мицеллы, покрывая поверхности минералов, депрессируют их (рис. 16.1.,г). Они депрессируют те же минералы, что и жидкое стекло. При высоких концентрациях депрессируют все минералы. К депрессорам этой группы относятся: крахмал, декстрин, таннин, карбоксиметилцеллюлоза. Последний реагент не депрессирует сульфиды.

## 16.2. Активаторы

Активаторы действуют на границе раздела минеральная частица — вода. Они применяются для улучшения флотирования минералов. Активаторы способствуют закреплению собирателя на минерале. Действие активаторов заключается или в образовании на минеральной поверхности пленки, которая легко адсорбирует собиратель, или в удалении депрессора с минеральных зерен. Покрывание активирующими пленками

наблюдается при флотации минералов, которые с собирателем непосредственно не реагируют или реагируют слабо. Растворение депрессирующих пленок происходит при уничтожении действия депрессоров.

В практике флотации в качестве активаторов применяются: медный купорос ( $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ), серная кислота, растворимые сульфиды (чаще всего  $\text{Na}_2\text{S}$ ) и кислород.

Медный купорос применяется для активации сфалерита. Активирующее действие его заключается в связывании цианида, если сфалерит был депрессирован, и в образовании на поверхности сфалерита сульфида меди, прочно связанного со сфалеритом. Ксантогенат прочнее закрепляется на пленке сульфида меди, чем на естественной поверхности сфалерита. Медный купорос слабо активирует пирит и пирротин.

Серная кислота применяется для активации пирита и пирротина. Активация состоит в растворении пленки гидрата окиси железа с поверхности минеральных зерен.

Сернистый натрий применяется при флотации окисленных минералов цветных металлов для сульфидизации их поверхности, происходящей в результате замещения поверхностных анионов сульфидным ионом. На минеральных зернах образуется пленка сульфида. В пульпе в результате взаимодействия с минералом и окисления кислородом количество свободных сульфидных ионов постепенно уменьшается и как только они исчезнут, ксантогенат получает возможность адсорбироваться на пленке сульфида, образовавшегося на поверхности окисленного минерала. В этот момент окисленные минералы хорошо флотируются. В дальнейшем сульфидная пленка окисляется и отслаивается вместе с закрепившимся на ней ксантогенатом, в результате чего флотация прекращается. Для возобновления флотации осуществляется повторная сульфидизация.

Кислород воздуха активирует поверхность сульфидных минералов в результате некоторого окисления ее и окисления свободных сульфидных ионов в пульпе. Сильное окисление поверхности сульфидных минералов вредно, так как увеличивает расход собирателя.

### 16.3. Регуляторы среды

Регуляторы среды воздействуют на жидкую фазу флотационной пульпы. С их помощью регулируется рН жидкой фазы пульпы, снижается содержание в пульпе ионов, нарушающих ход флотации, диспергируются или коагулируются шламы, затрудняющие флотацию минералов.

Водородным показателем рН называется отрицательный логарифм концентрации водородных ионов:

$$pH = -\lg[H]^+$$

В кислых средах концентрация ионов водорода больше концентрации гидроксильных ионов, а в щелочных наоборот. Произведение концентраций ионов водорода и гидроксила при колебаниях значений каждой из них остается постоянной величиной при 20° С:

$$[H]^+ \cdot [OH]^- = 10^{-14}$$

Для нейтральных сред

$$[H]^+ = [OH]^- = 10^{-7}$$

$$pH = -\lg[H]^+ = -\lg 10^{-7} = 7$$

Для кислых сред  $pH < 7$ , а для щелочных  $pH > 7$ . От концентрации водородных ионов (от величины рН) в пульпе зависит гидратированность поверхности минералов, устойчивость и эффективность действия многих реагентов, т. е. зависят результаты флотации. Для этого систематически контролируют рН жидкой фазы пульпы и заданную щелочность поддерживают добавкой реагентов. Для создания кислой среды применяют серную кислоту, а для создания щелочной — известь, соду, реже едкий или сернистый натрий.

К ионам, нарушающим ход флотационного процесса, относятся следующие:

1. Ионы, понижающие концентрацию собирателя. Например, при флотации олеатом натрия мешают ионы кальция и магния, так как они взаимодействуют с олеат-ионом, образуя труднорастворимые соединения, выпадающие в осадок, что снижает концентрацию собирателя и ухудшает флотацию.

2. Ионы, активирующие те минералы, которые в данной операции необходимо депрессировать. Например, при флотации свинцовых минералов при обогащении свинцово-цинковых руд депрессируются цинковые минералы. В пульпе, направляемой в свинцовую флотацию, нежелательными являются ионы меди, так как они активируют сфалерит и способствуют переходу его в пену вместе с галенитом.

3. Ионы, депрессирующие минералы, подлежащие флотации. Например, избыток ионов серы оказывает депрессирующее действие на флотацию сульфидов. Мешающие флотации ионы попадают в пульпу с водой или рудой. Чаще всего они появляются в результате растворения некоторых компонентов руды. Особенно сильно мешают флотации ионы многовалентных металлов. Для удаления этих ионов применяют реагенты (чаще всего известь), связывающие их в нерастворимые гидроксиды.

Тонкие шламы сильно нарушают процесс флотации. Обладая большой удельной поверхностью, они проявляют высокую адсорбционную способность и поглощают собиратель, что сильно увеличивает его расход. Шламы легко осаждаются на минеральных зернах. Шламы пустой породы, адсорбировавшись на флотируемом минерале, прекращают его флотацию, а шламы флотируемого минерала, адсорбировавшись на нефлотируемом минерале, создают условия для перехода его в пену. В качестве реагента, улучшающего условия флотации в присутствии шламов, чаще всего применяют жидкое стекло как диспергатор шламов.

### **Контрольные вопросы**

1. Что такое «реагенты»?
2. Классификация реагентов.
3. Что относится к собирателям и их роль во флотационном процессе.
4. Что относится к регуляторам среды и какова их роль во флотации.
5. Механизм действия депрессоров и активаторов, и отдельные представители.

## **Глава XVII. ФЛОТАЦИОННЫЕ МАШИНЫ И ПРИНЦИП ИХ РАБОТЫ**

Флотационный процесс осуществляется в обогащительных аппаратах, называемых флотационными машинами.

Независимо от конструктивных особенностей и областей применения общий признак всех флотационных машин — использование в качестве рабочей среды аэрированной пульпы, т. е. пульпы, насыщенной мелкими пузырьками воздуха.

В зависимости от способа аэрации и перемешивания пульпы все флотационные машины разделяются на три группы — механические, пневматические и пневмомеханические.

В механических флотационных машинах аэрация пульпы осуществляется благодаря засасыванию воздуха из атмосферы при вращении импеллера (мешалки специальной конструкции), с помощью которого производится также перемешивание пульпы и диспергирование воздуха на отдельные пузырьки.

В пневматических флотационных машинах аэрация и перемешивание пульпы осуществляются сжатым воздухом, подаваемым в машину от воздуходувок. Воздух диспергируется при пропускании его через пористые перегородки, а также при подъеме пульпо-воздушной смеси за счет изменения направления движения турбулентных потоков.

В пневмомеханических (комбинированных) флотационных машинах сжатый воздух подается от воздуходувок, а его диспергирование и перемешивание пульпы осуществляются вращающимся импеллером.

### **17.1. Механические флотационные машины**

Механические флотационные машины являются самыми распространенными как на отечественных, так и на зарубежных обогащительных фабриках. Устройство и принцип действия этих



машин рассмотрим на примере флотационной машины «Механобр» (рис.17.1.).

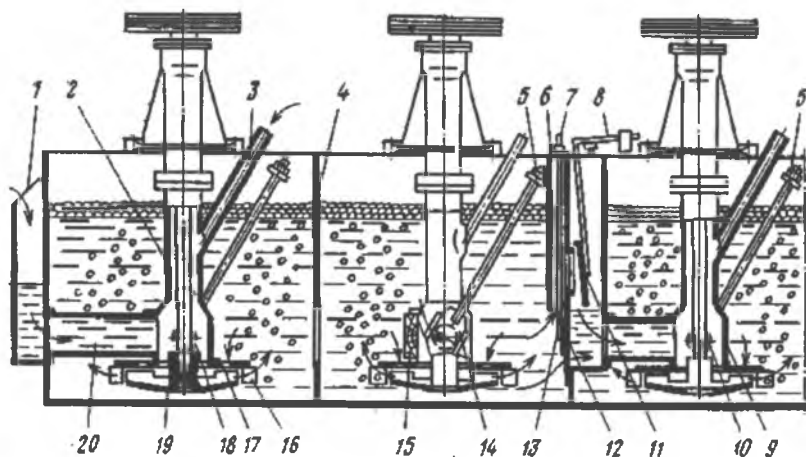


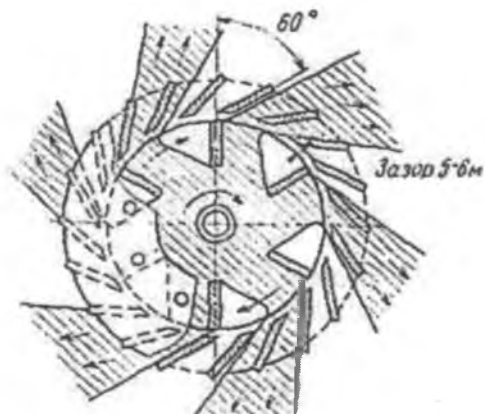
Рис.17.1. Механическая флотационная машина «Механобр»

Машина представляет собой ванну, разделенную перегородками 4 на ряд прямоугольных камер. Машина собирается из секций, (каждая из которых состоит из двух камер — всасывающей и прямоточной. На рис.17.1. показаны две всасывающие (крайние) и одна прямоточная (средняя) камеры флотационной машины.

В каждой камере имеется центральная труба 2, внутри которой вращается вал 10 с импеллером 19. Импеллер представляет собой ротор с радиальными лопастями, жестко закрепленными на вертикальном валу 10. Вал приводится во вращение от электродвигателя через клиноременную передачу. Нижняя часть центральной трубы расширяется и переходит в стакан 9, на котором укреплен горизонтальный надымпеллерный диск 17 с отверстиями для циркуляции пульпы и направляющими лопастями 16. Лопастями 16 расположены под углом  $60^\circ$  по отношению к радиусу диска (рис. 17.2.).

Диск с лопастями называется статором машины. При остановке импеллера статор предохраняет его от заиливания. Стакан 9 (см. рис.17.1.) имеет три отверстия. К одному из них во всасывающих камерах присоединяется всасывающий патрубок 20. В прямоточных камерах это отверстие закрыто пробкой 15. Два других отверстия 18 расположены один против другого и предназначены для возврата в камеру промпродуктов для повторной флотации. Если промпродукты не возвращаются, одно из отверстий 18 заглушается пробкой, а другое перекрывается шибером 14, передвигаемым тягой 5. При помощи шибера регулируется расход пульпы, поступающей на импеллер. Всасывающая и прямоточная камеры разделяются между собой перегородкой 4 с отверстием в нижней части, благодаря чему в камерах устанавливается одинаковый уровень пульпы.

Основная деталь механической флотационной машины — импеллер, который обеспечивает засасывание и диспергирование воздуха и насыщение им пульпы. Чем больше частота вращения импеллера, тем больше засасывается воздуха. Однако эта частота вращения не должна быть чрезмерно большой, чтобы из-за сильного перемешивания пульпы не происходил отрыв минеральных частиц от воздушных пузырьков.



**Рис.17.2.** Схема установки лопастей статора в механической машине «Механобр»

Статор увеличивает аэрирующую способность импеллера и отводит от него пульпу вглубь камеры, предотвращая завихрения, в результате чего сверху камеры создается относительно спокойная зона разделения. Импеллер и статор гуммированы резиной для защиты от износа.

Работает машина следующим образом. Пульпа из загрузочного кармана 1 по патрубку 20 засасывается в пространство над импеллером 19, откуда она с большой скоростью выбрасывается между лопастями статора в камеру. При этом в зоне импеллера образуется разрежение и через центральную трубу 2 и патрубок 3 засасывается атмосферный воздух, который диспергируется па множество мелких пузырьков и распределяется по всему объему пульпы.

Контактируя с частицами минералов, воздушные пузырьки минерализуются и поднимаются на поверхность пульпы, а затем в виде пены (пенный продукт) удаляются пекогоном в желоб. Частицы минералов, которые остались не поднятыми воздушными пузырьками, в том числе и оторвавшиеся от них при поднятии вверх, вновь засасываются в зону импеллера через отверстия в диске 17 статора. Несфлотировавшиеся в первой камере частицы минералов (камерный продукт) через отверстие в перегородке 4 переходят в прямоточную камеру, где флотация повторяется. В прямоточной камере пульпа поступает на импеллер через отверстие 18, регулируемое шибером 14.

Пульпа из прямоточной камеры поступает во всасывающую камеру следующей двухкамерной секции (или удаляется из последней камеры) через отверстия 12 и 13, регулируемые шибером со стержнем 7 и крышкой 11, положение которой изменяется рычагом 8 с контргрузом. Отверстие 13 отгорожено от объема камеры коробом 6, открытым сверху и снизу. Через нижнее отверстие 12 из прямоточной камеры удаляются крупные куски, а основная часть пульпы заполняет снизу короб 6 и уходит через верхнее отверстие 13. Контргруз на рычаге 8 устанавливается так, чтобы при помощи крышки 11 поддерживался заданный уровень пульпы. Нефлотлируемые частицы минералов разгружаются из последней камеры через устройство, аналогичное описанному.

Достоинства флотационных машин «Механобр» — простота обслуживания и ремонта. Так, весь приводной механизм с импеллером и статором собран в один блок, который легко и быстро может быть заменен другим или установлен в любой другой камере.

Регулировка циркулирующей нагрузки, поступающей на импеллер, дает возможность стабилизировать работу импеллера при изменении подачи пульпы, поступающей в машину.

Важное преимущество этих машин — возможность компоновки различных схем флотации путем установки всасывающих и выводных патрубков на передней и задней стенках камеры.

В последнее время машины «Механобр» выпускаются под маркой ФМР. Они отличаются тем, что для устранения застоя пены в задней части камеры и ускорения съема пены задняя стенка камеры выполнена изогнутой в сторону пенного жлоба, а лопасти пеносъемника имеют шарнирную подвеску.

Объем камеры машин «Механобр» в зависимости от типоразмера составляет от 0,14 до 6,25 м<sup>3</sup>, производительность по пульпе — от 0,25 до 12 м<sup>3</sup>/мин.

## 17.2. Пневматические (аэролифтные) машины

Пневматические (аэролифтные) флотационные машины имеют очень простую конструкцию, весьма экономичны при эксплуатации, применяются при флотации несложных по минеральному составу руд. Работают эти машины по принципу аэролифта (воздушного подъемника), откуда и получили свое название. В зависимости от глубины ванны различают мелкие (глубина ванны около 0,9 м) и глубокие (глубина ванны от 2,4 до 3 м) аэролифтные машины.

Глубокая аэролифтная машина (рис. 17.3.) состоит из ванны 7, аэролифта 6, азратора 8. Аэролифт представляет собой центральный отсек ванны, образованный двумя вертикальными стенками, не достигающими до дна машины. Азратор изготавливается в виде сварной стальной коробки и заканчивается внизу щелью, через которую воздух поступает в аэролифт. Воздух к азратору

5 подводится от центрального коллектора 1 при помощи двух воздухопроводов 2 и распределяется по всей ширине щели. Воздухопроводы снабжены задвижками 3.

Пульпа в ванну загружается из приемного кармана, расположенного на одном конце машины. Воздух подается в аэролифт с двух сторон. Так как пульпа в боковых отсеках машины меньше насыщена воздухом и имеет большую плотность по сравнению с центральным отсеком, она устремляется в аэролифтную камеру.

Диспергирование воздуха в аэролифтной камере обусловлено турбулентным движением пульпо-воздушной смеси. Минерализованные пузырьки воздуха поднимаются по аэролифтной камере вверх и направляющими перегородками 5 отбрасываются в боковые отсеки. Этому способствуют отбойники 9, устанавливаемые над аэрокамерами. Воздух, необходимый для перемешивания, транспортирования пульпы и выбрасывания пульпо-воздушной смеси из аэролифтной камеры, удаляется в атмосферу через отверстие 4.

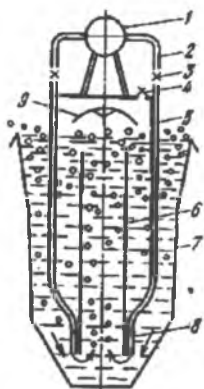


Рис. 17.3. Глубокая аэролифтная флотационная машина

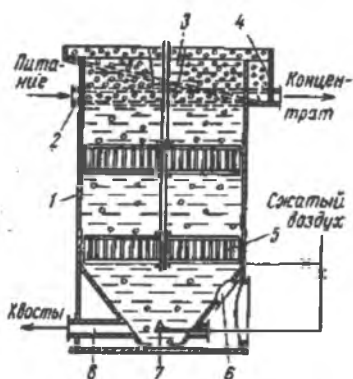


Рис. 17.4. Флотационная пневматическая машина ФП-100

Флотационная пневматическая машина ФП-100 (рис. 17.4.) предназначена для обогащения руд цветных, редких, благородных и черных металлов, угля и других полезных ископаемых.

Отличается от применяемых в настоящее время механических и пневмомеханических флотационных машин простотой конструкции, отсутствием вращающихся быстроизнашивающихся металлических частей, малыми металло- и энергоемкостью и установочной производственной площадью.

Машина представляет собой выполненную из листовой стали вертикальную цилиндрическую камеру 1 с коническим основанием, имеющим угол наклона 30—55°. В нижней конической части по оси машины установлен вспомогательный шайбовый аэратор 7 из набора листовой резины, который крепится к стенке машины и предназначен для пуска машины с питанием в случае ее длительной остановки. На стыке верхней конической части с цилиндрической устанавливается основной трубчатый аэратор 5 (из перфорированных эластичных трубок), который опирается на кронштейны, прикрепленные к стенке машины таким образом, что между ними и наклонными стенками образуется кольцевой зазор шириной 100 мм, предусмотренный для пропуска пульпы к разгрузочной клапанной коробке.

Каркас аэратора выполнен из металлических труб с ниппелями, на которые крепятся эластичные перфорированные трубки. В верхней части машины на высоте около 4 м установлен второй трубчатый аэратор. Оба трубчатых аэратора снабжены направляющими и подъемными устройствами для их перемещения по высоте машины, что позволяет управлять флотацией в зависимости от исходного питания и требований, предъявляемых к продуктам флотации.

Трубчатые аэраторы данной конструкции (из эластичных перфорированных трубок) обеспечивают эффективное диспергирование воздуха в пульпе и поддержание ее во взвешенном состоянии. Каждая пора (отверстие) в трубках является мини-атюрным клапаном, открывающимся при определенном давлении воздуха. При прекращении подачи воздуха отверстия закрываются, таким образом, поток пульпы в трубчатый аэратор предотвращается.

Загрузка машин исходным питанием может осуществляться самостоятельно в центре верхней ее части 2.

Пенный продукт (концентрат) разгружается самотеком в кольцевой желоб 4 через пенный сливной порог. Камерный продукт (хвосты) разгружается через разгрузочные устройства 8 (клапанную коробку и шиберный карман), с помощью которых и поддерживается уровень пульпы в машине.

Регулирование расхода и давления воздуха, подаваемого в аэраторы (диспергаторы) позволяет управлять процессами минерализации пены, качеством и выходом концентрата.

В верхней части установлен пеноотбойник 3, направляющий пену от центра к периферии. В нижней части имеется люк 6 для осмотра машины.

Машина оборудована системой автоматического регулирования уровня пульпы и расхода воздуха.

Сущность процесса пенной сепарации заключается в том, что предварительно обработанный реагентами материал загружается сверху на слой пены, перемещающийся в горизонтальном направлении. Гидрофобные частицы удерживаются в слое пены и вместе с ней удаляются с поверхности пульпы, а гидрофильные частицы оседают под действием силы тяжести.

Преимущество процесса пенной сепарации состоит в том, что вследствие более длительного контакта частиц с пузырьками воздуха увеличивается вероятность их прилипания и представляется возможность увеличить верхний предел крупности флотируемых зерен. В машину пенной сепарации (рис. 17.5.) обработанный реагентами материал в виде пульпы с содержанием твердого около 60% подается в загрузочное устройство 1, обеспечивающее равномерное распределение пульпы по всей длине флотационной машины — на ее правую и левую стороны.

Из загрузочного устройства пульпа поступает в желоба 3, где в результате эжекции (захвата) воздуха струями жидкости, вытекающими под давлением из сопел 2, насыщается мельчайшими пузырьками воздуха. Предварительно аэрированная пульпа поступает на пенный слой, создаваемый в машине аэраторами 4 (резиновые перфорированные трубка). Пенный продукт удаляется через сливной порог 5, а камерный продукт сгущается в ванне 6 и выгружается через шламовый затвор 7.

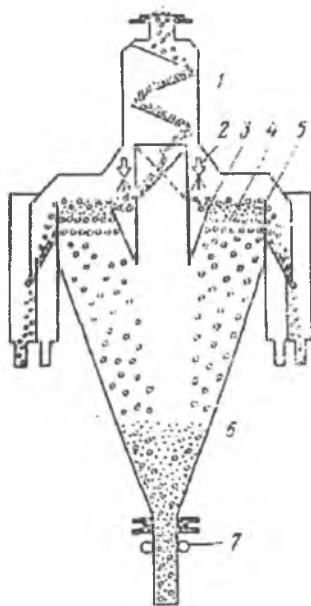


Рис. 17.5. Машина пенной сепарации

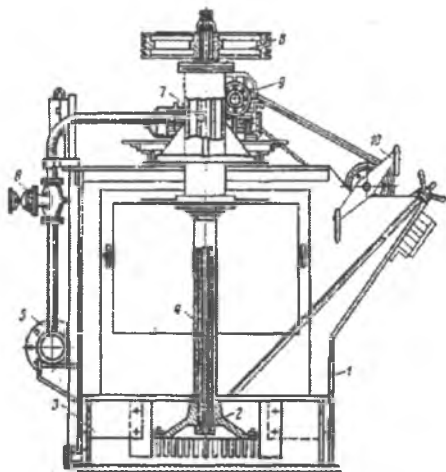
Гипромашобогатением разработаны и изготавливаются флотационные машины пенной сепарации марки ФПС-16. В качестве азратора в этой машине служат перфорированные резиновые трубки, при подаче в которые сжатого воздуха образуется слой тонкодисперсной пены. Во флотационной машине ФПС-16 возможна флотация частиц в 5—10 раз крупнее, чем во флотационных машинах, где процесс осуществляется в объеме пульпы. Метод пенной сепарации находит применение при флотации солей, серных, фосфоритовых, редкометалльных и других руд.

### 17.3. Пневмомеханические флотационные машины

Пневмомеханические флотационные машины по принципу действия аналогичны механическим машинам, а отличаются от последних устройством узла азратора, который предназначен в



них не для засасывания атмосферного воздуха, а для диспергирования сжатого воздуха, принудительно подаваемого в камеру, и поддержания твердых частиц пульпы во взвешенном состоянии.



**Рис.17.6.** Пневмомеханическая флотационная машина «Маханобр»

На рис.17.6. показана пневмомеханическая машина «Механобр». Воздух от воздуходувки при избыточном давлении  $(0,2 \div 0,4) \cdot 10^{-4}$  Па поступает в воздушный коллектор 5, расположенный вдоль задней стенки корпуса 1 машины, далее по трубкам через отверстия 7 проходит внутрь полого вертикального вала 4 и поступает на вращающийся пальцевый импеллер 2, где происходит образование мелких воздушных пузырьков. Радиальные лопастные успокоители 3 состоят из набора лопастей, нижняя кромка которых не доходит до дна корпуса, что предотвращает заиливание камер у стенок и обеспечивает равномерное насыщение пульпы воздухом. Для регулирования расхода подаваемого в камеру воздуха служит вентиль 6.

Пенный продукт удаляется пеноъемником 10, приводимым во вращение от индивидуального электродвигателя через шкив 8 и редуктор 9.

Пневмомеханические машины по сравнению с механическими имеют ряд преимуществ. На этих машинах достигается большая скорость флотации, лучшая диспергация воздуха, снижается расход электроэнергии.

Практика флотации в пневмомеханических машинах показывает, что скорость флотации в них на 30—40% выше, а расход электроэнергии на 30—40% ниже, чем в механических машинах.

### **Контрольные вопросы**

1. Перечислите виды флотомашин и принцип их работы.
2. Принцип работы механических флотомашин.
3. Принцип работы пневматических флотомашин.
4. Принцип работы пневмомеханических флотомашин.
5. Что такое «импеллер»?

## **Глава XVIII. СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ: ОСНОВНАЯ, КОНТРОЛЬНАЯ ФЛОТАЦИИ И ПЕРЕЧИСТНЫЕ ОПЕРАЦИИ**

### **18.1. Виды флотационных операций**

**Схемы флотации.** В практике флотации полезных ископаемых применяются самые разнообразные технологические схемы. Выбор схемы флотации зависит от флотационных свойств обогащаемой руды, требований, предъявляемых к качеству концентратов, и ряда технико-экономических факторов.

В большинстве случаев за одну операцию флотационного обогащения не удастся получить конечные продукты — кондиционный концентрат и отвальные хвосты. Поэтому схемы флотации, как правило, состоят из нескольких операций обогащения. По своему назначению различают следующие операции: основная флотация, перечистная флотация и контрольная флотация.

Основная флотация — первая операция флотации с целью отделения цепных минералов от минералов пустой породы; перечистная флотация (перечистка) — операция флотации, в которой повторно обогащаются концентраты предшествующих операций с целью повышения их качества; контрольная флотация — операция флотации, в которой повторно обогащаются хвосты предшествующих операций с целью доизвлечения из них полезных минералов.

Флотационные схемы различаются по числу стадий и циклов флотации.

Стадией флотации называется часть технологической схемы, включающая измельчение материала до определенной крупности и последующие операции флотации, проводимые при этой крупности. В зависимости от свойств полезных минералов, вида вкрапленности применяют одно- и многостадийные

схемы флотации. На рис.18.1.,а приведена двухстадиальная схема флотации.

Циклом флотации называется группа операций флотации, в которой выделяется один или несколько готовых продуктов, не подвергаемых дальнейшей флотации.

## 18.2.Схемы флотации

В зависимости от последовательности выделения полезных минералов при обогащении полиметаллических руд различают схемы коллективной, селективной и коллективно-селективной флотации.

Если в конечный концентрат извлекается сразу несколько минералов (например, сульфиды меди и никеля в медно-никелевый концентрат), то флотация называется коллективной.

Если из руды полезные минералы извлекаются последовательно один за другим, то флотация называется селективной или избирательной (см. рис. 18.1,б).

При коллективно-селективной флотации сначала в коллективный концентрат извлекаются все полезные минералы, а затем из него флотируются отдельные минералы (см. рис.18.1,в).

Рассмотрим основные принципы, которыми руководствуются при выборе той или иной схемы флотации полезных ископаемых.

Чем сложнее, неоднороднее вкрапленность полезных минералов в руде и чем более склонны они к ошламованию, тем сложнее должны быть схемы обогащения. Наоборот, если вкрапленность полезного минерала более или менее равномерная и минерал не переизмельчается, применяются простые схемы обогащения.

Одиостадиальные схемы флотации применяются для руд с относительно равномерной вкрапленностью полезных минералов, не превышающей 0,25—0,3 мм, и мало шламующихся в процессе измельчения.

По одиостадиальным схемам обогащаются шеелитовые, флюоритовые, баритовые, сподуменовые, берилловые руды, ряд богатых медных руд с равномерной вкрапленностью полезных

минералов. Схемы обогащения этих руд имеют различное число операций перемывкой и контрольной флотации.



Рис. 18.1. Технологическая схема:

а — двухстадиальная; б — селективной флотации; в — коллективно-селективной флотации

Двухстадиальные схемы флотации применяются в тех случаях, когда полезные минералы сильно шламуются и имеют неравномерную вкрапленность. Руда наряду с крупной вкрапленностью содержит тонкие включения полезного минерала по всей массе вмещающей породы.

Произведя сначала грубое измельчение такой руды, представляется возможным сфлотировать в готовый концентрат часть полезного минерала в виде сравнительно крупных зерен, освободившихся от сростков в процессе измельчения. Хвосты I

стадии флотации, в которых полезный минерал имеет более тонкую вкрапленность, направляются на доизмельчение и II стадию флотации. Однако на доизмельчение уже не поступают извлеченные в I стадии флотации зерна полезного минерала, которые бы здесь переизмельчались с образованием тонких шламов, затрудняющих флотацию и снижающих технологические показатели обогащения.

По двухстадиальным схемам с получением в I стадии готового концентрата и доизмельчением хвостов во II стадии работают фабрики, перерабатывающие некоторые медно-никелевые и медно-пиритные руды.

При обогащении многих молибденовых руд минимальные потери полезных минералов с хвостами можно иметь только при относительно грубом измельчении. Это связано с тем, что полезные минералы включены в агрегаты с другими минералами, которые при грубом измельчении легко отделяются от остальной части вмещающей породы.

В таких случаях рационально применять двухстадиальные схемы флотации с получением в I стадии отвальных хвостов и с последующим доизмельчением и флотацией чернового концентрата с целью повышения его качества.

В ряде случаев при относительно грубом измельчении можно выделить готовый концентрат, отвальные хвосты и промпродукт, содержащий сростки полезного минерала с вмещающей породой.

Двухстадиальные схемы флотации с получением в I стадии готового концентрата, отвальных хвостов, доизмельчением и флотацией промпродукта применяются при обогащении некоторых медных руд, представленных медными минералами в виде отдельных тонких включений в пустой породе, значительная часть которой характеризуется повышенной твердостью.

Если полезные минералы представлены в виде весьма неравномерных включений и образуют друг с другом или с минералами пустой породы флотирующиеся агрегаты, может оказаться рациональным применение трехстадиальной схемы флотации. Трехстадиальные схемы флотации применяют при

обогащении некоторых сульфидных и несulfидных руд (медистые песчаники и др.).

Схемы селективной флотации применяются при обогащении сульфидных полиметаллических руд с низким содержанием пустой породы (менее 20—25%). Такие схемы целесообразно применять и при большом содержании пустой породы на фабриках малой производственной мощности, когда схема с коллективной флотацией всех сульфидов в голове процесса не дает явных технологических и экономических преимуществ.

Недостаток схем селективной флотации — необходимость тонкого измельчения всей массы руды, что при большом содержании пустой породы значительно удорожает ее переработку.

Этот недостаток устраняется при применении схем коллективно-селективной флотации. Такие схемы особенно выгодно применять тогда, когда при сравнительно грубом измельчении руды можно получить отвальные хвосты. При обогащении по схеме коллективно-селективной флотации вся масса руды подвергается только грубому измельчению до содержания 45—55% класса — 0,074 мм. Тонкому измельчению подвергается лишь коллективный концентрат, выход которого может быть 10—30% исходной руды. По схеме селективной флотации вся масса руды измельчается до содержания 75—80% класса — 0,074 мм.

При обогащении по схеме коллективно-селективной флотации требуется меньше мельниц и флотационных машин, снижается расход реагентов)

В большинстве случаев схемы флотации являются достаточно сложными, включая в себя ряд перечистных и контрольных операций флотации и различные варианты дообогащения промпродуктов. Промежуточные продукты могут возвращаться в различные точки процесса или обрабатываться отдельно. Поэтому важно рационально распределить все операции флотации по флотационным машинам с целью обеспечения оптимальных условий флотации.

Как komponуются различные операции флотации в одной флотационной машине видно на примере схемы, включающей

основную флотацию, одну перечистку концентрата и одну контрольную флотацию хвостов (рис. 18.2.).

В четырех камерах машины осуществляется основная флотация. Пенный продукт основной флотации поступает в головную камеру перечисткой (всего три камеры), концентрат которой является конечным продуктом, а хвосты, переливаясь через порог последней камеры, поступают на операцию основной флотации. Хвосты основной флотации направляются в головную камеру контрольной флотации (всего три камеры), где получают отвальные хвосты и промпродукт, возвращаемый на основную флотацию.

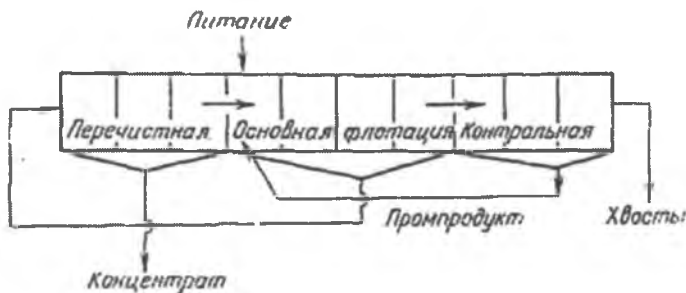


Рис. 18.2. Схема распределения операций флотации во флотационной машине

Рассмотрим в качестве примера вариант схемы обогащения полиметаллической свинцово-медно-цинково-пиритной руды (рис. 18.3.).

На I стадию флотации поступает руда, измельченная до содержания 45% класса  $—0,074$  мм. Цикл коллективной флотации включает основную и контрольную флотации и две перечистки концентрата.

Реагентный режим: сода для создания слабощелочной среды ( $0,5—0,6$  кг/т); собиратель—ксантогенат ( $0,1—0,2$  кг/т), пенообразователи— крезол и сосновое масло ( $0,06—0,065$  кг/т).

Коллективный сульфидный концентрат направляется на десорбцию собирателя сернистым натрием. Для этого концентрат



перемешивается без доступа дополнительного воздуха в контактных чанах при расходе сернистого натрия 4—4,5 кг/т концентрата. После этого жидкая фаза, содержащая реагенты, отделяется от твердой фазы в механических классификаторах в два последовательных приема. Пески первого классификатора разбавляются водой и поступают во второй классификатор. Сливы классификаторов сгущаются, слив сгустителя направляется в отвал.

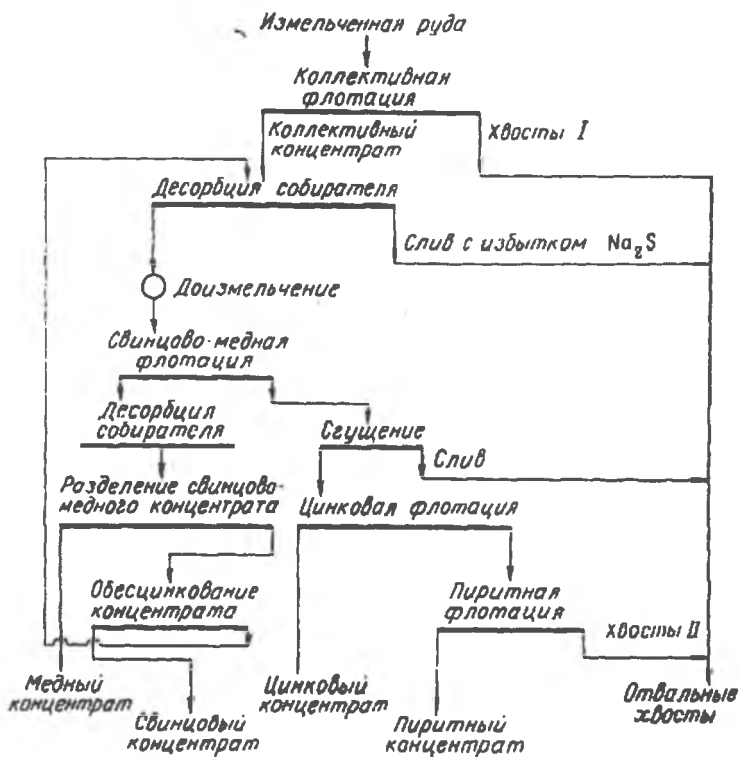


Рис. 18.3. Технологическая схема флотации полиметаллической руды

После десорбции собирателя коллективный концентрат доизмельчается до 95% класса — 0,074 мм и поступает в цикл

свинцово-медной флотации, включающий основную, контрольную и три перечистных операции.

Для свинцово-медной флотации используют следующие реагенты: цианид (0,2 кг/т) и цинковый купорос (2 кг/т) для депрессии сфалерита и пирита; собиратель — ксантогенат (0,03—0,04 кг/т) и пенообразователь — крезол (0,04—0,05 кг/т). Расходы реагентов для всех циклов указаны на 1 т коллективного концентрата.

В этом цикле получают свинцово-медный концентрат, а в виде камерного — цинко-пиритный продукт.

Свинцово-медный концентрат после десорбции реагентов сернистым натрием (1,5 кг/т) и активированным углем (1,5 кг/т) направляется на разделение по такой же схеме, как и цикл свинцово-медной флотации. Реагентный режим: серная кислота для создания кислой среды (3 кг/т); железный купорос (1,5 кг/т) и сульфит натрия (1,5 кг/т) для депрессии галенита; собиратель — ксантогенат (0,025 -кг/т); пенообразователь — крезол (0,04—0,05 кг/т). Расходы реагентов указаны на 1 т свинцово-медного концентрата.

В этом цикле получается медный концентрат. Камерный свинцовый продукт подвергается обесцинкованию, включающему основную операцию флотации и перечистку пенного цинково-пиритного продукта. При обесцинковании используются: известь (6—7 кг/т) для создания щелочной среды; медный купорос (0,5 кг/т) для активации сфалерита и пирита; собиратель — ксантогенат (0,15 кг/т); пенообразователь — крезол (0,02 — 0,03 кг/т). Расходы даны на 1 т свинцового продукта, поступающего на обесцинкование.

После обесцинкования получается окончательный свинцовый концентрат в виде камерного продукта и пенный цинково-пиритный промпродукт, присоединяемый к коллективному концентрату основной флотации.

Камерный продукт (хвосты) цикла свинцово-медной флотации после сгущения поступает в цикл цинковой флотации. Реагентный режим: известь (0,5—0,8 кг/т) для депрессии пирита; медный купорос (0,45—0,55 кг/т) для активации сфалерита; собиратель — ксантогенат (0,8—0,10 кг/т); пенообразователь —

крезол (0,04—0,05 кг/т). Расходы указаны на 1 т цинкового концентрата.

После трех перечисток получается кондиционный цинковый концентрат. Камерный продукт цинкового цикла после контрольной флотации направляется в пиритный цикл. Реагентный режим: сода (0,8—1 кг/т) для нейтрализации депрессирующего действия извести; собиратель — ксантогенат (70—80 г/т); пенообразователь — крезол (40—50 г/т). Расходы указаны на 1 т пиритного концентрата.

В пиритном цикле выделяются хвосты, состоящие из зерен пустой породы, освободившихся при доизмельчении коллективного концентрата.

При обогащении по этой схеме руды, содержащей 1—1,5% свинца, 0,2—0,3% меди, и 2,5—3% цинка, получают: свинцовый концентрат с содержанием свинца 50—51%; медный концентрат с содержанием меди 14—15%; цинковый концентрат с содержанием цинка 54—55%; пиритный концентрат с содержанием серы 42—45%; отвальные хвосты с содержанием свинца 0,1—0,12%, меди 0,02%, цинка 0,2%.

### **Контрольные вопросы**

1. Виды схем флотации.
2. Какова роль контрольной флотации?
3. Назначение основной флотации.
4. Назначение перечистой флотации.
5. Принцип компоновки схем флотации.

## **Глава XIX. СВОЙСТВА МАГНИТНОГО ПОЛЯ. КЛАССИФИКАЦИЯ МИНЕРАЛОВ ПО МАГНИТНЫМ СВОЙСТВАМ**

### **19.1. Сущность магнитного метода обогащения**

Сущность магнитного метода обогащения заключается в воздействии на зерна руды магнитной и механической сил, в результате которого зерна с различными магнитными свойствами приобретают различные траектории движения. Перемещаясь по своим траекториям, магнитные и немагнитные зерна выводятся. Из магнитного поля в виде отдельных продуктов, отличающихся не только по магнитным свойствам, но и по вещественному составу. Магнитные методы обогащения применяются при обогащении руд черных и редких металлов, регенерации магнитных утяжелителей, удалении железа из различных материалов.

Машины, в которых происходит разделение зерен руды по магнитным свойствам, называются магнитными сепараторами. Для осуществления магнитного разделения в определенном пространстве сепаратора, называемом рабочей зоной, необходимо создать магнитное поле, напряженность которого была бы неодинаковой в различных его точках. Такое магнитное поле называется неоднородным. Для магнитного обогащения применяются только неоднородные поля, которые обуславливают появление магнитных сил, действующих на магнитные зерна.

Кроме неоднородности магнитное поле должно иметь достаточную для данного сырья напряженность. В зависимости от магнитной восприимчивости рудных зерен разделение их осуществляется в слабых или сильных магнитных полях.

### **19.2. Магнитное поле и его свойства**

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 в виде силовых линий, общее число которых, пронизывающих ортогональную поверхность, называется магнитным потоком  $\Phi$ . Единицей магнитного потока в СИ служит вебер (Вб). Основной характеристикой магнитного поля является магнитная индукция  $B$ , которая численно равна числу силовых линий поля, пронизывающих площадь  $S = 1 \text{ м}^2$  ( $1 \text{ см}^2$ ) данного сечения. Единицей магнитной индукции в СИ служит тесла (Тл).

Согласно определению, магнитная индукция и магнитный поток связаны соотношением:

$$B = \Phi/S.$$

Для характеристики намагниченности вещества в магнитном поле используется магнитный момент  $p_m$ , который численно равен механическому моменту, испытываемому веществом в магнитном поле с индукцией 1 Тл (СИ).

Магнитный момент можно определить из уравнения:

$$p_m = M/(B \sin \alpha),$$

где  $M$  — механический момент, испытываемый веществом;  $\alpha$  — угол между вектором индукции и вектором магнитного момента. Магнитный момент единицы объема вещества определяет интенсивность его намагничивания или намагниченность;

$$I = p_m/V,$$

где  $V$  — объем вещества.

Намагниченность — также важный параметр магнитного поля. Единица намагниченности в СИ названия не имеет и измеряется в амперах на метр (А/м).

Магнитное поле характеризуется напряженностью  $H$ . Напряженностью магнитного поля в данной точке называется сила, с которой поле действует на единицу положительной магнитной массы, помещенную в эту точку поля. Единица напряженности магнитного поля в СИ — ампер на метр (А/м) или ампер-виток на метр (А/м).

Изменение напряженности магнитного поля в данном направлении ( $x$ ) характеризует градиент напряженности

$$\text{grad}H = dH/dx,$$

где  $dH$  — изменение напряженности магнитного поля на участке протяженностью  $dx$ .

Размерность градиента напряженности в СИ ампер на квадратный метр ( $A/m^2$ ) или ампер-виток на квадратный метр ( $A/m^2$ ).

Магнитные свойства вещества определяются магнитной восприимчивостью  $\chi$  (величина безразмерная) — отношением интенсивности намагничивания к напряженности поля:

$$\chi = I/H.$$

Единица магнитной восприимчивости в СИ численно равна магнитному моменту вещества объемом  $1m^3$  в магнитном поле напряженностью  $H=1A/m$ .

Магнитный момент  $1\text{ кг}$  вещества в поле  $H=1A/m$  в СИ обуславливает удельную магнитную восприимчивость вещества  $\omega$ , она определяется по формуле:

$$\omega = \chi/\delta$$

где  $\delta$  — плотность вещества.

Размерность удельной магнитной восприимчивости в СИ —  $m^3/kg$ .

Сила, с которой магнитное поле действует на частицу с удельной магнитной восприимчивостью  $\omega = 1$ , помещенную в данную точку поля, называется силой магнита  $F$  и определяется по формуле

$$F = H\text{grad}H.$$

Размерность силы магнита в СИ — ампер в квадрате на кубический метр ( $A^2/m^3$ ) или ампер-виток в квадрате на кубический ( $A^2/m^3$ ).

Сила, действующая на вещество в магнитном поле, называется магнитной силой  $F_{\text{магн}}$  и определяется по формуле

$$F_{\text{магн}} = \mu_0 \omega H\text{grad}H,$$

где  $\mu_0$  — магнитная постоянная.

Размерность магнитной силы в СИ — ньютон на килограмм ( $N/kg$ ).

В магнитных сепараторах магнитное поле создается системами из постоянных магнитов или электромагнитными системами с обмоткой, питаемой постоянным или переменным током.

Магнитные поля могут быть однородными ( $dH/dx > 0$ ) и неоднородными ( $dH/dx = 0$ ). Однородное поле наблюдается при плоских и параллельных поверхностях полюсов магнитов, неоднородное — при заостренных полюсах.

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, (э. д. с). 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 (магнитному потоку), 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.

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.

### 19.3. Магнитные свойства минералов и их классификация

В современной физике различают диамагнитные, парамагнитные и ферромагнитные вещества. Диамагнитные вещества характеризуются отрицательной магнитной восприимчивостью и выталкиваются из неоднородного магнитного поля. Парамагнитные вещества (парамагнетики) в обычных условиях являются немагнитными, однако имеют положительную магнитную восприимчивость и при наложении сильного внешнего магнитного поля они намагничиваются и втягиваются в магнитное поле. Магнитная восприимчивость ферромагнитных веществ (ферромагнетиков) значительно больше восприимчивости парамагнетиков и для их намагничивания требуются

относительно слабые магнитные поля. Ферромагнетики отличаются от парамагнетиков тем, что после удаления внешнего магнитного поля в них отмечается остаточная намагниченность.

Для характеристики минералов и руд по значению магнитной восприимчивости с точки зрения их разделения в магнитном поле принята несколько иная классификация, отличная от вышеприведенной. Распределение минералов по группам в соответствии с этой классификацией в известной степени условно, так как оно основано на возможности извлечения минералов в магнитную фракцию на современных магнитных сепараторах, на которых не извлекаются не только диамагнитные минералы, обладающие отрицательной магнитной восприимчивостью, но и некоторые парамагнитные минералы с очень малой удельной магнитной восприимчивостью ( $\omega < 10 \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{кг}$ ).

#### **19.4. Классификация минералов по магнитной восприимчивости**

В соответствии с классификацией минералов по величине удельной магнитной восприимчивости  $H$  и возможности их разделения на магнитных сепараторах все минералы условно делятся на три группы.

1. Сильномагнитные минералы имеют удельную магнитную восприимчивость  $\omega > 300 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{кг}$ . Эти минералы (магнетит, маггемит, пирротин и др.) относятся к ферромагнитным веществам и могут извлекаться в магнитную фракцию на сепараторах с относительно слабым магнитным полем напряженностью 70—120 кА/м.

2. Слабомагнитные минералы имеют удельную магнитную восприимчивость  $\omega$  от  $10 \cdot 10^3$  до  $600 \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{кг}$ . Эта наиболее многочисленная группа минералов соответствует парамагнитным веществам и включает все марганецсодержащие минералы, оксиды железа, титана, вольфрама и другие минералы. Для извлечения этих минералов в магнитную фракцию напряженность магнитного поля сепараторов должна быть в пределах 480—1600 кА/м.



3. Немагнитные минералы, к которым относятся парамагнитные минералы с удельной магнитной восприимчивостью  $\omega < 10 \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{кг}$  и все диамагнитные минералы. Минералы этой группы не извлекаются в магнитную фракцию даже на сепараторах: с сильным полем. С развитием техники получения сильных магнитных полей предельное значение удельной магнитной восприимчивости минералов этой группы может снижаться, чем подтверждается условность принятой классификации.

Если сильномагнитный образец поместить в магнитное поле и намагнитить, а затем отключить поле, у образца сохранится остаточная намагниченность, для снятия которой потребуется напряженность магнитного поля противоположного направления той или иной величины. Значение этой напряженности характеризует коэрцитивную силу образца  $H_c$ . Чем выше коэрцитивная сила, тем труднее образец поддается размагничиванию.

Ферромагнитные вещества с малым значением коэрцитивной силы называются магнитно-мягкими, а обладающие большой коэрцитивной силой — магнитно-жесткими. Первые применяются для изготовления сердечников электромагнитных систем сепараторов, а вторые — для изготовления постоянных магнитов.

Магнитные свойства сильномагнитных веществ, как правило, зависят от температуры. При определенной для каждого вещества температуре, называемой точкой Кюри, сильномагнитные: свойства исчезают и вещество становится парамагнитным.

### **Контрольные вопросы**

1. Какое свойство минералов берется за основу магнитного обогащения?
2. Что называется магнитным потоком?
3. Как определяется магнитная индукция?
4. Дайте определение магнитного момента.
5. Что означает однородное и неоднородное магнитное поле?

## Глава XX. ВИДЫ МАГНИТНЫХ СЕПАРАТОРОВ. ИХ СТРОЕНИЕ И ПРИНЦИП РАБОТЫ.

### 20.1. Сепараторы для сильномагнитных руд

Для сухого обогащения магнетитовых руд крупностью до 70 или 150 мм применяют барабанные сепараторы с электромагнитной системой. При крупности руды до 40 мм можно применять барабанные сепараторы с постоянными магнитами. На рис. 20.1. показана схема однобарабанного сепаратора.

Магнитная система неподвижно закреплена на оси. Полюса магнитов чередуются вдоль оси барабана. Вокруг системы на той же оси вращается барабан из немагнитного материала. Поверхность барабана футерована резиной для защиты ее от износа.

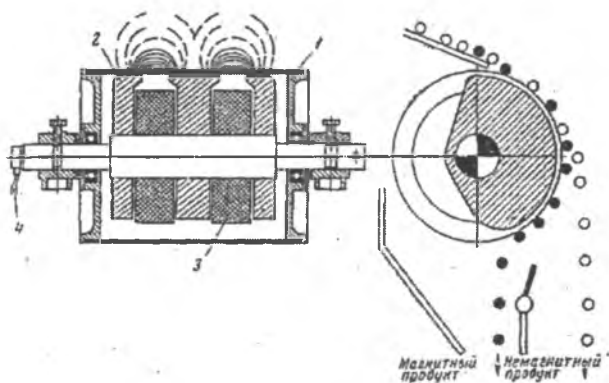


Рис. 20.1. Схема однобарабанного сепаратора для сильномагнитных руд: 1 - вращающийся барабан; 2 — неподвижные полюса магнита; 3 — катушки электромагнита; 4 — подвод тока

Исходная руда вибрационным лотковым питателем ровным слоем подается на барабан. Магнитные зерна, притянутые к слою, всходят над магнитами и отрываются в месте, где

кончается зона действия магнита. Немагнитные зерна не реагируют на магнитное поле сепаратора и сбрасываются с барабана по параболической траектории. Барабан помещен над коробкой, имеющей два отделения для приема магнитного и немагнитного материала. Шибер над перегородкой в коробке позволяет точнее разделять потоки материала.

Диаметр барабана 600—900 мм, длина 1000—2000 мм. Напряженность магнитного поля на поверхности барабана 1400—1500 э. Окружная скорость на поверхности барабана 1—3 м/сек. Производительность сепаратора на 1 м длины барабана на руде крупностью  $—40 + 0$  мм составляет 60—100 т/ч.

Изготавливают однобарабанные сепараторы, а также сепараторы-агрегаты, состоящие из трех или четырех барабанов. В многобарабанных сепараторах можно осуществлять основную сепарацию и перемешивание хвостов и получать три продукта — концентрат, промпродукт и хвосты.

Если полюса магнитов перемежаются по длине барабана, то в сепараторе нет магнитного перемешивания. Магнитные зерна, прижатые магнитным притяжением к барабану, не переворачиваются при прохождении над магнитом. Чередование полюсов по ходу материала вызывает перемешивание и способствует высвобождению немагнитных зерен из массы зерен, на барабане и получению более чистых магнитных продуктов (рис. 20.2.).

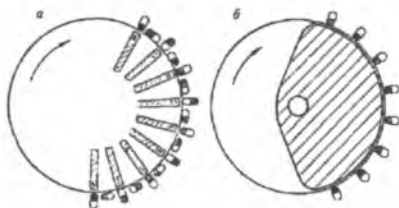


Рис. 20.2. Схема барабанного сепаратора:  
а — с магнитным перемешиванием; б — без магнитного перемешивания

Увеличивая число полюсов магнитной системы по окружности и скорость вращения барабана, можно создать

высокочастотное «бегущее» магнитное поле и энергичное магнитное перемешивание.

В таких сепараторах скорость вращения барабана достигает 300 об/мин; при числе полюсов 25 для точки на барабане будет  $300 \times 25 = 7500$  перемен полярности, т. е. частота «бегущего» поля составит 125 гц.

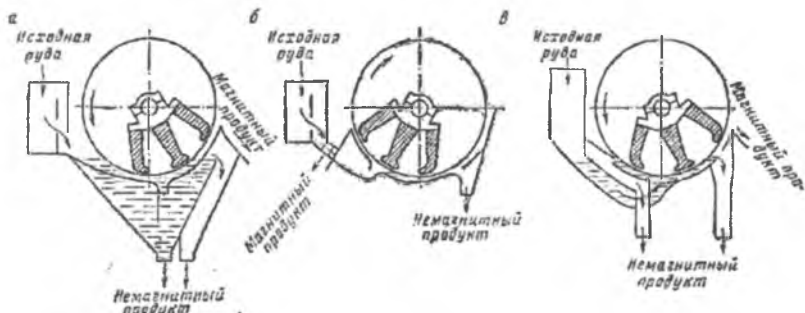


Рис. 20.3. Схема мокрого барабанного сепаратора:  
а — с прямоточной ванной; б — с противоточной ванной;  
в — с полупротивоточной ванной

Для мокрого обогащения сильномагнитных руд крупностью меньше 6 мм применяют барабанные сепараторы с постоянной магнитной системой (рис.20.3.).

Барабан из немагнитного материала вращается вокруг неподвижной трех- или пятиполюсной системы. Барабан смонтирован в ванне, конструкция которой может быть различной. В сепараторах с прямоточной ванной (рис.20.3,а) исходная пульпа загружается в коробку-питатель и по лотку подается под вращающийся барабан. Барабан вращается по ходу пульпы. Магнитные зерна притягиваются к барабану, выносятся им из зоны действия магнитной системы и смываются водой в концентратный желоб. Немагнитные зерна проходят под барабаном и разгружаются через отверстия в днище ванны. Диаметр барабана 600—900 мм, длина 4000—2500 мм. Окружная скорость на поверхности барабана 1,2 м/сек. Напряженность магнитного поля на барабане 1100—1400 э.

Сепараторы с прямоточными ваннами применяют для обогащения крупнозернистых материалов (крупность зерен мельче 6 мм). Для мелкозернистых материалов (мельче 0,5 мм) рекомендуются сепараторы с противоточными ваннами (рис.20.3,б). Здесь барабан вращается навстречу потоку пульпы. Ванна мелкая, разгрузка хвостов осуществляется через сливной порог.

Для тонкозернистых материалов применяют сепараторы с полупротивоточной ванной, в которых пульпа подается под барабан снизу (рис.20.3, в).

Производительность барабанных сепараторов зависит от крупности обогащаемого материала: для материала крупностью  $-2 + 0$  мм нагрузка на 1 м длины барабана составляет 38—45 т/ч по твердому; для материала крупностью  $-0,2 + 0$  мм — 15—20 т/ч и для материала крупностью  $-0,1 + 0$  мм — 9—10 т/ч.

В один агрегат-сепаратор часто komponуется 3—4 барабана и в одном аппарате проводятся несколько операций: основная сепарация, пересортировка магнитной фракции и контрольная сепарация хвостов. Барабанные сепараторы широко применяются на магнитообогащительных фабриках.

## 20.2. Сепараторы для слабомагнитных руд

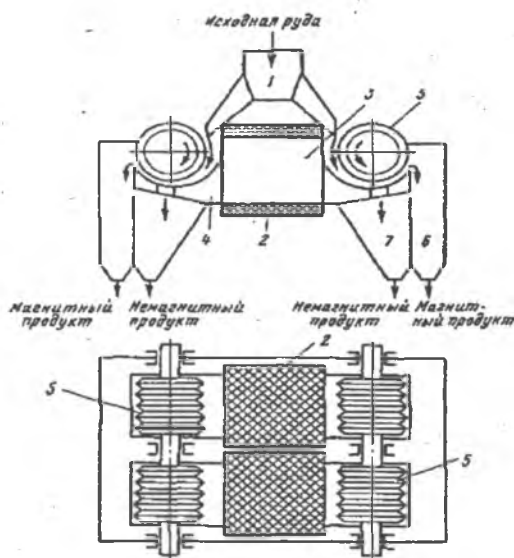
Для обогащения слабомагнитных руд применяют сепараторы с высокой напряженностью магнитного поля, которая достигается в замкнутых магнитных системах с сильными неоднородными полями.

Валковый сепаратор для мокрого и сухого обогащения слабомагнитных руд крупностью мельче 3 (6) мм показан на рис.20.4. Магнитная система состоит из сердечников и катушек обмотки на них, полюсных наконечников и валков. Валки имеют выступы, против которых в полюсных наконечниках предусмотрены вырезы, усиливающие неоднородность поля. В наконечниках имеются отверстия, расположенные против выступов валка. Сыпучий сухой материал или пульпа через загрузочную воронку-питатель подается на наконечники под валки. Немагнитные зерна через прорезы в наконечниках

попадают в хвостовое отделение ванны (коробки), а магнитные зерна выносятся валками из зоны действия магнитных сил и попадают в отделения коробки для магнитной фракции.

Характеристика сепаратора: размеры вала  $DXL = 270 \times 1000$  мм, скорость вращения вала 50—90 об/мин, напряженность магнитного поля 10000—12000 э, производительность до 4 т/ч на материале крупностью мельче 3 мм.

Сепараторы такого типа применяют для мокрого обогащения марганцевых руд и для сухой доводки концентратов, выделенных из руд редких металлов.

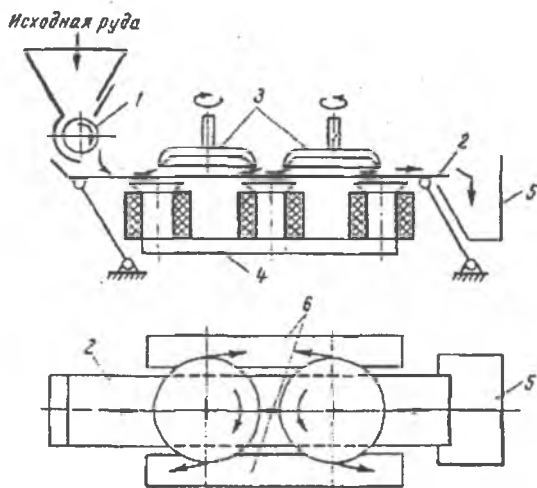


**Рис.20.4.** Схема валкового сепаратора для сухого и мокрого обогащения слабомагнитных руд:

- 1 — питатель; 2 — катушка обмотки; 3 — сердечник; 4 — полюсные наконечники; 5 — валки; 6 — приемник магнитного продукта; 7 — приемник немагнитного продукта.

Для сухого обогащения слабомагнитных руд редких металлов применяют дисковые сепараторы (рис.20.5.). Магнитная система состоит из электромагнитов, полюса которых

замыкаются через воздушный зазор железными дисками, имеющими форму опрокинутой тарелки. В рабочий зазор между полюсами магнитов и дисками материал ровным слоем подается по вибрационному горизонтальному лотку. Наклон оси вращающихся дисков по отношению к лотку, а также зазор между краями дисков и лотком могут изменяться. Диаметр дисков несколько больше ширины лотка. Таким образом, при двух дисках материал проходит через четыре рабочих зазора с последовательно увеличивающейся напряженностью поля. Магнитные зерна притягиваются к дискам и сбрасываются с них по выходе зерен из зоны действия магнитных сил. Немагнитный материал удаляется в конце лотка.



**Рис. 20.5.** Схема дискового магнитного сепаратора для сухого обогащения слабомагнитных руд:

- 1 — барабанный питатель; 2 — вибрационный лоток; 3 — диски из мягкого железа; 4 — электромагнитная система; 5 — приемник немагнитного продукта; 6 — приемник магнитного продукта.

Напряженность поля у края дисков достигает 16 000 э. Ширина лотка 400 мм. Производительность сепараторов 100—400 кг/ч.

### **Контрольные вопросы**

1. Сущность магнитного метода обогащения.
2. Дать определение понятия «напряженность».
3. Дать определение понятия «интенсивность намагничивания».
4. Аппараты, применяемые при обогащении магнитным методом.
5. Как разделяются все минералы в зависимости от магнитных свойств?



## **Глава XXI. ЭЛЕКТРИЧЕСКИЙ МЕТОД ОБОГАЩЕНИЯ. ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКИМ МЕТОДОМ. ВИДЫ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕПАРАТОРОВ.**

Электрические методы сепарации основаны на различии в электрических свойствах минералов (электропроводности, диэлектрической проницаемости и др.). Применяются они как для собственно обогащения, т.е. разделения исходного материала на продукты разного минералогического состава, так и для классификации материала по крупности и обеспыливанию. Сепарация исходного материала при электрических методах по минеральному составу или по крупности происходит за счет различного поведения частиц разного состава (или различной крупности) в электрическом поле. Поведение частиц, в свою очередь, определяется различным соотношением действующих на них электрических и механических сил. Электрические силы определяются зарядом частиц и характеристикой электрического поля; механические силы зависят от динамики движения частиц через электрическое поле. Поскольку существует два вида зарядов электрических частиц (положительные и отрицательные), разделение частиц по минеральному составу может происходить и при одинаковых электрических силах, но при условии, что частицы имеют заряд разного знака, что обусловит разное направление этих сил.

Электрические методы обогащения применяют для сыпучих материалов крупностью не более 5 мм. В основу классификации электрических методов положено наличие электрического поля и заряда у частиц. По характеру электрического поля различают: обогащение в электростатическом поле, обогащение в поле коронного разряда и обогащение в комбинированном коронноэлектростатическом поле.

## 21.1. Способы получения заряда

По способу получения частицами заряда различают шесть процессов.

1. Сепарация, использующая различие в электропроводности. Здесь частицы получают контактный заряд (за счет соприкосновения с заряженной поверхностью) или наведенный заряд (по закону электростатической индукции). Все минералы по электропроводности условно могут быть разделены на три группы: проводники, полупроводники и непроводники. Обогащение осуществляется успешно, если компоненты минеральной смеси значительно различаются по электропроводности.

2. Для разделения минералов, имеющих близкие по значению проводимости, применяют трибоэлектростатическую или трибоэлектрическую сепарацию. Этот способ основан на использовании трибоэлектрического эффекта или, точнее, контактной электризации. В общем виде явление трибоэлектрического эффекта заключается в следующем. Если электрически нейтральную частицу одного минерала привести в соприкосновение с электрически нейтральной частицей другого минерала или с поверхностью какого-либо материала и затем прервать контакт, разъединив их, на обеих соприкасающихся поверхностях возникнут различные по знаку электрические заряды. При многократном повторении указанного элементарного акта и при условии, что этот контакт осуществляется каждый раз новыми участками поверхности, удастся создать плотность поверхностного заряда, достаточную для сепарации в электростатическом поле высокой напряженности.

3. Пироэлектрическая сепарация основана на свойстве небольшой группы кристаллических минералов (турмалин, боратит и др.), обладающих различными коэффициентами теплового расширения по различным осям кристаллов, поляризоваться при нагревании и охлаждении. Неодинаковые напряжения, возникающие в таких кристаллах, вызывают образование локальных разноименных зарядов на противоположных концах кристалла.

4. Пьезоэлектрическая сепарация, в которой используется эффект заряжения частицы за счет механического напряжения.

5. Диэлектрическая сепарация основана на различии в диэлектрической проницаемости разделяемых минералов. В неоднородном электрическом поле в среде с диэлектрической проницаемостью  $\epsilon$ , промежуточной между диэлектрическими проницаемостями разделяемых минералов  $\epsilon_1$  и  $\epsilon_2$ , частицы с диэлектрической проницаемостью  $\epsilon_1 > \epsilon$  втягиваются в области наибольшей напряженности, а частицы с проницаемостью  $\epsilon_2 < \epsilon$ , наоборот, выталкиваются в направлении более слабых участков поля. Этим способом можно разделять минералы с диэлектрическими проницаемостями, различающимися на 0,5-1 единицу.

6. Сепарация, использующая ионизацию среды, где заряджение частиц происходит за счет адсорбции ионов. Для первых пяти процессов используют электростатическое поле, а в последнем (шестом) процессе – сильное неоднородное поле коронного разряда, образующееся между парой электродов, один из которых заземлен (осадительный электрод), а на другой (коронирующий электрод) подается высокое напряжение (несколько десятков тысяч вольт). Осадительный электрод – плоскость или барабан (диаметром 300-400 мм), коронирующий электрод – тонкая проволока (или несколько проволок диаметром 1-1,5 мм). Коронирующий электрод может быть также иглообразным.

## **21.2. Процессы пьезоэлектрической, пьезоэлектрической и диэлектрической сепарации**

Процессы пьезоэлектрической, пьезоэлектрической и диэлектрической сепарации имеют ограниченное распространение. 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.

Для большей стабильности процесса широко применяют коронно-электростатическое поле. Материал подается сначала в поле коронного разряда, затем – в электростатическое поле, при этом сохраняется преимущество поля коронного разряда (большая его сила, более эффективный способ зарядки частиц), но за счет электростатического поля расширяется зона действия электрических сил, что и обуславливает лучшие технологические результаты, чем при использовании только одного какого-нибудь поля (электростатического или поля коронного разряда).

Напряженность электростатического поля  $E$  у поверхности сферической частицы, имеющей заряд  $q$ , определяется по выражению

$$E = q/(4\pi\epsilon\epsilon_0 r^2), \quad (21.1)$$

где  $q$  – заряд частицы, Кл;  $\epsilon$  – относительная диэлектрическая проницаемость среды;  $\epsilon_0$  – диэлектрическая постоянная,  $\epsilon_0 = 8,85 \cdot 10^{-12}$  Ф/м, или диэлектрическая проницаемость вакуума или воздуха;  $r$  – радиус частицы, м;  $\epsilon\epsilon_0 = \epsilon_a$  – абсолютная диэлектрическая проницаемость среды.

Если в качестве среды используется воздух, то выражение (21.1) принимает вид

$$E = q/(4\pi\epsilon_0 r^2). \quad (21.2)$$

По формулам (21.1) и (21.2) можно определить заряд частицы в электростатическом поле, если известна его напряженность:

$$q = 4\pi\epsilon\epsilon_0 r^2 E, \quad (21.3)$$

или для воздуха

$$q = 4\pi\epsilon_0 r^2 E. \quad (21.4)$$

В поле коронного разряда заряд частиц обусловлен адсорбцией ионов. Он возрастает при увеличении времени пребывания частиц в данном поле. Динамика роста заряда частиц определяется формулой Потенье. В соответствии с этой формулой максимальный заряд частицы сферической формы

$$q_\infty = 4\pi\epsilon\epsilon_0 [1 + 2(\epsilon_m - \epsilon)/(\epsilon_m + 2\epsilon)] r^2 E_k, \quad (21.5)$$

где  $\epsilon_m$  – относительная диэлектрическая проницаемость частицы;  $E_k$  – напряженность поля короны, В/м.

Для воздушной среды, в которой обычно ведут процесс обогащения, формула (2.5) примет вид

$$q_{\infty} = 4\pi\epsilon_0 [1 + 2(\epsilon_m - \epsilon)/(\epsilon_m + 2\epsilon)]\gamma^2 E_k. \quad (21.6)$$

Частицы, попадая в поле коронного разряда, быстро приобретают заряд, близкий к максимальному, поэтому в практических расчетах для определения заряда частиц можно пользоваться формулами (2.5) или (2.6).

В воздушной среде максимальный заряд для проводящей частицы ( $\epsilon_m = \infty$ )

$$(q_{\infty})_{\text{пр}} = 12\pi\epsilon_0 \gamma^2 E_k; \quad (21.7)$$

для непроводящей частицы ( $\epsilon_m = 1$ )

$$(q_{\infty})_{\text{н}} = 3\pi\epsilon_0 \gamma^2 E_k. \quad (21.8)$$

При электрическом обогащении на частицы действуют три основные электрические силы:

кулоновская, зеркального отображения и пондеромоторная сила.

1. Электрическая кулоновская сила  $F_3$ , обусловленная притяжением частицы к противоположному по знаку электроду и отталкиванием ее от одноименного электрода,

$$F_3 = qE. \quad (21.9)$$

С учетом формул (2.3) и (2.4) для электрического поля можно написать

$$F_3 = 4\pi\epsilon_0 \gamma^2 E^2, \quad (21.10)$$

для воздушной среды

$$F_3 = 4\pi\epsilon_0 \gamma^2 E^2. \quad (21.11)$$

В поле коронного разряда с учетом формул (21.5) и (21.6) электрическая кулоновская сила

$$F_3 = 4\pi\epsilon_0 [1 + 2(\epsilon_m - \epsilon)/(\epsilon_m + 2\epsilon)]\gamma^2 E_k^2, \quad (21.12)$$

для воздушной среды

$$F_3 = 4\pi\epsilon_0 [1 + 2(\epsilon_m - \epsilon)/(\epsilon_m + 2\epsilon)]\gamma^2 E_k^2. \quad (21.13)$$

2. Сила зеркального отображения  $F_3$ , возникающая при нахождении частицы вблизи проводящего электрода или же на самом электроде за счет электростатической индукции,

$$F_3 = q^2/(4\pi\epsilon_0 \gamma^2), \quad (21.14)$$

для воздушной среды

$$F_3 = q^2/(4\pi\epsilon_0 \gamma^2). \quad (21.15)$$

Сила направлена к электроду и стремится удержать частицу на нем или вблизи него.

В формулах (21.14) и (21.15)  $r$  – радиус самой частицы в метрах (если частица непосредственно касается электрода) или расстояние частицы до поверхности электрода (если частица непосредственно не касается электрода).

3. Пондеромоторная сила  $F_{\text{п}}$  обусловлена разницей между диэлектрической проницаемостью твердой частицы  $\epsilon_{\text{м}}$  и диэлектрической проницаемостью среды  $\epsilon$ , в которой осуществляется обогащение. Эта сила стремится вытолкнуть частицу в более слабые участки поля, если  $\epsilon_{\text{м}} < \epsilon$ , и, наоборот, втянуть при  $\epsilon_{\text{м}} > \epsilon$ :

$$F_{\text{п}} = 4\pi\epsilon\epsilon_0 r^3 [(\epsilon_{\text{м}} - \epsilon)/(\epsilon_{\text{м}} + 2\epsilon)] E \text{grad} E, \quad (21.16)$$

где  $\text{grad} E$  – градиент напряженности, т.е. производная напряженности электрического поля в направлении ее максимального изменения, В/м<sup>2</sup>.

Градиент напряженности  $\text{grad} E$  характеризует неоднородность поля, поэтому в формулу (21.16) вместо  $\text{grad} E$  иногда вводят коэффициент неоднородности  $c$ :

$$c = \text{grad} E / E. \quad (21.17)$$

Тогда формула (2.16) будет иметь вид:

$$F_{\text{п}} = 4\pi\epsilon\epsilon_0 r^3 [(\epsilon_{\text{м}} - \epsilon)/(\epsilon_{\text{м}} + 2\epsilon)] c E^2. \quad (21.18)$$

Электрическое обогащение, как правило, осуществляется в воздушной среде, где  $\epsilon = 1$ . В этом случае формулы (21.16) и (21.18) приобретут соответственно следующий вид:

$$F_{\text{п}} = 4\pi\epsilon_0 r^3 [(\epsilon_{\text{м}} - \epsilon)/(\epsilon_{\text{м}} + 2\epsilon)] E \text{grad} E \quad (21.19)$$

и

$$F_{\text{п}} = 4\pi\epsilon_0 r^3 [(\epsilon_{\text{м}} - \epsilon)/(\epsilon_{\text{м}} + 2\epsilon)] c E^2. \quad (21.20)$$

Для проводников, у которых  $\epsilon_{\text{м}} = \infty$ , пондеромоторная сила в воздухе

$$(F_{\text{п}})_{\text{пр}} = 4\pi\epsilon_0 r^3 c E^2. \quad (21.21)$$

Электрическая кулоновская сила  $F_{\text{з}}$ , определяемая по формуле (21.9), проявляется во всех случаях при наличии заряда у частицы и электрического поля, независимо от того, будет это поле однородным или неоднородным.

Сила зеркального отображения  $F_{\text{з}}$  также возникает в электрическом поле при наличии заряда у частиц, но ее действие заметно лишь вблизи электрода и особенно сильно проявляется при соприкосновении с ним. По абсолютной величине  $F_{\text{з}}$  значи-

тельно меньше  $F_3$ . Пондеромоторная сила  $F_{\Pi}$  действует на незаряженные частицы, но проявляется она только в неоднородном поле.

Значение ее зависит от характера среды. В воздухе при прочих равных условиях  $F_{\Pi}$  весьма мала по сравнению с  $F_3$ , и его можно пренебречь, однако в жидкости с высокой диэлектрической проницаемостью  $F_{\Pi}$  достигает больших значений. Соотношение между электрической кулоновской силой  $F_3$  и пондеромоторной  $F_{\Pi}$  для воздуха определяется равенством

$$F_3 / F_{\Pi} = 1/[lc(\epsilon_M - 1)/(\epsilon_M + 2)], \quad (21.22)$$

для проводников ( $\epsilon_M = \infty$ )

$$F_3 / F_{\Pi} = 1/(lc). \quad (21.23)$$

Траектория движения частиц при электрическом обогащении будет определяться соотношением между электрическими и механическими силами, действующими на них. Основными механическими силами являются гравитационная сила, центробежная сила и сила сопротивления среды (в воздухе ее обычно не учитывают). Силы молекулярного сцепления частиц между собой и с электродами, сила трения между частицами и электродом также не учитываются.

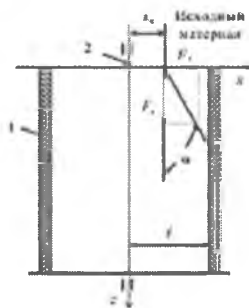
Действующие механические силы зависят от характера движения материала в рабочем пространстве. Например, на частицы в барабанных коронных сепараторах материал подается непосредственно на вращающийся осадительный электрод и движется криволинейно (рис. 64).

На осадительном электроде в зоне ионизации частицу удерживает электрическая кулоновская сила  $F_3$  и сила зеркального отображения  $F_3$ . Отрывает частицу от электрода центробежная сила  $F_{\Pi}$ . Нормальная составляющая гравитационной силы  $F_g$  может либо удерживать частицу на осадительном электроде (в верхней его четверти), либо отрывать (в нижней четверти электрода) в зависимости от угла поворота барабана  $\alpha$ . Пондеромоторной силой  $F_{\Pi}$  и силой сопротивления среды можно пренебречь из-за их относительно малых значений. Результирующая сила  $F$  в зоне ионизации, определяющая траекторию движения частиц, является векторной суммой основных взаимодействующих сил:

$$F = F_3 + F_3 - F_{\text{ц}} + F_{\text{г}}. \quad (21.24)$$

Частица удерживается на осадительном электроде при  $F > 0$ ; если  $F < 0$ , частица будет отрываться от него. При расчете  $F_3$  и  $F_3$  в формулы соответственно (21.9) и (21.13) следует подставлять равновесный заряд  $q_p$ , который установится в зависимости от соотношения скорости зарядки частиц (за счет адсорбции ионов) и разрядки их на заземленный осадительный электрод, на который тонким слоем подается исходный материал. Значение этого равновесного заряда будет зависеть от электропроводности частиц. Чем выше электропроводность частиц, тем больше будет скорость разрядки частиц, меньше равновесный заряд и, следовательно, меньше силы  $F_3$  и  $F_3$ , удерживающие частицу на электроде. После выхода частицы из зоны ионизации (после точки б на рис.21.1), т.е. из электрического поля, электрическая кулоновская сила  $F_3$  перестанет действовать. На электроде частицу будет удерживать только сила зеркального отображения  $F_3$ , а механические силы (центробежная и нормальная составляющая гравитационной силы) будут отрывать их от электрода. Результирующая сила при этом определится равенством

$$F = F_3 - F_{\text{ц}} - F_{\text{г}}. \quad (21.25)$$



**Рис.21.1.** Векторная диаграмма сил в камерных коронных сепараторах:

1-осадительный электрод, 2-коронирующий электрод,  $\alpha$  – угол, определяющий траекторию движения частиц межэлектродном пространстве;  $l$  – межэлектродное расстояние;  $x_0$  – начальное расстояние между точкой подачи исходного материала в поле коронного разряда и коронирующим электродом.



При  $F > 0$  частица удержится на электроде, при  $F < 0$  – оторвется. Поскольку после выхода материала из зоны ионизации будет происходить только разрядка частиц, заряд их будет уменьшаться и величина  $F_3$  определится равенством

$$F_3 = q_{\text{ост}}^2 / (4\pi\epsilon_0 r^2), \quad (21.26)$$

где  $q_{\text{ост}}$  – остаточный заряд частицы.

В формуле (21.25) центробежная сила  $F_{\text{ц}}$  и нормальная составляющая гравитационной силы  $F_{\text{г}}$  рассчитываются по общеизвестным формулам

$$F_{\text{ц}} = m(v^2/R); \quad (21.27)$$

$$F_{\text{г}} = mg \cos \alpha, \quad (21.28)$$

где  $m$  – масса частицы, кг;  $v$  – окружная скорость вращения осадительного электрода, м/с;  $R$  – радиус осадительного электрода, м;  $\alpha$  – угол поворота барабана, град.

Масса частицы

$$m = (4\pi r^3 \rho)/3, \quad (21.29)$$

где  $r$  – радиус частицы, м;  $\rho$  – ее плотность, кг/м<sup>3</sup>.

Рассмотрим векторную диаграмму сил в камерных коронных сепараторах и траекторию движения частиц в них при свободном падении исходного материала в межэлектродном воздушном пространстве (рис.21.1.). Из электрических сил здесь действует только кулоновская сила  $F_3$  (по направлению оси  $x$  к осадительному электроду); из механических сил – гравитационная сила  $F_{\text{г}}$ , которая заставляет частицы свободно падать в направлении оси  $z$ . Силой сопротивления воздуха из-за ее малого значения можно пренебречь. Траектория движения частиц будет зависеть от соотношения этих сил и определится углом  $\alpha$ , который для воздуха можно рассчитать по формуле

$$\text{tg} \alpha = 0,3\epsilon_0 [1 + 2(\epsilon_{\text{м}} - 1) \times (\epsilon_{\text{м}} + 2) E_{\text{к}}^2 / \text{гр}]. \quad (21.30)$$

Чем больше будет значение  $\epsilon_{\text{м}}$  (выше электропроводность), чем меньше крупность частиц  $r$ , тем больше будет угол  $\alpha$ , а следовательно, такие частицы будут быстрее достигать осадительного электрода. При том же угле  $\alpha$ , в свою очередь, частицы тем быстрее достигнут осадительного электрода, чем меньше расстояние его от коронирующего электрода  $l$  (рис.21.1.).

Рассмотрим подготовку материала к электрическому обогащению. При предварительной подготовке материала перед

сепарацией предусматривается улучшение условий разделения заряженных частиц и изменение в нужном направлении естественных электрических свойств минералов для повышения эффективности зарядки.

Разделение заряженных частиц улучшается при их подсушке, классификации и обеспыливании.

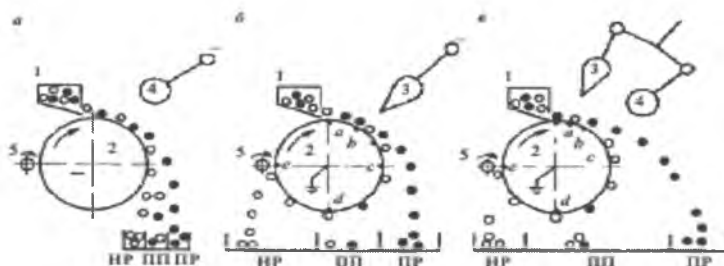
При большой влажности исходного материала резко возрастают силы сцепления частиц между собой, поэтому подсушка материала до состояния сыпучести обязательна перед электрической сепарацией. Целесообразность полного удаления поверхностной влаги решается в каждом конкретном случае, так как для некоторых минеральных пар остаточная влага благоприятно влияет на процесс (повышается эффективность зарядки). Пылевидные частицы, обволакивая более крупные, снижают селективность разделения, поэтому обеспыливание, как правило, улучшает показатели обогащения. Перед разделением на барабанных сепараторах рекомендуется классификация по крупности, так как при неклассифицированном материале центробежные силы, значения которых в первом приближении пропорциональны кубу диаметра частиц, могут нивелировать действие электрических сил, пропорциональных квадрату диаметра частиц. Если естественная разница в электрических свойствах разделяемых минералов недостаточна для эффективной их зарядки, используют подготовительные способы, направленные на изменение этих свойств.

При сепарации по электропроводности предварительная подготовка должна быть направлена на искусственное увеличение разницы в объемной или поверхностной проводимости компонентов. Наиболее эффективна при этом реагентная и термическая подготовка частиц минералов. Механизм обработки минералов поверхностно-активными веществами для изменения их поверхностной влажности перед сепарацией аналогичен механизму обработки реагентами при флотации. Не менее эффективный способ изменения электропроводности – термическая подготовка. В отличие от реагентной, она воздействует как на объемную, так и на поверхностную составляющую электропроводности. При термической подготовке различие в

электропроводности достигается за счет неодинакового изменения проводимости минералов при нагревании. Для полупроводников и диэлектриков электропроводность с повышением температуры увеличивается, а для проводников – уменьшается.

### 21.3. Классификация электрических сепараторов

По характеристике поля в рабочем пространстве сепараторы для разделения по электропроводности делятся на электростатические, электрические коронные и коронно-электростатические. Сепараторы трибо- и пьезоэлектрические известны только как электростатические. Диэлектрические сепараторы не требуют зарядки частиц. По характеру движения материала через рабочее пространство и конструктивным признакам сепараторы делятся на барабанные, лотковые (с криволинейным и прямым профилем лотка), вибро-плоскостные, пластинчатые, кольцевые, ленточные, камерные, трубчатые, дисковые, кипящего слоя и т.д.



**Рис.21.2.** Схемы барабанных сепараторов для разделения минералов по электропроводности с транспортирующим электродом барабанного типа: а – электростатический, б – коронный, в – коронно-электростатический  
1 – бункер; 2 – заряженный или заземленный барабан; 3 – остроконечный электрод; 4 – цилиндрический электрод; 5 – устройство для очистки барабана; НР – приемник для непроводников; ПП – то же, для промпродукта; ПР – то же, для проводников; ● – проводники, ○ – непроводники

Сепараторы для разделения минералов по электропроводности. Для разделения минералов по электропроводности

применяют электростатические и электрические сепараторы. Разделение производится в воздушной среде в неоднородном электрическом поле постоянной полярности. В практике электрического обогащения по конструктивному признаку наиболее распространены барабанные и камерные сепараторы.

Рассмотрим основные схемы барабанных сепараторов для разделения минералов по электропроводности (рис. 21.2.). В барабанном электростатическом сепараторе (рис. 21.2., а) минералы получают заряды, касаясь электрода, находящегося под высоким потенциалом. Исходный материал из бункера подается на заземленный барабан с установленным около него электродом. Электропроводные частицы заряжаются и отталкиваются от электрода, а неэлектропроводные падают без отклонения по траектории, определяемой механическими силами, действующими на частицы. При помощи передвижных делительных перегородок электропроводные частицы попадают в приемник ПР, неэлектропроводные – в приемник НР, а сродки и полупроводники – в приемник ПП. В электрическом барабанном сепараторе разница в зарядах создается в результате их ионизации, с одновременной разрядкой при соприкосновении с заземленным электродом (рис. 21.2., б). Сепараторы этого типа известны под названием коронных. Сепаратор состоит из вращающегося (с регулируемой скоростью) металлического заземленного барабана и остроконечного электрода или системы из нескольких электродов, на которые подается высокое напряжение, обычно отрицательного знака. Вспомогательными частями сепаратора являются: питающий бункер, устройство для очистки поверхности барабана от прилипших частиц и приемные бункеры для продуктов обогащения.

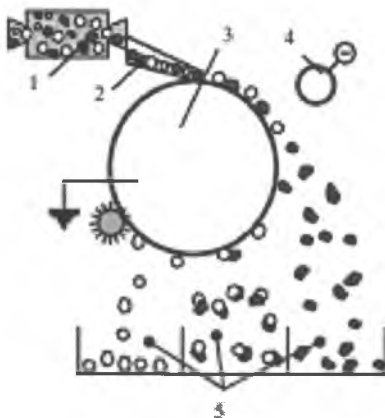
Электризатор и сепарирующая часть совмещены в одном узле машины. Минералы заряжаются в верхней зоне  $ab$  (рис. 21.2., б) межэлектродного промежутка. Разноименно заряженные частицы непосредственно разделяются в нижних зонах. При вращении барабана минералы из питающего бункера поступают в зону  $ab$ , где приобретают одноименные электрические заряды в результате бомбардировки газовыми ионами. В зоне  $bc$  создается разница в величинах и знаках зарядов, так как

кинетика разрядки проводников, полупроводников и диэлектриков через заземленный барабан неодинакова. Непроводящие частицы благодаря остаточному заряду удерживаются на поверхности барабана вплоть до точки  $e$  и попадают в бункер НР. Проводящие частицы быстро разряжаются и, приобретая заряд, одноименный с зарядом барабана, отталкиваются от него на участке  $cd$ ; полупроводники и сростки минералов концентрируются в среднем приемнике ПП.

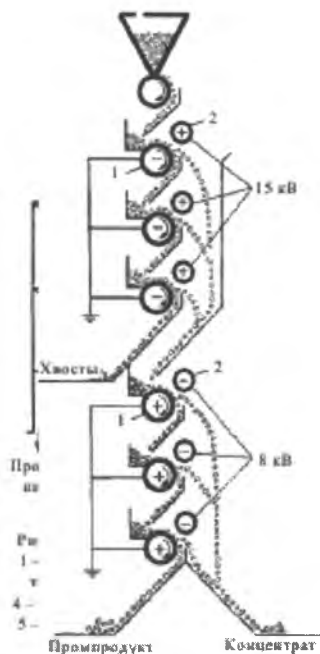
Схема наиболее распространенного коронно-электростатического сепаратора для разделения минералов по электропроводности (рис.21.2.,в) отличается от схемы сепаратора (рис.21.2.,б) наличием дополнительного цилиндрического электрода, на который подается такое же напряжение, как и на коронирующий электрод. Радиус кривизны цилиндрического электрода значительно больше, чем коронирующего, но меньше радиуса заземленного барабана. Вследствие этого между барабаном и электродом создается неравномерное электростатическое поле постоянной полярности. Поскольку в рабочей зоне два поля (электрическое поле коронного разряда и электростатическое), сепаратор этого типа называется коронно-электростатическим. Образование зарядов на частицах минералов путем ионизации в зоне  $abc$  (рис.21.2.,в) в этих сепараторах аналогично коронным сепараторам. Процесс же разделения заряженных частиц различен. Создание в рабочей зоне дополнительного неравномерного поля увеличивает относительную роль пондеромоторных сил, способствующих раннему отклонению проводящих частиц от барабана.

Частицы диэлектриков при прочих равных условиях удерживаются на большем участке периметра барабана, в результате чего увеличивается разница в траекториях проводящих и непроводящих частиц. Из промышленных сепараторов отметим многосекционные сепараторы СЭС-2000. В этих сепараторах (рис.21.2.) каждый блок электродов включает приемную воронку, барабанный заземленный и трубчатый отклоняющий электроды, щетку, отсекаТЕЛЬ, транспортирующие желоба. На два-четыре блока электродов обычно применяется один блок – питатель. Сепараторы СЭС-2000,

равно как и СЭС-1000М, предназначены для обогащения разнообразных руд и доводки черновых концентратов редких, цветных, черных металлов и др. Их применяют на Верхнеднепровском, Белогорском, Хинганолово, Ковдорском, Ловозерском, Иршинском комбинатах, а также на ряде предприятий алмазной, золотодобывающей, стекольной, абразивной, керамической и других отраслей промышленности. Трибоэлектростатические сепараторы. Для разделения смеси минералов, представленных непроводниками, применяют трибоэлектрическую сепарацию. В трибоэлектростатических сепараторах поле постоянной полярности может быть однородным и неоднородным. Среда сепарации – воздух. Используют в основном сепараторы барабанные, камерные, лотковые и трубчатые. Трибоэлектростатический барабанный сепаратор (рис.21.3.) 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.21.3.** Схема трибоэлектростатического сепаратора барабанного типа  
1 – электризатор; 2 – питатель; 3 – электрод металлический заземленный;  
4 – электростатический электрод; 5 – сборники продуктов



**21.4.** Схема многокаскадного трибоэлектростатического барабанного сепаратора «Джонсона»: 1-барабанные электроды; 2-противостоящие латунные электроды.

Разделение происходит в электростатическом неоднородном поле постоянной полярности напряженностью  $2-4 \text{ кВ/см}$ , создаваемом между металлическим заземленным электродом и цилиндрическим электродом, на который подается высокое напряжение. Полярность напряжения подбирается с учетом знака заряда, приобретаемого минералами при электризации.

Рассмотрим устройство многокаскадного промышленного барабанного сепаратора «Джонсона» (рис.21.4.). Барабанные электроды изготавливают из меди, латуни или нержавеющей стали причем выбор электродов при сепарации руды различного вещественного состава определяется характером контактных явлений, происходящих между барабаном и частицами. На электроды подается высокое напряжение ( $15-18 \text{ кВ}$ ). Производительность сепаратора  $1-2 \text{ т/(ч·м)}$ , крупность

обрабатываемого материала от 0,1 до 1,7 мм. Эти сепараторы применяют для разделения полевых шпатов и кварца, при обогащении фосфоритов, вермикулитов и других материалов.

**Контрольные вопросы:**

1. Где применяются электрические методы обогащения полезных ископаемых?
2. Какими способами можно придать заряд частицам?
3. Какая крупность необходима для успешного обогащения электрическим методом?
4. Какие силы влияют на движение частиц в электрическом поле?
5. Чем определяется траектория движения частиц в электрическом поле?



## Глава XXII. СГУЩЕНИЯ

### 22.1. Назначение операций обезвоживания

Обогащение полезных ископаемых в большинстве случаев осуществляется в водной среде. Обогащительные фабрики с мокрыми процессами расходуют большое количество воды на технологические цели. Вся технологическая вода распределяется по продуктам обогащения, а поэтому они получают сильно обводненными. Например, флотационные концентраты могут содержать до  $3 \text{ м}^3$ , а хвосты до  $10 \text{ м}^3$  воды на 1 т твердого.

Продукты мокрого обогащения необходимо обезвоживать, т. е. отделять от них воду. Концентраты обезвоживаются для того, чтобы довести их влажность до кондиционных норм и исключить смерзание при транспортировании в зимнее время. Промпродукты обезвоживаются в том случае, когда необходимо удалить из них часть воды перед последующей обработкой. Вода, выделенная из концентратов и промпродуктов, присоединяется к хвостам или направляется в оборот. Хвосты обезвоживаются с целью их складирования и получения оборотной воды, возвращаемой на фабрику для повторного использования в технологическом процессе. Оборот воды имеет большое значение для фабрик, расположенных в засушливых районах с ограниченными водными ресурсами, и для охраны естественных водоемов от загрязнения и заражения сточными водами, часто содержащими токсичные примеси. Обезвоживание хвостов производится главным образом в хвостохранилищах. Иногда для этой цели применяются сгустители больших размеров.

Способы обезвоживания и применяемые процессы зависят от крупности и плотности твердой фазы, а также от содержания воды в продукте обогащения.

Крупнозернистые продукты обезвоживаются легче, чем мелкозернистые, зерна большей плотности легче отделяются от

воды, чем менее плотные. Поэтому крупнозернистые материалы или пульпы, содержащие твердую фазу большой плотности, можно обезвоживать дренированием.

Мелкозернистые продукты, например флотационные концентраты, обезвоживаются значительно труднее. Они сначала сгущаются, затем фильтруются и некоторые из них подвергаются термической сушке.

## **22.2. Дренирование и центрифугирование**

Дренирование применяется для обезвоживания кускового и крупнозернистого материала и производится в обезвоживающих элеваторах, механических классификаторах, грохотах, обезвоживающих бункерах и на дренажных складах.

Обезвоживающие ковшовые элеваторы применяются для транспортирования и обезвоживания продуктов обогащения, получаемых в отсадочных машинах и для выдачи продуктов из отстойников (например, из 161женн-зумпфов). Они устанавливаются под углом  $60\text{—}70^\circ$  к горизонту и выдают материал влажностью  $25\text{—}30\%$  и ниже. Применяются для обезвоживания продуктов крупностью не менее 2 мм.

Обезвоживание продуктов в механических классификаторах происходит по мере их транспортирования по днищу классификатора. В зависимости от крупности материала и режима работы классификатора можно получать продукты влажностью  $15\text{—}25\%$ .

Для обезвоживания продуктов в широком диапазоне крупности — от кусков до шламов — применяются грохоты тех же типов, что и для грохочения. В качестве рабочих поверхностей обезвоживающих грохотов чаще всего используются щелевидные сита из профилированной латунной или стальной проволоки. Перемещение материала по ситы грохота значительно интенсифицирует дренирование.

Обезвоживание в бункерах осуществляется главным образом на углеобогатительных фабриках. Эти бункера представляют собой железобетонные ячейки прямоугольной: (в плане)

формы с пирамидальной нижней частью и выпусками, оборудованными специальными затворами с перфорированными отверстиями для стока воды.

Дренажные склады представляют собой сооружения большой вместимости, выполненные из бетона и железобетона, с наклонным дном, в котором проложены дренажные каналы. Они применяются для удаления влаги из материала после предварительного его сгущения в отстойниках. Время обезвоживания — до 24 ч и более.

Центрифугированием называются технологические операции обезвоживания мелких мокрых продуктов под действием центробежных сил. Эти операции осуществляют в центрифугах, которые по принципу действия различаются как фильтрующие и осадительные.

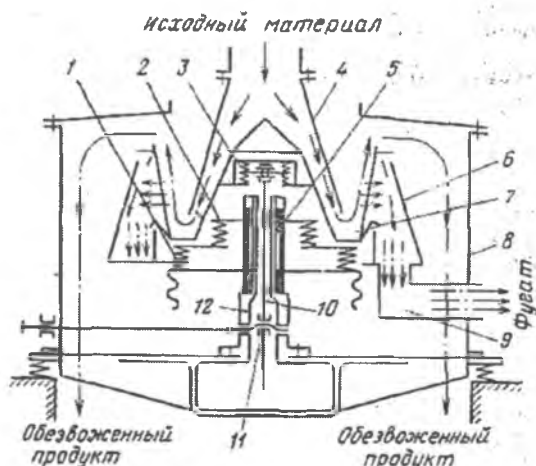


Рис. 22.1. Принципиальная схема устройства и работы вибрационной центрифуги

На рис. 22.1. приведена принципиальная схема фильтрующей центрифуги с вибрационной выгрузкой осадка.

Исходный материал через загрузочное устройство 4 падает в нижнюю часть вращающегося ротора 7 и распределяется равномерным потоком по всей его окружности. Под

комбинированным воздействием центробежных сил и осевых вибраций материал обезвоживается, продвигаясь вверх по ротору к его широкой части. Ротор установлен на верхних 2 и нижних 1 амортизаторах, связанных со втулкой 5, вращающейся вокруг трубчатой стойки 12. Фильтрующий ротор получает вертикальные вибрации от эксцентрика 11 через шатун 10 и амортизатор 3.

Фугат свободно уходит сквозь щели стенок ротора и через внутренний кожух отводится по желобу 9 из машины. Обезвоженный материал сходит через верхнюю кромку фильтрующего сита и поступает в кольцевое пространство между внутренним 6 и наружным 8 кожухами центрифуги, откуда попадает в приемное устройство, расположенное под центрифугой.

Ротор центрифуги вращается вокруг оси с определенной угловой скоростью и одновременно ему сообщаются от эксцентрикового вала гармонические колебания, направленные вдоль оси с большой частотой и малой амплитудой. Ротор имеет стенки, угол наклона которых к вертикальной оси составляет обычно  $10\text{--}12^\circ$ .

Осадительные шнековые центрифуги применяются для обезвоживания шламистых продуктов, в том числе продуктов флотации.

Центрифуга, схема работы которой показана на рис. 22.2, представляет собой конический ротор, вращающийся с определенной частотой вращения ( $700\text{--}900\text{ мин}^{-1}$ ) внутри кожуха. На торцевой стенке ротора со стороны его большего диаметра имеются круглые окна для слива фугата, симметрично расположенные относительно оси ротора.

Внутри ротора находится шнек, вращающийся с частотой несколько меньшей, чем частота вращения ротора (на  $18\text{--}25\text{ мин}^{-1}$  меньше).

Исходный материал (пульпа) подается по неподвижной трубе внутрь шнека и через его окна попадает в ротор и заполняет расширенную часть до уровня кромок сливных окон.

При непрерывной подаче пульпы уровень в роторе всегда постоянный благодаря сливу избытка в виде осветленной воды

через окна. Этот уровень определяется расстоянием от внутренней поверхности ротора до кромок окон и носит название высоты сливных порогов  $h$ , которую можно регулировать. Расстояние между противоположными кромками сливных окон равно диаметру образующегося во вращающемся роторе так называемого сливного цилиндра  $d$ .

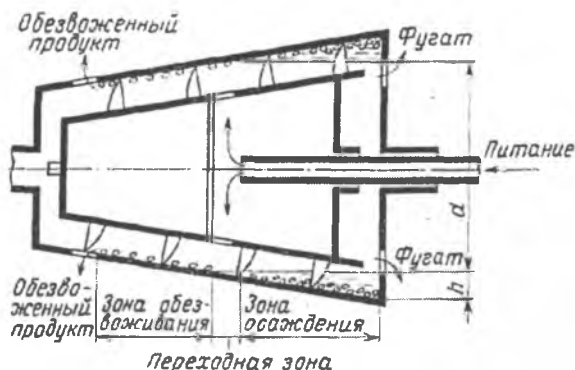


Рис. 22.2. Принципиальная схема работы осадительной шнековой центрифуги

По мере продвижения пульпы к сливным окнам под действием центробежных сил происходит быстрое осаждение твердых частиц на внутренние стенки ротора. Осадок твердых частиц шнеком транспортируется по внутренним стенкам ротора в узкую часть конуса, откуда через окна выгружается в приемный карман корпуса центрифуги. Фугат, в свою очередь, поступает в приемный карман.

Расстояние от кромок окон до пересечения поверхности сливного цилиндра со стенками ротора называется зоной осаждения.

За зоной осаждения – имеется короткая переходная зона, в которой промежутки между частицами заполнены жидкостью, фильтрующейся в сторону сливных окоп ротора. Далее следует зона обезвоживания — участок ротора от переходной зоны до кромок разгрузочных окон.

### 22.3. Сгущение

Сгущение материала основано на естественном осаждении в воде минеральных частиц под действием силы тяжести.

Осаждение частиц при сгущении происходит в соответствии с законами стесненного падения тел в среде. Напомним, что скорость естественного осаждения минеральных частиц в воде зависит от их крупности, плотности, формы, вязкости среды и других факторов. Крупные частицы большой плотности осаждаются быстро и сгущение такого материала происходит эффективно. Эффективность этого процесса снижается с уменьшением размера частиц, повышением содержания твердого в пульпе и понижением ее температуры. Нижний предел крупности частиц, осаждение которых в воде практически прекращается, равен примерно 0,1 мкм.

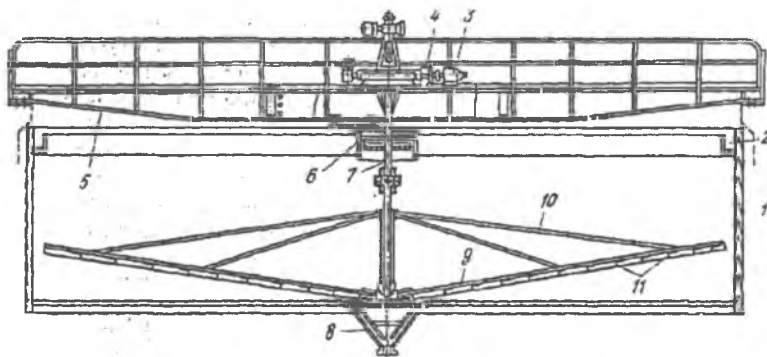


Рис. 22.3. Сгуститель с центральным приводом

С целью ускорения осаждения тонких частиц в пульпу подают специальные реагенты, способствующие образованию из частиц крупных агрегатов, оседающих в воде с большой скоростью. В качестве реагентов применяют электролиты (серная кислота, известь, едкий натр, железный купорос) и поверхностно-активные органические соединения (полиакриламид, сепаран и др.). Действие первой группы реагентов заключается в изменениях электрических зарядов коллоидных

частиц, приобретаемых ими в результате адсорбции ионов из пульпы. Поскольку частицы имеют одноименные заряды, они отталкиваются друг от друга и находятся во взвешенном состоянии. Добавка электролита вызывает снижение заряда частиц и они слипаются в сравнительно крупные агрегаты. Такое явление называется коагуляцией.

Поверхностно-активные вещества, подаваемые в пульпу, адсорбируются на поверхности минеральных частиц с ориентацией аполярных групп в водную фазу. Частицы слипаются и образуют хлопья. Процесс образования крупных агрегатов называется флокуляцией.

Сгущение продуктов обогащения производят в аппаратах, которые называют сгустителями. Современный сгуститель представляет собой резервуар цилиндрической формы, в центре которого медленно вращается устройство, перемещающее осевшие твердые частицы.

По расположению приводного механизма различают цилиндрические сгустители с центральным и периферическим приводами. По числу ярусов сгустители делятся на одно- и многоярусные.

Одноярусный цилиндрический сгуститель с центральным приводом (рис.22.3) представляет собой цилиндрический резервуар 1 с плоским или коническим днищем. Для слива осветленной воды верхняя часть резервуара оборудована кольцевым желобом 2 со сливной трубой; последняя проходит через отверстие в стенке резервуара. В центральной части днища имеется разгрузочная воронка 8 для сгущенного шлама.

В центре резервуара к сварной форме 5 подвешен вертикальный вал 7. На нижней части вала укреплен гребковая рама 9. Последняя состоит из четырех радиальных граблин с наклонными скребками 11. Рама укреплена на валу с помощью крестовины и тяг 10. Вертикальный вал с гребковой рамой медленно вращается. Приводной механизм состоит из электродвигателя 3, редуктора 4 и червячной передачи.

Сгуститель снабжен подъемным механизмом, включающимся при перегрузках или остановках сгустителя, когда возникает опасность зашламования гребковой рамы.

Исходная пульпа подается по трубе (или желобу), уложенной на ферме сгустителя, в центральный питающий цилиндр 6, подвешенный к ферме. Для обеспечения равномерности питания и задержки случайных посторонних предметов внутри цилиндра помещаются металлическая решетка и дефлектор-распределитель потока пульпы.

Поступившая в центральную часть сгустителя пульпа медленно движется к периферическому сливному желобу. Наиболее крупные и тяжелые частицы оседают на дно сгустителя, ближе к его центру. По пути к сливному желобу оседают все более мелкие частицы. Осевший шлам постепенно перемещается наклонными скребками гребковой рамы к центральной разгрузочной воронке в днище резервуара и далее выкачивается насосом либо поступает самотеком на дальнейшую обработку. Слив сгустителем используется в качестве оборотной воды.

Чан сгустителя с центральным приводом имеет диаметр от 2 до 18 м и глубину от 1,5 до 3,5 м. Диаметр сгустителей с периферическим приводом достигает 100 м, а глубина — 7 м. Производительность сгустителя зависит от площади сгущения, которая рассчитывается исходя из массы поступающего на сгущение материала и допустимой удельной производительности (на 1 м<sup>2</sup> площади сгустителя в час или в сутки). В зависимости от типоразмера сгустителя и характеристики материала производительность сгустителей по твердому колеблется от 30 до 7000 т/сут.



## **Глава XXIII. ПРОЦЕСС ФИЛЬТРАЦИИ. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА ФИЛЬТРАЦИИ. ВИДЫ И ПРИНЦИП РАБОТЫ ФИЛЬТРОВАЛЬНЫХ ОБОРУДОВАНИЙ.**

### **23.1. Фильтрование**

После сгущения материал обычно направляется на следующую стадию обезвоживания — фильтрование, которое заключается в отделении воды от твердой фазы с помощью пористой фильтрующей перегородки с применением давления.

По обе стороны пористой перегородки создается различное давление, в результате чего пульпа стремится переместиться из области повышенного давления в область пониженного давления, т. е. пройти через пористую перегородку. Твердые частицы задерживаются на перегородке и образуют осадок, а вода фильтруется через перегородку. Жидкая фаза, которая проходит через перегородку, называется фильтратом.

Перепад давлений по обе стороны фильтрующей перегородки создается подачей на нее пульпы под давлением выше атмосферного либо созданием вакуума за пористой перегородкой.

В первом случае аппараты для фильтрования называются фильтр-прессами, во втором — вакуум-фильтрами.

В качестве фильтрующих поверхностей (перегородок) применяются технические хлопчатобумажные и шерстяные ткани, ткани из синтетических материалов и металлические сетки с отверстиями размером 0,1—0,2 мм.

На обогатительных фабриках преимущественно применяются вакуум-фильтры, которые по конструкции основного рабочего органа разделяются на барабанные, дисковые и ленточные. Из них наибольшее распространение получили барабанные и дисковые вакуум-фильтры. Принцип действия их в сущности одинаков.

## 23.2. Барабанный вакуум-фильтр

Барабанный вакуум-фильтр с внешней фильтрующей поверхностью (рис. 23.1.) состоит из вращающегося, барабана 2, погруженный в ванну 7 с пульпой. Поверхность барабана обшита перфорированными стальными листами. Сверху на эти листы натягивается фильтровальная ткань. Барабан вращается в полых чугунных цапфах 4 и подшипниках 3. Внутри поверхность барабана разбита на секции, соединенные отводящими фильтрат трубами 5 с секциями пустотелых цапф. К торцевым поверхностям цапф пружинами прижаты распределительные головки 1 со сменными ячейковыми шайбами. При помощи этих шайб производится попеременное соединение отдельных секций барабана с определенными камерами распределительных головок (вакуум, давление). В головке имеется четыре полосы, две из которых сообщаются с вакуумом, а через две другие подается сжатый воздух.

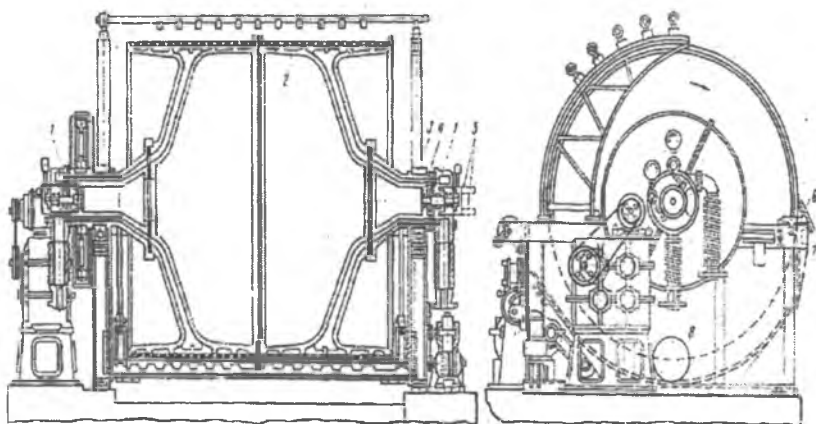


Рис. 23.1. Барабанный вакуум-фильтр с внешней фильтрующей поверхностью

Когда секции барабана сообщаются с вакуумной ячейкой распределительной головки происходит отсасывание жидкости

из ванны и на внешней поверхности фильтровальной ткани образуется слой осадка. По мере поворота барабана вокруг своей оси секция с осадком выходит на поверхность пульпы, но продолжает оставаться под вакуумом. В это время происходит подсасывание воздуха и осадок подсушивается. Перед погружением в ванну секция с осадком сообщается с полостями распределительной головки, через которые подводится сжатый воздух от патрубков 5, и происходит отдувка, снятие ножами 6 и сброс осадка с фильтровальной поверхности в специальный люк. Далее цикл повторяется.

Для фильтрации относительно крупнозернистых материалов применяются барабанные вакуум-фильтры с внутренней фильтрующей поверхностью. Рабочая поверхность этих фильтров также состоит из нескольких секций, закрепленных внутри сплошного корпуса барабана. Каждая секция затягивается фильтровальной тканью. Внутри секций между сплошным барабаном и фильтровальной тканью имеются продольные каналы, которые соединены с полостью цапфой, имеющей столько же каналов, сколько секций в барабане. Устройство для подключения секций к вакууму и подачи сжатого воздуха аналогично ранее описанному.

Пульпа подается внутрь барабана, осадок снимается также внутри барабана и падает на ленту конвейера, удаляющего его из барабана.

Основные части дискового вакуум-фильтра (рис.23.2.) – пустотелый вал 5, секторы 3, корыто 9, распределительная головка 1 и приводной механизм.

Вал представляет собой как бы две концентрично расположенные толстостенные трубы, соединенные по всей длине радиальными толстыми ребрами. Внутренняя кольцевая поверхность вала разделена ребрами на двенадцать ячеек, к каждой из которых прикреплен сектор. Секторы устанавливаются вплотную друг к другу по окружности и образуют сплошной фильтрующий диск. Каждый сектор обтягивается фильтровальной тканью и представляет собой самостоятельный фильтрующий элемент. Внутренняя полость, образуемая фильтровальной тканью, является фильтрующей камерой. Корыто сварено из листовой стали

и жестко соединено со стойками 6. Вал медленно вращается (с частотой  $0,13\text{—}2\text{ мин}^{-1}$ ) от электродвигателя через редуктор и зубчатую передачу 2. Распределительная головка служит для подключения продольных каналов полого вала и соединенных с ними фильтрующих камер попеременно с вакуумной установкой и с воздухоудкой.

### 23.3. Дисковый вакуум-фильтр

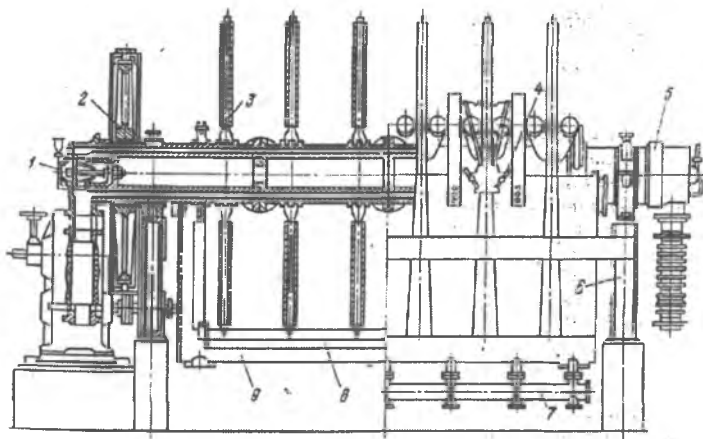


Рис. 23.2. Дисковый вакуум-фильтр

Фильтрация в дисковом вакуум-фильтре происходит следующим образом. При вращении вала с дисками каждый его продольный канал и соединенный с ним ряд секторов поочередно совмещается с различными окнами распределительной головки. В период, когда сектор погружен в суспензию, соответствующий продольный канал вала соединяется с системой вакуума. Под действием вакуума происходит отсасывание жидкости через фильтровальную сетку с образованием осадка нарастающей толщины. При выходе из пульпы сектор продолжает некоторое время сообщаться с вакуумом и происходит уплотнение и просушка осадка воздухом. Затем этот продольный канал вала соединяется с окном распределительной головки, подключенным

к линии сжатого воздуха. В этот период происходит отдувка осадки от фильтровальной ткани и последующее снятие его ножами 4. Некоторое время фильтровальная ткань с целью очистки ее отверстий продувается сжатым воздухом. Затем цикл фильтрования повторяется.

Пульпа подается в днище корыта по распределительному коллектору 7 с несколькими вводными патрубками, расположенными между дисками. Для взмучивания пульпы, вакуум-фильтры оборудуют мешалками 8, совершающими качательное маятниковое движение вокруг пустотелого вала.

Отечественными заводами изготавливаются вакуум-фильтры с дисками диаметром 1,8—2,5 м и числом от 2 до 12 в зависимости от требуемой производительности.

Ленточный вакуум-фильтр представляет собой бесконечную резиновую ленту с отверстиями, покрытую фильтровальной тканью. Борта ленты скользят по двум направляющим планкам, а средняя ее часть прилегает к колосниковой решетке над вакуумной камерой. Камера через патрубки присоединена к коллектору для фильтрата вакуумной установки. Пульпа поступает на ленту из питающего лотка, осадок снимается ножевым устройством на приводном барабане.

Вакуум-фильтры работают при вакууме 67—93 Па. Давление сжатого воздуха при отдувке составляет  $(5 \div 10) \cdot 10^{-4}$  Па. Удельная производительность дисковых вакуум-фильтров для концентратов цветных металлов 0,1—2 т/ч на 1 м<sup>2</sup> фильтрующей поверхности. Влажность осадка 10—15%.

Фильтры работают при вакууме 8,4 кПа и давлении воздуха при отдувке до 0,05 Мпа.

Вакуумная фильтровальная установка состоит из вакуум-фильтра, вакуум-насоса, ловушки, воздуходувки и центробежных насосов. Наиболее часто применяется схема компоновки оборудования, приведенная на рис. 23.2.

Исходная пульпа поступает в мешалку 1 и далее по трубопроводу в вакуум-фильтр 2. Фильтрат отсасывается в ресивер 4, откуда выкачивается центробежным насосом 5. Нижняя точка ресивера 4 должна быть расположена выше оси насоса 5 не менее чем на 600 мм. Во избежание попадания фильтрата в

вакуум-насос 7 на высоте 10 м над сборником фильтрата 6 установлена ловушка 9, служащая для окончательной очистки воздуха от фильтрата, который задерживается в ловушке и самотеком сливается в сборник 6 по трубе 8. Сжатый воздух для отдувки осадка поступает от воздуходувки 3.

### **Контрольные вопросы**

1. Дайте определение процессу фильтрования.
2. Как следует относиться к тому, что теоретические исследования течений в пористых средах, выполненные разными учеными, дают не вполне идентичные результаты?
3. Чем различаются ньютоновское и пуазейлевское течения? Как соотносится с ними течение в сжимаемой среде?
4. Почему отрицательное влияние перепада давлений на производительность в вакуумных фильтрах менее сильное, чем в фильтрах, работающих под давлением?
5. Опишите устройство и работу: песочного фильтра; фильтрационного чана; ленточного фильтра-пресса; дискового вакуумного фильтра; фильтрующей центрифуги; фильтрующей центрифуги с центробежной разгрузкой, с пульсирующим поршнем.
6. Возможно ли регенерирование фильтра, отработавшего в закупорочном режиме?

## **Глава XXIV. ПРОЦЕСС СУШКИ. ВИДЫ И ПРИНЦИП РАБОТЫ СУШИЛЬНЫХ ОБОРУДОВАНИЙ**

### **24.1. Сушка**

Сушка является последней стадией обезвоживания. К ней прибегают в тех случаях, когда необходимо предотвратить смерзание концентратов, удешевить их перевозку на большие расстояния или когда потребители концентратов ограничивают содержание влаги в таких пределах, которые не могут быть достигнуты сгущением и фильтрованием.

Для сушки продуктов применяются сушилки различных типов: годовые печи, трубы-сушилки, шахтные, электрические, барабанные и печи для сушки в кипящем слое. На обогатительных фабриках наибольшее распространение получили барабанные сушилки.

### **24.2. Барабанная сушилка**

Барабанная сушилка прямооточного типа (рис.24.1.) представляет собой барабан 5 с бандажами 4, которыми он опирается на опорные ролики 7. Барабан устанавливается с наклоном под углом 1—7° в сторону разгрузочной камеры 6.

Вращение барабана осуществляется от электродвигателя через редуктор 8, малую 9 и венцовую 3 зубчатые шестерни. Материал загружается через загрузочную трубу 2 со стороны топki. Внутренняя поверхность барабана оборудована насадками 10, осуществляющими разрыхление и подъем материала на некоторую высоту. Влажный материал по загрузочной трубе подается в барабан, туда же из топki поступает газ-теплоноситель. При соприкосновении горячего газа с материалом происходит испарение влаги, которая вместе с газом отводится естественной или принудительной (вентилятором) тягой.

При вращении барабана материал постепенно перемещается к разгрузочной камере, из которой разгружается с влажностью 1—5%.

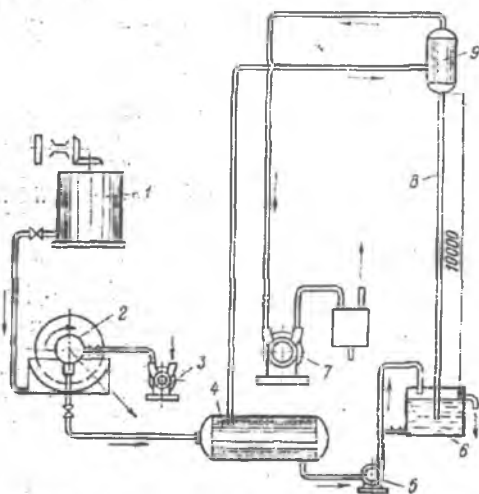


Рис. 24.1. Схема вакуумной фильтровальной установки

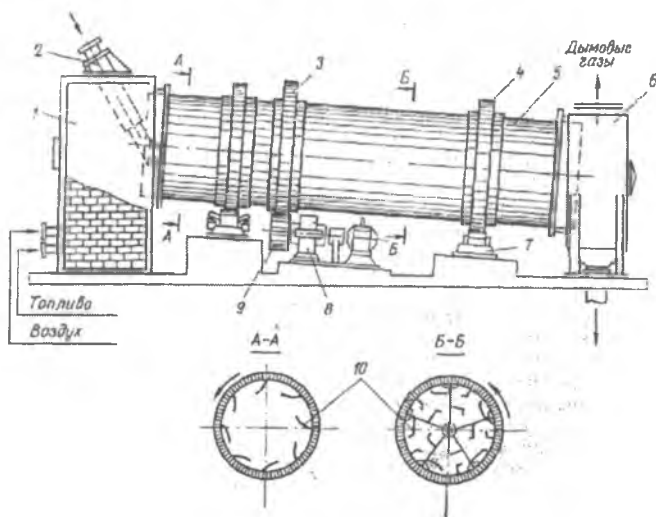


Рис.24.2. Барабанная сушилка



Сушка в трубах-сушилках применяется главным, образом на углеобогатительных фабриках. Сушильная установка состоит из топки со смесительной камерой и вертикально установленной трубы длиной от 14 до 35 м и диаметром 650—1200 мм. Горячие газы засасываются из топки через нижний конец трубы вентилятором-дымососом и здесь же питателем забрасывается в трубу исходный материал. По мере продвижения материала вверх по трубе он высушивается и разгружается в циклон. Газы после очистки в батарейных циклонах или мокром пылеуловителе выбрасываются в атмосферу.

### 24.3. Печь кипящего слоя

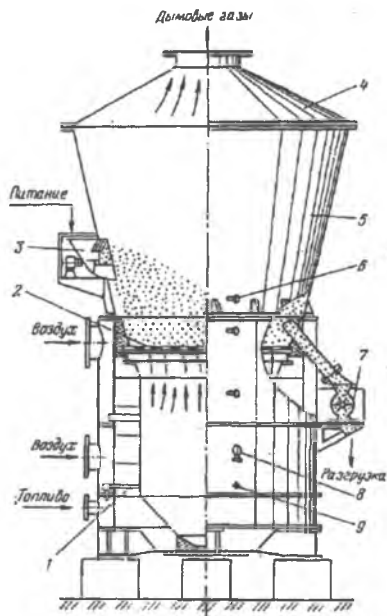


Рис.24.3. Печь кипящего слоя

Сушка в печах кипящего слоя заключается в разжижении сыпучего материала под действием медленно перемещающегося

потока горячего газа, который переводит материал из неподвижного состояния в состояние «кипения».

Печь кипящего слоя (рис.24.3.) состоит из двух камер: нижней — топливно-смесительной и верхней — сушильной. Камеры разделены между собой металлической или керамической решеткой.

Исходный материал подается лопастным питателем 3 в сушильную камеру 5. На решетке 2 под действием горячего газа образуется кипящий слой высотой 30—45 см. На уровне кипящего слоя устанавливается труба, по которой через разгрузочное устройство 7 сухой материал удаляется из сушилки. Печь оборудована термопарами 6, манометром 8 и запальным устройством 9. Топливо подается в печь форсункой 1. Дымовые газы отводятся через отверстия в крышке 4 в пылеулавливающую систему.

### **Контрольные вопросы**

1. Дать определения понятия «коагуляция».
2. Дать определение понятия «флокуляция».
3. Перечислите процессы обезвоживания.
4. Принцип работы вакуум-фильтров.
5. Принцип работы печи кипящего слоя.

## Глава XXV. ОБЕСПЫЛИВАНИЕ. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ОБЕСПЫЛИВАНИЯ

### 25.1. Методы обеспыливания

Обеспыливание полезного ископаемого производят в случае необходимости выделить в пылевой продукт наиболее мелкие частицы ископаемого, например, при раздельном обогащении (в различных обогатительных аппаратах) пылевого продукта и зернистого материала, когда пылевой продукт не подлежит обогащению в целях уменьшения шламообразования и т. Д. Обеспыливанию подвергается материал крупностью не более 10—13 мм.

На углеобогатительных фабриках в пылевой продукт обычно выделяют частицы угля крупностью  $<0,5$ — $<1,0$  мм.

Обеспыливание производится мокрым и сухим способами. Мокрое обеспыливание (обесшламливание) применяют при высокой (более 4—6%) влажности материала путем промывки его сильной струей воды на ситах с отверстиями 0,5—1 мм и выделения пыли в подрешетный продукт либо путем гидравлической классификации материала в механических классификаторах, гидроциклонах, зумпфах и воронках.

Сухое обеспыливание производится в воздушных классификаторах-обеспыливателях. Выделение пыли здесь осуществляется воздушной струей, которая пропускается через слой движущегося взрыхленного материала, подлежащего обеспыливанию. При этом воздушный поток захватывает частицы пыли и относит их в пылеулавливающие устройства. Выпадающие из воздушного потока крупные частицы материала собираются в виде обеспыленного продукта в сборник.

В зависимости от конструкции обеспыливателя направление движения воздушного потока в нем может быть вертикальным или близким к горизонтальному.

## 25.2. Центробежный обеспыливатель

Различают центробежные, жалюзийные, роликовые, вибрационные и другие типы обеспыливателей.

На обогатительных фабриках наиболее широкое применение для обеспыливания нашли центробежные обеспыливатели, в которых воздушный поток пересекает слой обеспыливаемого материала в вертикальном направлении.

Центробежный обеспыливатель типа ОЦ-3,5 показан на рис. 25.1.

Обеспыливатель состоит из цилиндро-конического корпуса, закрытого сверху крышкой, с установленными внутри него опрокинутым конусом, жалюзи, воронкой и разгрузочным патрубком для зернистого материала. Эта система образует в корпусе внутреннюю камеру, в которой помещен вертикальный вал с насаженными на нем разбрасывающим диском и вентиляторным колесом, расположенным над камерой. Вертикальный вал приводится во вращение от электродвигателя посредством клиноременной передачи. Корпус обеспыливателя крепится при помощи рамы на опорной конструкции и опирается в нижней конической своей части на кронштейны.

Обеспыливаемый материал по загрузочному желобу через воронку попадет на вращающийся разбрасывающий Диск, которым веерообразно отбрасывается к стенкам внутренней камеры. При этом материал пронизывается восходящей струей воздуха, создаваемой вентиляторным колесом. Пыль увлекается воздушным потоком и вместе с ним выбрасывается в пространство между внутренней камерой и корпусом, получая при этом вращательное движение, благодаря которому действием центробежной силы частицы пыли прижимаются к стенкам корпуса и, скользя по спирали вниз, через разгрузочный патрубок удаляются из обеспыливателя. Обеспыленный материал, ударяясь о стенки внутренней камеры, теряет свою скорость, падает в разгрузочную воронку и через патрубок выводится из обеспыливателя.

Освободившийся от пыли воздух через жалюзи опять возвращается во внутреннюю камеру, все время, циркулируя, таким образом, внутри обеспыливателя.

Скорость воздушного потока внутри обеспыливателя и форма веера разбрасываемого обеспыливаемого материала регулируются путем изменения положения регулировочных конусов, подвешенных к штурвалам на крышке корпуса обеспыливателя.

Скорость воздушного потока можно также изменять в зависимости от скорости вращения вентиляторного колеса.

Для транспортирования частиц пыли скорость движения воздушного потока  $\omega$  должна соответствовать условию [29]:

$$\omega \geq k v_0, \text{ см/с } \kappa,$$

где  $k$  — коэффициент, зависящий от весовой концентрации  $m$  частиц пыли в воздухе:

|                    |           |          |         |         |         |
|--------------------|-----------|----------|---------|---------|---------|
| $m, \text{ г/м}^3$ | До 1      | 1—2      | 2—10    | 10—15   | >15     |
| $k$                | 1,25—1,35 | 1,35—1,5 | 1,5—2,0 | 2,0—2,5 | 2,5—3,0 |

Формула Стокса:

$$v_0 = \frac{54,5 d^2 (\rho_n - \rho_v)}{\mu}, \text{ см/с } \kappa;$$

$v_0$  — конечная скорость свободного падения в воздухе частиц пыли заданной крупности, определяется по формуле Стокса:

$d$  — диаметр наибольшей частицы пыли, см;

$\rho_n$  и  $\rho_v$  — плотность частиц пыли и воздуха, г/см<sup>3</sup>;

$\mu$  — вязкость воздуха, зависящая от его температуры, нз.

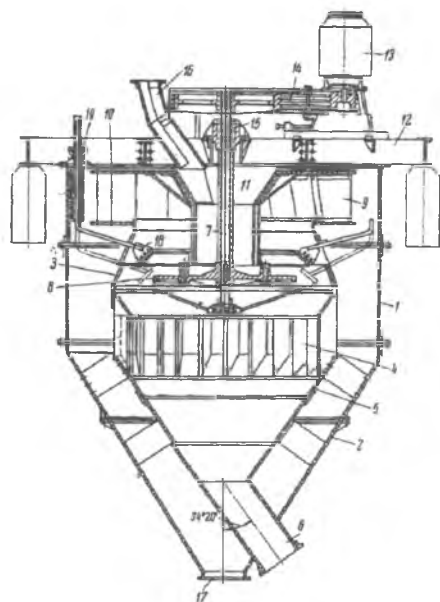
Эффективность обеспыливания определяется показателями извлечения пыли  $E$  пылевой продукт в процентах и коэффициентом обеспыливания  $\eta$  в долях единицы. Первый показывает количество пыли данного размера, попавшей в пылевой продукт, второй учитывает четкость отделения пыли — количество извлеченной пыли в пылевой продукт и количество попавших в обеспыленный продукт крупных частиц.

$$E = \frac{\beta (\alpha - \theta)}{\alpha (\beta - \theta)} 100; \quad (25.1)$$

$$\eta = \frac{\beta (\alpha - \theta) (\beta - \alpha) (100 - \theta)}{\alpha (100 - \alpha) (\beta - \theta)^2} 100\%, \quad (25.2)$$

где  $\alpha$  — содержание пыли в исходном материале, %;

$\beta$  — содержание пыли в пылевом продукте, %;  
 $\theta$  — содержание пыли в обеспыленном продукте, %.



**Рис. 25.1.** Центробежный обеспыливатель типа ОЦ-3,5:

- 1, 2 — цилиндрико-конический корпус; 3 — конус; 4 — жалюзи;  
 5 — разгрузочная воронка; 6 — разгрузочный патрубок для зернистого материала; 7 — вертикальный вал; 8 — разбрасывающий диск;  
 9 — вентиляторное колесо; 10 — крышка корпуса; 11 — загрузочная воронка; 12 — рама; 13 — электродвигатель; 14 — клиноременная передача;  
 15 — шариковые подшипники вертикального вала; 16 — загрузочный желоб;  
 17 — разгрузочный патрубок для пылевого продукта; 18 — регулировочные конусы; 19 — штурвал для регулирования положения конусов

Эффективность обеспыливания зависит от влажности обеспыливаемого материала и нагрузки обеспыливателя. Увеличение влажности материала и нагрузки снижает коэффициент обеспыливания. Отрицательно влияют на процесс обеспыливания влажный воздух, поступающий в обеспыливатель, и низкая температура обеспыливаемого материала, наличие

подсосов воздуха через загрузочную воронку и разгрузочные патрубки.

При сухой пыли, сухом воздухе и хорошем уплотнении мест загрузки и выгрузки материала коэффициент обеспыливания центробежных обеспыливателей достигает 80—85%, а при худших условиях обеспыливания — снижается до 40—45%.

Жалюзийный пылеуловитель представляет собой призматическую камеру с пирамидальным днищем, в которой с небольшим наклоном к вертикали установлена каскадная жалюзийная решетка из металлических пластин, продуваемая воздухом. Обеспыливаемый материал движется по каскаду жалюзи под действием собственного веса вниз. При этом пыль из материала уносится воздухом через щели жалюзи.

Результаты обеспыливания угля в центробежных обеспыливателях на уголебогатительных фабриках Донбасса

| Обогатительные фабрики                 | Характеристика обеспыливателей |                         |                  | Исходный уголь |                     | Гравиметрический остаток (%), классы, мм |       |      |                        |       |      |                 |       |      |
|----------------------------------------|--------------------------------|-------------------------|------------------|----------------|---------------------|------------------------------------------|-------|------|------------------------|-------|------|-----------------|-------|------|
|                                        |                                |                         |                  |                |                     | Исходный уголь                           |       |      | Обеспыливаемый продукт |       |      | Пылевой продукт |       |      |
|                                        | диаметр, мм                    | число оборотов в минуту | размер зерна, мм | крупность, мм  | содержание влаги, % | >1,0                                     | 0,5—1 | <0,5 | >1,0                   | 0,5—1 | <0,5 | >1,0            | 0,5—1 | <0,5 |
| Гидровская . . . .                     | 3500                           | 215                     | 100—120          | 0—10           | 3,0                 | 64,7                                     | 10    | 25,3 | 76,4                   | 6,4   | 17,2 | —               | 6,3   | 93,7 |
| Никитовская . . . .                    | 3500                           | —                       | 60—80            | 0—8            | 4,5                 | 60,9                                     | 18,2  | 20,9 | 70,4                   | 21,9  | 7,7  | 3,5             | 7,5   | 88,9 |
| «Комсомолец» . . . .                   | 3500                           | 129                     | 30               | 0—6            | 3—4                 | 43,6                                     | 27,1  | 29,1 | 59,2                   | 24,6  | 16,2 | 12,4            | 14,3  | 73,3 |
| Кальмусовская . . . .                  | 3500                           | 175                     | 40—50            | 0—8            | 7                   | 51,7                                     | 30,6  | 17,7 | 73,0                   | 20,7  | 6,3  | 7,4             | 51,2  | 41,4 |
| Ново-Узловская:                        |                                |                         |                  |                |                     |                                          |       |      |                        |       |      |                 |       |      |
| цех пневматического обогащения . . . . | 2000                           | 280                     | 25—50            | 0—6            | 5,0                 | 56,5                                     | 11,1  | 29,4 | 73,4                   | 10,3  | 16,3 | 3,1             | 14,7  | 92,2 |
| цех мокрого обогащения . . . . .       | 2000                           | 280                     | 28—31            | 0—6            | 3,5                 | 57,3                                     | 7,1   | 25,6 | 78,5                   | 8,1   | 13,4 | 4,3             | 16,9  | 78,6 |

Роликовый обеспыливатель отличается от жалюзийного обеспыливателя тем, что в камере обеспыливания установлены последовательно два каскада жалюзийных решеток. Первый каскад составлен из вращающихся по ходу движения обеспыливаемого материала роликов, а второй каскад — из металлических пластин.

Вибрационный обеспыливатель состоит из вибрационного грохота, установленного в герметически закрытой камере обеспыливания, и питателей для подачи на грохот обеспыливаемого материала и выдачи обеспыленного продукта. Через разрыхленный слой обеспыливаемого материала продувается воздух, уносящий с собой частицы пыли. Обеспыленный продукт остается на сите, запыленный воздух направляется на очистку в пылеулавливающие аппараты.

### **Контрольные вопросы**

1. Сущность метода обогащения в тяжелых жидкостях.
2. Назовите способы регенерации утяжелителей.
3. Как определяется плотность суспензии?
4. Принцип работы колесного сепаратора.
5. Принцип работы барабанного сепаратора



## Глава XXVI. ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ АППАРАТЫ ОБЕСПЫЛИВАНИЯ. ЛЕГКИЕ ФИЛЬТРЫ, БАТАРЕЙНЫЕ ЦИКЛОНЫ.

### 26.1. Пылеосадительные камеры

Пылеосадительные камеры предназначены для улавливания крупной пыли, обычно более 100 мк.

Запыленный воздух (газ) вводится в пылеосадительную камеру достаточного поперечного сечения для создания ламинарного режима движения воздушного потока и необходимой длины для осаждения частиц пыли заданной крупности и выходит с другого конца камеры. Сечение камеры всегда больше сечения входного воздуховода, поэтому скорость движения потока воздуха здесь замедляется и частицы пыли под действием силы тяжести выпадают из потока. Для удлинения пути воздушного потока и замедления движения частиц пыли по горизонтали сечению камер придают различные формы и создают в камерах препятствия перемещению пылевидных частиц.

Пылеосадительная камера (рис.26.1.) разделена наклонными щитами на продольные каналы высотой 800—1000 мм, по которым движется поток запыленного воздуха. Выпадающая из воздушного потока пыль опускается в воронки, откуда она выгружается при помощи шнека. Очищенный от крупной пыли воздух выходит из противоположного входу его конца камеры.

Пылеосадительная камера с вертикальными перегородками (рис.26.2.) разделена вертикальными стенками на несколько отделений.

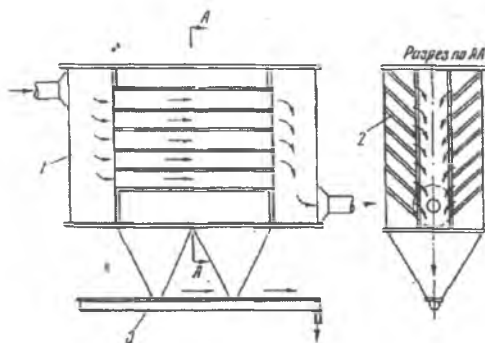
Производительность пылеосадительных камер по воздуху рассчитывают по формуле:

$$Q=3600h\omega, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (25.3)$$

где  $b$  — ширина камеры, м;

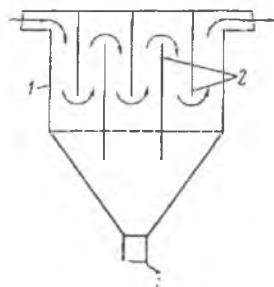
$h$  — высота камеры, м;

$\omega$  — скорость движения потока воздуха в камере, м/сек.



**Рис. 26.1.** Пылеосадительная камера с наклонными продольными каналами:

1 — камера; 2 — продольные каналы; 3 — шнек



**Рис. 26.2.** Пылеосадительная камера с вертикальными перегородками:

1 — камера; 2 — вертикальные перегородки.

Скорость движения воздуха в камере

$$v \leq \frac{l}{h} v_0, \text{ м/сек} \quad (25.4)$$

где  $l$  — длина камеры, м;

$v_0$  — скорость осаждения частиц пыли, определяется по формуле Стокса;

$h$  — высота камеры, м.

Существуют и другие, кроме рассмотренных, конструкции пылеосадительных камер. Общими недостатками их являются громоздкость, т. е. необходимость сооружения для камер производственных помещений большого объема, и низкий

коэффициент эффективности пылеулавливания, составляющий не более 0,4—0,7.

## 26.2. Инерционные жалюзийные пылеуловители

Инерционные жалюзийные пылеуловители предназначены для концентрации пыли в ограниченной части воздушного (газового) потока, пропускаемого через пылеуловитель. Действие пылеуловителя основано на принципе использования инерции движущихся с потоком воздуха (газа) частиц пыли при резком изменении направления движения потока, встречающего на своем пути жалюзийную решетку.

Удельный вес частиц пыли во много раз (в 1—1,5 тыс. раз) больше удельного веса воздуха (газа). Поэтому при изменении направления движения воздушного (газового) потока частицы пыли продолжают двигаться в прежнем направлении, концентрируясь в ограниченной части потока, не меняющего своего направления. Здесь используется также сила удара частиц пыли о пластины жалюзи, установленные на пути их движения.

Схема концентрации пыли в инерционном жалюзийном пылеуловителе (рис.26.3.) представляется в следующем виде. Запыленный воздух (газ) поступает в пылеуловитель, где встречает на своем пути поставленные наклонно пластины жалюзи.

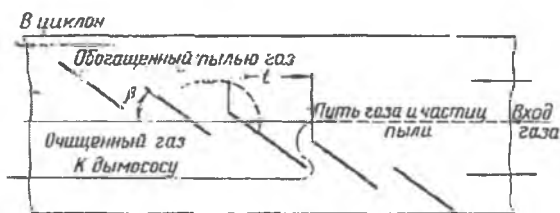


Рис.26.3. Схема концентрации пыли в инерционном жалюзийном пылеуловителе

Прилегающие к пластинам струи воздуха делают резкий поворот, проходят между пластинами и продолжают свое

движение в первоначальном направлении, но уже по другую сторону жалюзийной решетки. Частицы пыли, взвешенные в воздухе (газе), сохраняют в силу инерции направление своего движения и, ударяясь о противоположную движению основного потока воздуха. Таким образом, до 90% всего потока запыленного воздуха проходит сквозь жалюзийную решетку, очищаясь от пыли, и около 10% воздуха, где концентрируется большая часть пыли, направляется для дальнейшей очистки в циклон или другой какой-либо обеспыливающий аппарат.

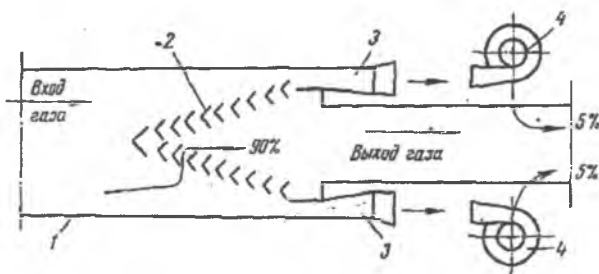


Рис.26.4. Схема жалюзийного пылеуловителя института ВТИ:  
1 — камера; 2 — жалюзийная решетка; 3 — щелевидные отводы;  
4 — циклоны

Жалюзийный пылеуловитель института ВТИ (рис.26.4.) состоит из камеры прямоугольного сечения, в которой установлены две жалюзийные решетки. Основной поток воздуха (газа) проходит, очищаясь от пыли, между пластинами жалюзи, а пыль с небольшим количеством воздуха отводится через щелевидные отводы в циклоны. Очищенный в циклонах воздух возвращается в пылеуловитель и присоединяется к выходящему отсюда потоку воздуха.

Скорость воздушного (газового) потока в жалюзийном пылеуловителе принимают от 15 до 30 м/сек; оптимальный угол наклона пластин жалюзи (см. рис.26.3.)  $\beta = 30^\circ$ ; шаг пластин  $t = 50$  мм.

Степень очистки дымовых газов в жалюзийном пылеуловителе от золы составляет примерно 95% для частиц

крупностью  $> 0,075$  мм и 50% для частиц крупностью 0,075—0,035 мм.

### 26.3. Циклоны

Циклоны предназначены для улавливания пыли крупностью до 10—30 мк из воздуха и дымовых газов.

Различают простые и батарейные циклоны, аналогичные по конструкции своих рабочих элементов. Простые циклоны — индивидуальные пылеулавливающие аппараты, отличающиеся большими размерами рабочих элементов, предназначены для улавливания более крупной пыли. Батарейные циклоны являются агрегатами, состоящими из нескольких небольших простых циклонов — элементов малого размера, работающих параллельно, т. е. объединенных общими вводом запыленного воздуха, коллектором для сбора пыли и выхлопной трубой для очищенного воздуха (газа), предназначены для улавливания мелкой пыли.

Циклон (рис.26.5.) представляет собой цилиндро-коническую пыleosадительную камеру, сбоку которой устроен спиральный ввод для запыленного воздуха (газа), а внутри помещена выхлопная труба для выпуска очищенного воздуха. Запыленный воздух (газ) с большой скоростью (до 25 м/сек) поступает по спиральному вводу в верхнюю цилиндрическую часть пыleosадительной камерой по касательной к ее поверхности и совершает вращательное движение.

Частицы пыли центробежной силой прижимаются к стенкам камеры и, скользя по ним вниз под действием силы тяжести, разгружаются через насадок в конической части камеры.

Очищенный от пыли воздух выпускается из циклона через выхлопную трубу.

Величина центробежной силы, действующей на частицы пыли,

$$P = \frac{mv^2}{r}, \text{ кг (200)}$$

где  $m$  — масса частицы пыли, кг-сек<sup>2</sup>/см;

$v$  — окружная скорость движения частицы в циклоне, м/сек;  
 $r$  — радиус вращения частицы, м.

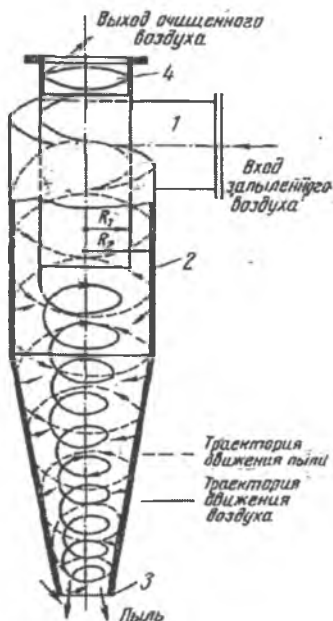


Рис.26.5. Схема циклона:

- 1 — ввод запыленного воздуха; 2 — цилиндрикоконическая камера;  
 3 — патрубок для разгрузки пыли; 4 — выхлопная труба

Эффективность пылеулавливания заметно повышается с увеличением до определенного предела (примерно до 25 м/сек) скорости движущегося потока воздуха (газа) в циклоне. Существующие конструкции циклонов различаются в основном лишь размерами своих рабочих элементов — пылесадительной камеры, патрубков, подводящих запыленный воздух (газ) и отводящих пылевой продукт, выхлопной трубы.

Различные типы циклонов и размеры их основных элементов приведены на рис.26.6. и в табл.26.1.

Таблица 26.1.

**Размеры основных элементов циклонов в долях диаметра**

| Основные элементы циклонов                                                             | Типы циклонов      |          |         |      |                      |
|----------------------------------------------------------------------------------------|--------------------|----------|---------|------|----------------------|
|                                                                                        | Простой конический | НИИО газ | ЛИОТ    | СИОТ | Укороченный НИИО газ |
| Высота выходного патрубка (внутренний размер)                                          | 0,4                | 0,67     | 0,308   | ---  | 1,1                  |
| Высота выхлопной трубы с фланцем                                                       | 1,2                | 1,74     | 1,57    | 2,27 | 1,536                |
| Высота цилиндрической части пылеосадительной камеры                                    | 0,7                | 2,26     | 1,54    | ---  | 1,67                 |
| Высота конической части пылеосадительной камеры                                        | 1,63               | 2        | 1,23    | 7,89 | 1,216                |
| Общая высота циклона                                                                   | 2,85               | 4,56     | 3,6     | 8,59 | 3,78                 |
| Наружный диаметр выхлопной трубы                                                       | 0,6                | 0,6      | 0,585   | 1,7  | 0,6                  |
| Внутренний диаметр пылевыпускного патрубка                                             | 0,13               | 0,3      | 0,12    | 0,4  | 0,202                |
| Коэффициент гидравлического сопротивления, отнесенный к входной скорости ( $\varphi$ ) | 2,8-3,5            | 2,9      | 2,2-2,8 | 4,2  | ---                  |

Часто циклоны объединяют в группы, состоящие из двух, трех, четырех, шести и восьми циклонов, работающих параллельно.

Наиболее широкое применение на обогатительных фабриках нашли циклоны НИИОгаз (Научно-исследовательского института по очистке газа), ЛИОТ (Ленинградского института труда), СИОТ (Свердловского института труда) и некоторые другие.

Циклоны НИИОгаз имеют несколько модификаций, отличающихся углом наклона входного патрубка к горизонту (от 11 до 24°).

Циклоны ЛИОТ имеют удлиненную цилиндрическую часть и глубоко введенную выхлопную трубу.

Испытания циклонов ЛИОТ диаметром 565 и 765 мм по очистке воздуха от кварцевой пыли показали следующие результаты табл.26.2.:

Таблица 26.2.

### Испытания циклонов ЛИОТ

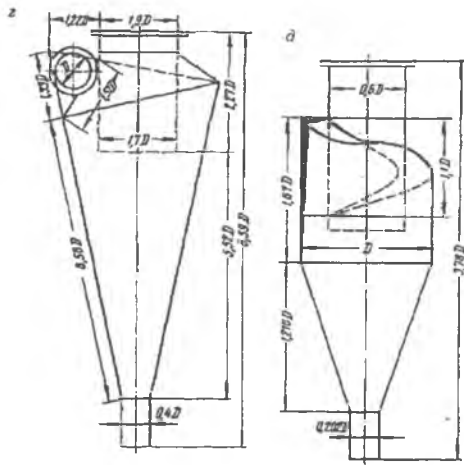
| Диаметр<br>циклона,<br>мм | Степень очистки воздуха (%), при диаметре частиц<br>пыли, мк |          |           |         |       |        |
|---------------------------|--------------------------------------------------------------|----------|-----------|---------|-------|--------|
|                           | 0-5,6                                                        | 5,6-11,2 | 11,2-22,4 | 22,4-48 | 48-70 | 70-110 |
| 565                       | 74                                                           | 80       | 94        | 98      | 99    | 99     |
| 765                       | 60                                                           | 75       | 94        | 97      | 98    | 99     |

Циклоны СИОТ имеют коническую пылеосадительную камеру и винтовую крышку, уменьшающую потери напора на сопротивление. Входной патрубок циклона начинается с треугольного сечения, переходящего потом в круглое.

Испытания циклонов СИОТ показали, что степень очистки газа они дают примерно равную степени очистки для циклонов НИИОгаз и ЛИОТ.

Расчет циклонов может быть произведен для определения их основных размеров и сопротивления или производительности циклона.





**Рис.26.6. Различные типы циклонов:**

*a* — простой; *b* — НИИО-газ; *в* — ЛИОТ; *г* — СИОТ; *д* — НИИОгаз, укороченный.

## Контрольные вопросы

1. Дать определение понятия «флотация».
2. Какие существуют виды флотации?
3. Как разделяются все минералы в зависимости от способности смачиваться водой?
4. Дать определение понятия «гистерезис смачивания».
5. Что такое «мера флотируемости минерала»?

## Глава XXVII. ОЧИСТКА ИСТОЧНЫХ ВОД

### 27.1. Содержание вредных примесей в сточных водах обогатительной фабрики

Сточные воды обогатительных фабрик сбрасываются в хвостохранилище вместе с хвостами обогащения, откуда могут попадать в водоемы и оказывать влияние на состав воды, часто значительно ухудшая ее качество.

Основными загрязняющими веществами сточных вод обогатительных фабрик являются грубодисперсные примеси, представляющие собой гравитационные хвосты обогащения, различные соли в растворенном виде, флотационные реагенты в виде эмульсий и продукты взаимодействия реагентов между собой и с минералами.

Сточные воды могут содержать:

- кислоты, применяемые в технологическом, процессе, например при выщелачивании продуктов в гидрометаллургии;
- ионы железа, меди, никеля, цинка, свинца, алюминия, кобальта, кадмия, сурьмы, ртути и др., которые попадают в сточные воды вследствие растворения их соединений кислотами в гидрометаллургических процессах;
- цианиды — основное загрязняющее вещество обогатительных фабрик, применяющих в качестве флотационного реагента цианплав, а также золотоизвлекательных фабрик, использующих цианирование как основной процесс переработки золотосодержащих руд (цианиды, как простые растворимые, так и растворимые комплексные с медью, цинком и т. Д. — весьма токсичны);
- фториды, образующиеся в сточных водах обогатительных фабрик, применяющиеся в качестве флотационных реагентов плавиковую кислоту, крсмпефтористый натрий;
- нефтепродукты, чаще всего керосин — наиболее распространенный флотационный реагент при обогащении

медно-молибденовых, молибдено-вольфрамовых и медно-вольфрамовых руд;

- фенолы и крезолы, применяющиеся на фабриках в качестве флотационных реагентов;

- ксантогенаты и дитиофосфаты — распространенные органические флотореагенты, придающие воде неприятный запах;

- сернистый натрий, который, попадая в цианосодержащие сточные воды и взаимодействуя с цианидами, образует роданиды (сильно токсичные вещества);

- другие флотационные реагенты, применяемые на некоторых обогатительных фабриках (нафтенная кислота, сосновые и 194женный масла, терпинеол, АНП и др.).

Сброс неочищенных сточных вод обогатительных фабрик в водоемы может привести к значительному загрязнению их вод.

Например, сброс в водоемы неочищенных сточных вод гравитационных фабрик может привести к загрязнению грубодисперсными примесями, увеличить минерализацию воды за счет сульфатов и кальция. Кислые сточные воды медных обогатительных фабрик увеличивают содержание в воде катионов меди и железа, сточные воды свинцово-цинковых фабрик загрязняют воду цианидами, роданидами, фенолами или крезолами, иногда сосновым маслом, ксантогенатами и дитиофосфатами. При этом возможно повышение щелочности и рН речной воды, снижение прозрачности и содержания кислорода. Сброс неочищенных сточных вод молибдено-вольфрамовых фабрик может привести к загрязнению рек грубодисперсными примесями и повысить концентрацию в воде железа и нефтепродуктов.

Таким образом, необходимо обязательно очищать производственные сточные воды с тем, чтобы при сбросе их в водоемы не превышалась предельно допустимая концентрация (ПДК) загрязняющих веществ в воде.

Одним из мероприятий, направленных на снижение вредного влияния сточных вод на окружающую среду, является введение частичного или полного водооборота и повторное исполь-

зование сточных вод, что может быть осуществлено при использовании хвостохранилищ в качестве очистных сооружений. В настоящее время на многих обогатительных фабриках такой водооборот введен.

Таблица 27.1.

**Предельно допустимая концентрация (мг/л) вредных веществ в воде водоемов санитарно-бытового водопользования**

| Грубодисперсные примеси    | Содержание взвешенных веществ не должно увеличиваться более чем на 0,25 мг/л |
|----------------------------|------------------------------------------------------------------------------|
| Кислота                    | pH воды водоемов должен находиться в пределах 6,5—8,5                        |
| Цианиды                    | 0,1                                                                          |
| Фториды                    | 1,5                                                                          |
| Нефть                      | 0,5                                                                          |
| Керосин, бензин            | 0,1                                                                          |
| Фенол, крезол              | 0,001                                                                        |
| Ксантогенаты, дитиофосфаты | 0,001                                                                        |
| Сернистый натрий           | Отсутствует                                                                  |
| Алюминий                   | Нет сведений                                                                 |
| Вольфрам                   | 0,1                                                                          |
| Железо                     | 0,5                                                                          |
| Кадмий                     | 0,01                                                                         |
| Кобальт                    | 1,0                                                                          |
| Марганец                   | Нет сведений                                                                 |
| Медь                       | 0,1                                                                          |
| Молибден                   | 0,5                                                                          |
| Никель                     | 0,1                                                                          |
| Ртуть                      | 0,005                                                                        |
| Свинец                     | 0,1                                                                          |
| Стронций                   | 2,5                                                                          |
| Сурьма                     | 0,05                                                                         |
| Титан                      | 0,1                                                                          |
| Цинк                       | 1,0                                                                          |

Надо иметь в виду, что подготовка воды для повторного использования может отличаться от очистки ее для сброса в водоемы. Например, сточные воды медно-молибденовых фабрик, содержащие грубодисперсные примеси и керосин, достаточно обработать известью и они могут быть сброшены в водоем. Однако повторно они не могут быть использованы, так как повышенное содержание кальция нарушает флотацию.

В то же время, если очистить воду только от грубодисперсных примесей, она может быть повторно использована, так как наличие керосина не нарушает технологический процесс флотации.

Важным мероприятием, обеспечивающим снижение вредного влияния сточных вод, является экономия флотационных реагентов и замена их менее токсичными. Например, в настоящее время разработана технология обогащения свинцово-цинковых руд без применения циан-плава, в результате чего сбрасываемые сточные воды не содержат сильно токсичных цианидов.

Эффективными мероприятиями, приводящими к снижению объема сбрасываемых сточных вод, являются экономия технологической воды, устранение переливов, аварийных сбросов и т. д.

Способы очистки сточных вод. Применяются различные методы очистки сточных вод обогатительных фабрик от вредных веществ. Для очистки сточных вод от грубодисперсных примесей применяют простое отстаивание или осаждение с использованием коагулянтов и флокулянтов.

Отстаивание — простейший метод очистки сточных вод. Степень необходимого осветления воды при отстаивании зависит от дальнейшего использования или от того водоема, в который ее сбрасывают. Время отстаивания составляет от 2 до 8 ч.

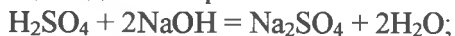
Если простым отстаиванием требуемой очистки воды от грубодисперсных примесей за приемлемое время не достигают, то применяют коагулирование. В качестве коагулянтов используют известь  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ , сульфат железа двухвалентного  $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ , сульфат железа трехвалентного  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ , хлорид железа двухвалентного  $\text{FeCl}_2$  и хлорид железа трехвалентного  $\text{FeCl}_3$ , сульфат алюминия  $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 \cdot 18\text{H}_2\text{O}$  или их смеси.

Для уменьшения времени отстаивания скоагулированных грубодисперсных примесей добавляют синтетические флокулянты, в частности полиакриламид  $(\text{CH}_2\text{CHCON}_2)_n$ . Полиакриламид соединяет отдельные хлопья в более крупные агрегаты, которые быстрее осаждаются.

Очистку сточных вод от кислот производят путем их нейтрализации любыми щелочами ( $\text{NaOH}$ ,  $\text{KOH}$ ), известью, известняком, доломитом, мелом, магнезитом, содой, отходами щелочей и т. п.

Нейтрализация серной кислоты указанными реагентами проводится по реакциям:

нейтрализация едким натром



нейтрализация известью



нейтрализация известняком, мелом, мрамором



нейтрализация содой



нейтрализация магнезитом



По технико-экономическим обоснованиям наиболее дешевым реагентом в настоящее время является гидроксид кальция (известь).

Методы очистки сточных вод от катионов металлов основаны на образовании и осаждении труднорастворимых соединений этих металлов в виде гидроксидов и основных карбонатов.

Наиболее дешевый из них — метод получения труднорастворимого карбоната свинца, так как для этого можно использовать обычный известняк, мел, мрамор, необожженный доломит и т. п. В связи с тем, что эти вещества представляют собой твердые породы, их можно применять в качестве загрузки соответствующих фильтров, через которые профильтровывают очищаемую от свинца сточную воду.

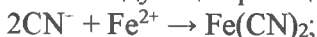
Очистка сточных вод от цианистых соединений осуществляется несколькими методами: окислением цианидов до

цианатов; переводом токсичных соединений в относительно нетоксичные ферро- и феррицианиды; образованием нерастворимых осадков простых цианидов или нерастворимого комплексного цианида железа (берлинской лазури) с последующим их отделением от воды отстаиванием или фильтрованием.

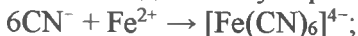
В качестве окислителей применяется хлорная известь  $\text{CaOCl}_2$ , гипохлорит кальция  $\text{Ca}(\text{OCl})_2$ , гипохлорит натрия  $\text{NaOCl}$ , жидкий хлор  $\text{Cl}_2$  и др.

Наиболее распространенный до последнего времени метод очистки сточных вод от цианистых соединений заключается в переводе их в комплексные растворимые цианиды железа или осаждении в воде простых цианидов железа и берлинской лазури с использованием сульфата двухвалентного железа  $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ .

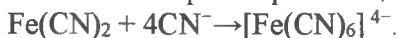
При этом протекают следующие реакции:



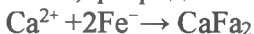
при меньшем количестве вводимого сульфата железа



Обычно все эти реакции протекают одновременно. Простой цианид железа, взаимодействуя с непрореагировавшим цианидом, образует комплексный растворимый цианид железа



Метод химической очистки сточных вод от фторидов основан на связывании их в труднорастворимые соединения, каким является, в частности, фторид кальция:



В качестве реагента применяется известковое молоко, обожженный доломит и другие соединения, дающие в раствор катионы  $\text{Ca}^{2+}$ .

Очистка сточных вод от нефтепродуктов (керосина, мазута, масел), находящихся в нерастворенном эмульгированном виде, производится механическим их отстаиванием в нефтеловушках, фильтрованием через кварцевые фильтры и т. п. Для очистки сточных вод от нефтепродуктов, находящихся в растворенном состоянии, применяются методы, основанные на коагулировании или адсорбции. В качестве коагулянтов используется совместно сульфат двухвалентного железа и известь или сульфат алюминия и известь.

Для очистки сточных вод обогатительных фабрик от фенолов и крезолов, используемых при флотации в качестве вспенивателей, применяются методы, основанные на их окислении до безвредных, нетоксичных соединений. Простым и доступным является метод окисления фенолов и крезолов «активным хлором».

Очистка сточных вод от ксантогенатов также может осуществляться окислением их «активным хлором» или озоном. При этом полностью окисляется до сульфатов сера, входящая в состав ксантогенатов, по реакции  $2\text{ROCS}_2\text{Na} + 16\text{Cl}_2 + 20\text{H}_2\text{O} \rightarrow 2\text{ROH} + \text{Na}_2\text{SO}_4 + 3\text{H}_2\text{SO}_4 + 32\text{HCl} + 2\text{CO}_2$ .

Аналогично очищаются сточные воды от дитиофосфатов (аэрофлотов).

Очистку сточных вод от сернистого натрия осуществляют обработкой их сульфатом железа с образованием нерастворимого сульфида железа



При наличии в сточной воде сероводорода производят его окисление до элементарной серы любым окислителем, например, хлором.



### **Контрольные вопросы**

1. Что содержат сточные воды обогатительной фабрики?
2. Способы очистки сточных вод.
3. Дать определение понятия «мелкодисперсная примесь».
4. Принцип очистки сточных вод от сернистого натрия.
5. Принцип очистки сточных вод от сероводорода.



## ГЛОССАРИЙ

**Адгезия** – взаимное притяжение двух фаз (например, воды и минерала).

**Адсорбция** – силы остающиеся неуравновешенными на поверхности раздела двух фаз, способны притягивать молекулы или ионы растворенных в воде веществ.

**Алкилсульфаты** – соли щелочных металлов алкисерной кислоты, получаемой при взаимодействии серной кислоты и спиртов получается сложный эфир серной кислоты.

**Аэрация пульпы** – процесс образования воздушных пузырьков в пульпе.

**Аэрофлоты** – диарил – и диалкилдитиофосфорные кислоты и их соли.

**Баланс технологический** – составляется по данным химических анализов исходной руды и продуктов обогащения и массе руды, переработанной за данный период времени.

**Баланс товарный** – составляется по данным химических анализов исходной руды и продуктов обогащения и фактической массе переработанной руды, здесь учитываются механические потери металла на фабрике.

**Бортовое содержание** – наименьшее содержание металла в краевых пробах.

**Вещественный состав** – для исследования вещественного состава руд применяются методы минералогического и химического анализов.

**Вспомогательные процессы** – обеспечивающие нормальное ведение и взаимную увязку всех операций по подготовке руды к ее обогащению.

**Выход концентрата** – отношение массы полученного концентрата к массе всей руды, %.

**Гетерополярные вещества** – одновременно обладают свойствами полярных и аполярных веществ.

**Гипотеза Рибиндера** – дробление затрачивается сначала на деформацию рудных кусков, а затем на образование новых поверхностей.

**Гистерезис смачивания** – задержку в передвижении периметра смачивания, обусловлен шероховатостью поверхности.

**Глубина обогащения** – пределы содержания ценных компонентов в продуктах обогащения.

**Дитиофосаты** – диарил - и диалкилдитиофосфорные кислоты и их соли.

**Дренаживание** – естественное стекание гравитационной воды через слой материала.

**Дробление** – процесс уменьшения кусков руды.

**Жидкое стекло** – растворимый в воде сплав, состоящий из щелочи и кремнезема.

**Жирные кислоты** – группа собирателей, к которой относится техническая олеиновая кислота, олеат натрия, сульфатное мыло, окисленный керосин и др.

**Замкнутые магнитные системы** – магнитное поле образуется в пространстве между двумя противоположными полюсами различной формы.

**Извлечение полезного компонента** – показатель, характеризующий количество извлеченного в концентрата ценного компонента, по сравнению с содержанием ценного в исходной руде, %.

**Качество концентрата** – характеризуется содержанием в нем полезного компонента.

**Катионные собиратели** – производные аммиака, в котором атомы водорода все или частично замещены углеводородными радикалами.

**Классификация** – разделение минеральных зерен на классы крупности по скоростям их падения.

**Коагуляция** – снижение заряда частиц и слипание их в сравнительно крупные агрегаты.

**Когезия** – взаимное притяжение молекул одного и того же вещества.

**Коллективно-селективная флотация** – сначала в коллективный концентрат извлекаются все полезные минералы, а затем из него флотируются отдельные минералы.

**Колосниковые решетки** – просеивающие поверхности, предназначенные для грохочения крупного материала.

**Кондиции на руду** – система показателей, в которой приняты минимально допустимые содержание металла в руде и запасы металла в данном месторождении.

**Контактное сопротивление** – через которое частица разряжается на заземленный электрод, в значительной степени определяет эффективность разделения минералов в процессе электрической сепарации.

**Контактные чаны** – служат для перемешивания пульпы с реагентами перед флотацией и увеличения.

**Контрольная флотация** – флотация хвостов основной флотации.

**Концентрат** – продукт обогащения, содержащий максимальное количество ценного компонента.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. Учебник. –М.: МГТУ. . 509с.
2. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Юшина Т.И. Флотационное обогащение полезных ископаемых. Учебник. –М.: МГТУ, 2017. 415с.
3. Авдохин А.А. Основы обогащения полезных ископаемых. Том1. Обогащительные процессы. Учебник. –М.: МГТУ. 2018.
4. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование полезных ископаемых. Том 2.Технология обогащения полезных ископаемых. Учебник. –М.: МГТУ.
5. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Том 2. Технологии обогащения полезных ископаемых. Учебник. –М.: МГТУ. 4 издание.
6. Карамзин В.И., Младецкий И.К., Пилов П.И. Расчеты технологических показателей обогащения полезных ископаемых. Учебник. –М.: Недра.
7. Карамзин В.И., Карамзин В.В. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых. Том 1. Магнитные и электрические методы обогащения полезных ископаемых. Учебник. –М.: МГТУ, 2017.
8. Зверевич В.В., Перов В.А. Основы обогащения полезных ископаемых. Учебник- М.: Недра, 1991.
9. Богданова О.С. Теория и технология флотации руд.Учебник- М.: Недра, 1992.
- 10.Келина И.М. Обогащения руд. Учебник-М.: Недра, 1992.
- 11.Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. Учебник. –М.: МГТУ. 2005.
- 12.В.М.Авдохин Основы обогащения полезных ископаемых. Учебник. –М.: МГТУ. 2006.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

|                  |                                                                                         |    |
|------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------|----|
| <b>Глава I</b>   | <b>Обогащения и переработка. Сведения о рудах, минералах и месторождениях</b>           |    |
| 1.1.             | Сведения о рудах, минералах и месторождениях.....                                       | 3  |
| 1.2.             | Значение обогащения полезных ископаемых..                                               | 5  |
| <b>Глава II</b>  | <b>Методы и показатели обогащения. Схемы обогащения</b>                                 |    |
| 2.1.             | Классификация процессов обогащения.....                                                 | 8  |
| 2.2.             | Схемы обогащения.....                                                                   | 9  |
| 2.3.             | Технологические показатели обогащения.....                                              | 11 |
| <b>Глава III</b> | <b>Гранулометрический состав руды и методы его определения</b>                          |    |
| 3.1.             | Методы определения гранулометрического состава.....                                     | 14 |
| <b>Глава IV</b>  | <b>Процесс грохочения. Грохоты и принцип их работы</b>                                  |    |
| 4.1.             | Грохочение.....                                                                         | 18 |
| 4.2.             | Виды просеивающих поверхностей.....                                                     | 18 |
| 4.3.             | Эффективность грохочения.....                                                           | 21 |
| 4.4.             | Основные факторы, влияющие на эффективность грохочения.....                             | 21 |
| 4.5.             | Классификация и конструкция грохотов.....                                               | 22 |
| <b>Глава V</b>   | <b>Основы дробления. Степень, способы, стадии и законы дробления. Степень дробления</b> |    |
| 5.1.             | Основы дробления.....                                                                   | 27 |
| 5.2.             | Способы дробления.....                                                                  | 28 |
| 5.3.             | Стадии дробления.....                                                                   | 29 |
| 5.4.             | Законы дробления.....                                                                   | 30 |
| <b>Глава VI</b>  | <b>Измельчение. Режимы работы мельниц, схемы измельчения</b>                            |    |
| 6.1.             | Сущность процесса измельчения.....                                                      | 33 |
| 6.2.             | Режимы работы мельниц.....                                                              | 35 |
| 6.3.             | Схемы измельчения.....                                                                  | 37 |

|                   |                                                                                                    |    |
|-------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| <b>Глава VII</b>  | <b>Классификация, законы падения минеральных зерен в воде. Классификаторы</b>                      |    |
| 7.1.              | Сущность процесса классификации.....                                                               | 39 |
| 7.2.              | Законы падения минеральных зерен в воде....                                                        | 41 |
| 7.3.              | Классификаторы.....                                                                                | 43 |
| <b>Глава VIII</b> | <b>Гравитационные методы обогащения. Отсадка. Аппараты для обогащения отсадкой</b>                 |    |
| 8.1.              | Сущность гравитационного обогащения.....                                                           | 58 |
| 8.2.              | Отсадка.....                                                                                       | 59 |
| 8.3.              | Аппараты для обогащения отсадкой.....                                                              | 63 |
| <b>Глава IX</b>   | <b>Обогащение в тяжелых жидкостях. Приготовление тяжелых жидкостей и регенерация утяжелителей</b>  |    |
| 9.1.              | Сущность процесса.....                                                                             | 65 |
| <b>Глава X</b>    | <b>Сепараторы, применяемые при обогащении в тяжелых средах</b>                                     |    |
| 10.1.             | Конусный сепаратор.....                                                                            | 69 |
| 10.2.             | Барабанный сепаратор.....                                                                          | 70 |
| 10.3.             | Колесный сепаратор.....                                                                            | 72 |
| <b>Глава XI</b>   | <b>Обогащение в потоке воды текущей по наклонной плоскости. Концентрационный стол</b>              |    |
| 11.1.             | Сущность процесса.....                                                                             | 74 |
| 11.2.             | Концентрационный стол.....                                                                         | 75 |
| <b>Глава XII</b>  | <b>Обогащения на шлюзах. Основные параметры шлюзов и принцип их работы</b>                         |    |
| 12.1.             | Обогащения на шлюзах.....                                                                          | 79 |
| 12.2.             | Автоматические многодечные шлюзы.....                                                              | 82 |
| 12.3.             | Винтовой шлюз.....                                                                                 | 83 |
| <b>Глава XIII</b> | <b>Обогащение на винтовых, конусных и струйных сепараторах. Обогащение на винтовых сепараторах</b> |    |
| 13.1.             | Обогащение на винтовых сепараторах.....                                                            | 86 |
| 13.2.             | Струйные желоба и конусные сепараторы.....                                                         | 88 |
| <b>Глава XIV</b>  | <b>Обогащение флотационным методом. Физико-химические основы флотации</b>                          |    |
| 14.1.             | Виды флотационного обогащения.....                                                                 | 91 |
| 14.2.             | Теоретические основы флотации.....                                                                 | 92 |

|                    |                                                                                                                |     |
|--------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| <b>Глава XV</b>    | <b>Назначение флотореагентов: собиратели и пенообразователи</b>                                                |     |
| 15.1.              | Собиратели.....                                                                                                | 98  |
| 15.2.              | Пенообразование и пенообразователи.....                                                                        | 100 |
| <b>Глава XVI</b>   | <b>Назначение флотореагентов: депрессоры, активаторы и регуляторы среды</b>                                    |     |
| 16.1.              | Депрессоры (подавители).....                                                                                   | 105 |
| 16.2.              | Активаторы.....                                                                                                | 107 |
| 16.3.              | Регуляторы среды.....                                                                                          | 109 |
| <b>Глава XVII</b>  | <b>Флотационные машины и принцип их работы</b>                                                                 |     |
| 17.1.              | Механические флотационные машины.....                                                                          | 111 |
| 17.2.              | Пневматические (аэролифтные) машины.....                                                                       | 115 |
| 17.3.              | Пневмомеханические флотационные машины.....                                                                    | 119 |
| <b>Глава XVIII</b> | <b>Схемы флотации: основная, контрольная флотации и перечистные операции</b>                                   |     |
| 18.1.              | Виды флотационных операций.....                                                                                | 122 |
| 18.2.              | Схемы флотации.....                                                                                            | 123 |
| <b>Глава XIX</b>   | <b>Свойства магнитного поля. Классификация минералов по магнитным свойствам</b>                                |     |
| 19.1.              | Сущность магнитного метода обогащения.....                                                                     | 131 |
| 19.2.              | Магнитное поле и его свойства.....                                                                             | 131 |
| 19.3.              | Магнитные свойства минералов и их классификация.....                                                           | 134 |
| 19.4.              | Классификация минералов по магнитной восприимчивости.....                                                      | 135 |
| <b>Глава XX</b>    | <b>Виды магнитных сепараторов. Их строение и принцип работы</b>                                                |     |
| 20.1.              | Сепараторы для сильномагнитных руд.....                                                                        | 137 |
| 20.2.              | Сепараторы для слабомагнитных руд.....                                                                         | 140 |
| <b>Глава XXI</b>   | <b>Электрический метод обогащения. Основы обогащения электрическим методом. Виды электрических сепараторов</b> |     |
| 21.1.              | Способы получения заряда.....                                                                                  | 145 |
| 21.2.              | Процессы пирозлектрической, пьезоэлектрической и диэлектрической сепарации.....                                | 146 |
| 21.3.              | Классификация электрических сепараторов..                                                                      | 154 |

|                    |                                                                                                                     |     |
|--------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| <b>Глава XXII</b>  | <b>Сгущения</b>                                                                                                     |     |
| 22.1.              | Назначение операций обезвоживания.....                                                                              | 160 |
| 22.2.              | Дренажное и центрифугирование.....                                                                                  | 161 |
| 22.3.              | Сгущение.....                                                                                                       | 165 |
| <b>Глава XXIII</b> | <b>Процесс фильтрации. Теоретические основы процесса фильтрации. Виды и принцип работы фильтровальных аппаратов</b> |     |
| 23.1.              | Фильтрация.....                                                                                                     | 168 |
| 23.2.              | Баранный вакуум-фильтр.....                                                                                         | 169 |
| 23.3.              | Дисковый вакуум-фильтр.....                                                                                         | 171 |
| <b>Глава XXIV</b>  | <b>Процесс сушки. Виды и принцип работы сушильных аппаратов</b>                                                     |     |
| 24.1.              | Сушка.....                                                                                                          | 174 |
| 24.2.              | Баранная сушилка.....                                                                                               | 174 |
| 24.3.              | Печь кипящего слоя.....                                                                                             | 176 |
| <b>Глава XXV</b>   | <b>Обеспыливание. Теоретические основы обеспыливания</b>                                                            |     |
| 25.1.              | Методы обеспыливания.....                                                                                           | 178 |
| 25.2.              | Центробежный обеспыливатель.....                                                                                    | 179 |
| <b>Глава XXVI</b>  | <b>Используемые аппараты обеспыливания. Легкие фильтры, батарейные циклоны</b>                                      |     |
| 26.1.              | Пылеосадительные камеры.....                                                                                        | 184 |
| 26.2.              | Инерционные жалюзийные пылеуловители...                                                                             | 186 |
| 26.3.              | Циклоны.....                                                                                                        | 188 |
| <b>Глава XXVII</b> | <b>Очистка сточных вод</b>                                                                                          |     |
| 27.1.              | Содержание вредных примесей в сточных водах обогатительной фабрики.....                                             | 193 |
|                    | Глоссарий.....                                                                                                      | 200 |
|                    | Литература.....                                                                                                     | 203 |



## MUNDARIJA

|                 |                                                                                                       |    |
|-----------------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| <b>I-bob.</b>   | <b>Boyitish va qayta ishlash. Ruda, foydali qazilmalar va konlar haqida ma'lumot</b>                  |    |
| 1.1.            | Ruda, foydali qazilmalar va konlar haqida ma'lumot...                                                 | 3  |
| 1.2.            | Xalq xo'jaligidagi foydali qazilmalarni boyitish axamiyati.....                                       | 5  |
| <b>II-bob.</b>  | <b>Boyitish usullari va ko'rsatkichlari. Boyitish sxemalari</b>                                       |    |
| 2.1.            | Boyitishning klassifikatsiya jarayonlari.....                                                         | 8  |
| 2.2.            | Boyitish sxemalari .....                                                                              | 9  |
| 2.3.            | Boyitishning texnologik ko'rsatkichlari .....                                                         | 11 |
| <b>III-bob.</b> | <b>Granulometrik tarkib va uni aniqlash usullari</b>                                                  |    |
| 3.1.            | Granulometrik tarkib aniqlash usullari.....                                                           | 14 |
| <b>IV-bob.</b>  | <b>Elash jarayoni. Elaklar va ularning ish printsiplari</b>                                           |    |
| 4.1.            | Elash .....                                                                                           | 18 |
| 4.2.            | Elovchi yuzalarning turlari.....                                                                      | 18 |
| 4.3.            | Elash samaradorligi .....                                                                             | 21 |
| 4.4.            | Elash samaradorligiga ta'sir qiluvchi omillar .....                                                   | 21 |
| 4.5.            | Ekranlarning tasnifi va tuzilishi .....                                                               | 22 |
| <b>V-bob.</b>   | <b>Maydalash asoslari. Maydalash darajasi, usullari, bosqichlari va qonunlari. Maydalash darajasi</b> |    |
| 5.1.            | Maydalash asoslari.....                                                                               | 27 |
| 5.2.            | Maydalash bosqichlari .....                                                                           | 28 |
| 5.3.            | Maydalash qonunlari .....                                                                             | 29 |
| <b>VI-bob</b>   | <b>Yanchish. Tegirmonlarning ishlash tartibi, yanchish sxemalari</b>                                  |    |
| 6.1.            | Yanchish jarayonining mohiyati.....                                                                   | 33 |
| 6.2.            | Tegirmonlarning ishlash tartibi .....                                                                 | 35 |
| 6.3.            | Yanchish sxemalari.....                                                                               | 37 |
| <b>VII-bob</b>  | <b>Klassifikatsiya, mineral zarrachalarni suvda tushish qonunlari. Klassifikatorlar</b>               |    |
| 7.1.            | Klassifikatsiya jarayonining mohiyati .....                                                           | 39 |
| 7.2.            | Mineral zarrachalarni suvda tushish qonunlari .....                                                   | 41 |
| 7.3.            | Klassifikatorlar .....                                                                                | 43 |
| <b>VIII-bob</b> | <b>Gravitatsiyaviy boyitish usullari. Cho'ktirish. Cho'ktirish usulida boyitish dastgohlari</b>       |    |

|                  |                                                                                                                |     |
|------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 8.1.             | Gravitatsiyaviy boyitishning mohiyati .....                                                                    | 58  |
| 8.2.             | Cho'ktirish .....                                                                                              | 59  |
| 8.3.             | Cho'ktirish usulida boyitish dastgohlari .....                                                                 | 63  |
| <b>IX-bob.</b>   | <b>Og'ir suyuqliklarda boyitish. Og'ir suyuqliklarni tayyorlash va og'irlahstirgichlarning reginiratsiyasi</b> |     |
| 9.1.             | Jarayonning mohiyati .....                                                                                     | 65  |
| <b>X-bob.</b>    | <b>Og'ir suyuqliklarda boyitishda qo'llaniladigan separatorlar</b>                                             |     |
| 10.1.            | Konusni separator .....                                                                                        | 69  |
| 10.2.            | Barabanli seperator .....                                                                                      | 70  |
| 10.3.            | G'ildirakli seperator .....                                                                                    | 72  |
| <b>XI-bob.</b>   | <b>Qiya tekislik bo'ylab harakatlanayotgan suv oqimi yordamida boyitish. Konsentratsion stolda boyitish</b>    |     |
| 11.1.            | Jarayonning mohiyati .....                                                                                     | 74  |
| 11.2.            | Konsentratsion stol .....                                                                                      | 75  |
| <b>XII-bob.</b>  | <b>Shlyuzlarda boyitish. Shlyuzlarning asosiy parametrlari va ishlash tartibi</b>                              |     |
| 12.1.            | Shlyuzlarda boyitish .....                                                                                     | 79  |
| 12.2.            | Avtomatik bir nechta shlyuz .....                                                                              | 82  |
| 12.3.            | Vintli shluz .....                                                                                             | 83  |
| <b>XIII-bob.</b> | <b>Vintli, konusli va purkovuchli separatorlarda boyitish. Konusli separatorlarda boyitish</b>                 |     |
| 13.1.            | Vintli separatorlarda boyitish .....                                                                           | 86  |
| 13.2.            | Purkovuchli va konusli separatorlar .....                                                                      | 88  |
| <b>XIV-bob.</b>  | <b>Flotatsiya usulida boyitish. Flotatsiyaning fizik-kimyoviy asoslari</b>                                     |     |
| 14.1.            | Flotatsiya boyitish turlari .....                                                                              | 91  |
| 14.2.            | Flotatsiyaning nazariy asoslari .....                                                                          | 92  |
| <b>XV-bob.</b>   | <b>Flotoreogentlarning xususiyatlari: to'plovchilar va ko'pik hosil qiluvchilar</b>                            |     |
| 15.1.            | To'plovchilar .....                                                                                            | 98  |
| 15.2.            | Ko'pik hosil qilish va ko'pik hosil qiluvchilar .....                                                          | 100 |
| <b>XVI-bob.</b>  | <b>Flotoreogentlarning xususiyatlari: so'ndiruvchilar, faollashtiruvchilar va muhit regulatorlari</b>          |     |
| 16.1.            | So'ndiruvchi .....                                                                                             | 105 |
| 16.2.            | Faollashtiruvchi .....                                                                                         | 107 |

|                   |                                                                                                                  |     |
|-------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 16.3.             | Muhit regulatorlari.....                                                                                         | 109 |
| <b>XVII - bob</b> | <b>Flotatsiya mashinalari va ularning ishlash prinsiplari</b>                                                    |     |
| 17.1.             | Mexanik flotatsion qurilmalar .....                                                                              | 111 |
| 17.2.             | Pnevmatik (havo ko‘taruvchi) .....                                                                               | 115 |
| 17.3.             | Pnevmomexanik flotatsiya mashinalari .....                                                                       | 119 |
| <b>XVIII- bob</b> | <b>Flotatsiya shemalari: asosiy, nazorat flotatsiyasi va tozalash operatsiyalari</b>                             |     |
| 18.1.             | Flotatsiya operatsiyalari turlari .....                                                                          | 122 |
| 18.2.             | Flotatsion sxemalar .....                                                                                        | 123 |
| <b>XIX- bob</b>   | <b>Minerallarning magnit xossalari va ularning klassifikatsiyasi</b>                                             |     |
| 19.1.             | Boyitishning magnit usulining mohiyati.....                                                                      | 131 |
| 19.2.             | Magnit maydon va uning xususiyatlari .....                                                                       | 131 |
| 19.3.             | Minerallarning magnitlangan sezuvchanligi bilan tasnifi .....                                                    | 135 |
| <b>XX- bob</b>    | <b>Magnit separatorlarining turlari, tuzilishi va ishlash printsiplari</b>                                       |     |
| 20.1.             | Yuqori magnitlangan rudalar uchun separatorl .....                                                               | 137 |
| 20.2.             | Kuchsiz magnitlangan rudalar uchun separatorl .....                                                              | 140 |
| <b>XXI- bob</b>   | <b>Elektr usulida boyitish. Elektr usulida boyitish asoslari. Elektr separatorlarining tuzilishi</b>             |     |
| 21.1.             | Zariad olish usullari .....                                                                                      | 145 |
| 21.2.             | Pyroelektrik, piezoelektrik va dielektrik ajratish jarayoni .....                                                | 146 |
| 21.3.             | Elektr separatorlarining klassifikatsiyasi.....                                                                  | 154 |
| <b>XXII- bob</b>  | <b>Quyultirish</b>                                                                                               |     |
| 22.1.             | Suvsizlantirish jarayonining nazariy asoslari.....                                                               | 160 |
| 22.2.             | Drenajlash va sentrifugalash .....                                                                               | 161 |
| 22.3.             | Quyultirish .....                                                                                                | 165 |
| <b>XIII- bob.</b> | <b>Filtrlash jarayoni. Filtrlashning nazariy asoslari Filtrlash dastgohlarining tuzilishi va ishlash tartibi</b> |     |
| 23.1.             | Filtrlash .....                                                                                                  | 168 |
| 23.2.             | Barabanli vakuum filtr .....                                                                                     | 169 |
| 23.3.             | Diskli vakuum filtr .....                                                                                        | 171 |

|               |                                                                                  |     |
|---------------|----------------------------------------------------------------------------------|-----|
| <b>XXIV-</b>  | <b>Quritish jarayoni. Quritish dastgoxharining tuzilishi va ishlash tartibi</b>  |     |
| 24.1.         | Quritish .....                                                                   | 174 |
| 24.2.         | Barabanli qurutgich .....                                                        | 174 |
| 24.3.         | Qaynar qatlamli pech .....                                                       | 176 |
| <b>XXV-</b>   | <b>Changsizlantirish jarayonining nazariy asoslari</b>                           |     |
| <b>bob.</b>   |                                                                                  |     |
| 25.1.         | Changsizlantirish usullari.....                                                  | 178 |
| 25.2.         | Marcazdan qochirma changsizlantirgich.....                                       | 179 |
| <b>XXVI-</b>  | <b>Changsizlantirishda ishlatiladigan dastgohlar</b>                             |     |
| <b>bob</b>    | <b>batareyali tsiklon va yengli filtrlar</b>                                     |     |
| 26.1.         | Chang cho'ktirish kameralari .....                                               | 184 |
| 26.2.         | Inertsion changni yig'ish qurilmalari .....                                      | 186 |
| 26.3.         | Siklonlar .....                                                                  | 188 |
| <b>XXVII-</b> | <b>Oqava suvlarni tozalash</b>                                                   |     |
| <b>bob.</b>   |                                                                                  |     |
| 27.1.         | Boyitish fabrikalari Oqava suvlaridagi zararli<br>qo'shimchalarning miqdori..... | 193 |
|               | Izohli lug'at.....                                                               | 200 |
|               | Adabiyotlar ro'yxati.....                                                        | 203 |

## TABLE OF CONTENTS

|                    |                                                                                                               |    |
|--------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| <b>Chapter I</b>   | <b>Enrichment and processing. Information on ores, minerals and deposits</b>                                  |    |
| 1.1.               | Information on ores, minerals and deposits ....                                                               | 3  |
| 1.2.               | The value of mineral enrichment for the national economy.....                                                 | 5  |
| <b>Chapter II</b>  | <b>Methods and indicators of enrichment. Enrichment schemes</b>                                               |    |
| 2.1.               | Classification of enrichment processes.....                                                                   | 8  |
| 2.2.               | Enrichment schemes.....                                                                                       | 9  |
| 2.3.               | Technological indicators of enrichment.....                                                                   | 11 |
| <b>Chapter III</b> | <b>The granulometric composition of ore and methods for its determination</b>                                 |    |
| 3.1.               | Methods for determining the particle size distribution.....                                                   | 14 |
| <b>Chapter IV</b>  | <b>The screening process. Screens and the principle of their work</b>                                         |    |
| 4.1.               | Screening.....                                                                                                | 18 |
| 4.2.               | Types of sifting surfaces.....                                                                                | 18 |
| 4.3.               | Screening efficiency .....                                                                                    | 21 |
| 4.4.               | The main factors affecting the efficiency of screening.....                                                   | 21 |
| 4.5.               | Classification and design of screens.....                                                                     | 22 |
| <b>Chapter V</b>   | <b>Basics of crushing. The extent, methods, stages and laws of fragmentation. The degree of fragmentation</b> |    |
| 5.1.               | Fundamentals of crushing.....                                                                                 | 27 |
| 5.2.               | Stages of crushing.....                                                                                       | 28 |
| 5.3.               | The laws of fragmentation.....                                                                                | 29 |
| <b>Chapter VI</b>  | <b>Grinding. Modes of operation of the mills, the grinding scheme.</b>                                        |    |
| 6.1.               | The essence of the grinding process .....                                                                     | 33 |
| 6.2.               | Modes of operation of the mills.....                                                                          | 35 |
| 6.3.               | Grinding schemes .....                                                                                        | 37 |

|                     |                                                                                                           |    |
|---------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| <b>Chapter VII</b>  | <b>Classification, the laws of the fall of mineral grains in water. Classifiers.</b>                      |    |
| 7.1.                | The essence of the classification process .....                                                           | 39 |
| 7.2.                | The laws of the fall of mineral grains in water .....                                                     | 41 |
| 7.3.                | Classifiers.....                                                                                          | 43 |
| <b>Chapter VIII</b> | <b>Gravity enrichment methods. Jigging Devices for enrichment of a jigging</b>                            |    |
| 8.1.                | The essence of gravitational enrichment .....                                                             | 58 |
| 8.2.                | Jail.....                                                                                                 | 59 |
| 8.3.                | Jigger Enrichment Machines .....                                                                          | 63 |
| <b>Chapter IX</b>   | <b>Enrichment in heavy liquids. Preparation of heavy liquids and regeneration of weighting agents</b>     |    |
| 9.1.                | The essence of the process .....                                                                          | 65 |
| <b>Chapter X</b>    | <b>Separators used in enrichment in heavy media</b>                                                       |    |
| 10.1.               | Cone separator .....                                                                                      | 69 |
| 10.2.               | Drum separator .....                                                                                      | 70 |
| 10.3.               | Wheel separator .....                                                                                     | 72 |
| <b>Chapter XI</b>   | <b>Enrichment in a stream of water flowing along an inclined plane. Concentration table</b>               |    |
| 11.1.               | The essence of the process .....                                                                          | 74 |
| 11.2.               | Concentration table .....                                                                                 | 75 |
| <b>Chapter XII</b>  | <b>Fortification at the gateways. The main parameters of the gateways and the principle of their work</b> |    |
| 12.1.               | Enrichment at the gateways .....                                                                          | 79 |
| 12.2.               | Multiple Gateways Automatic .....                                                                         | 82 |
| 12.3.               | Screw gateway .....                                                                                       | 83 |
| <b>Chapter XIII</b> | <b>Enrichment on screw, cone and jet separators. Enrichment on screw separators</b>                       |    |
| 13.1.               | Enrichment on screw separators .....                                                                      | 86 |
| 13.2.               | Gutters and Cone Separators .....                                                                         | 88 |
| <b>Chapter XIV</b>  | <b>Enrichment by the flotation method. Physical and chemical bases of flotation</b>                       |    |
| 14.1.               | Types of flotation enrichment .....                                                                       | 91 |
| 14.2.               | Theoretical foundations of flotation .....                                                                | 92 |

|                      |                                                                                                             |     |
|----------------------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| <b>Chapter XV</b>    | <b>Purpose of flotation agents: collectors and frothers</b>                                                 |     |
| 15.1.                | Collectors .....                                                                                            | 98  |
| 15.2.                | Foaming and blowing agents .....                                                                            | 100 |
| <b>Chapter XVI</b>   | <b>Purpose of flotation agents: depressors, activators and regulators of the environment</b>                |     |
| 16.1.                | Depressors (Suppressors) .....                                                                              | 105 |
| 16.2.                | Activators .....                                                                                            | 107 |
| 16.3.                | Regulators of the environment .....                                                                         | 109 |
| <b>Chapter XVII</b>  | <b>Flotation machines and the principle of their work</b>                                                   |     |
| 17.1.                | Mechanical flotation machines .....                                                                         | 111 |
| 17.2.                | Pneumatic (air lift) .....                                                                                  | 115 |
| 17.3.                | Pneumatic flotation machines .....                                                                          | 119 |
| <b>Chapter XVIII</b> | <b>Flotation schemes: main, control flotation and roughing operations</b>                                   |     |
| 18.1.                | Types of flotation operations .....                                                                         | 122 |
| 18.2.                | Flotation schemes .....                                                                                     | 123 |
| <b>Chapter XIX</b>   | <b>Properties of the magnetic field. Classification of minerals by magnetic properties</b>                  |     |
| 19.1.                | The essence of the magnetic method of enrichment .....                                                      | 131 |
| 19.2.                | Magnetic field and its properties .....                                                                     | 131 |
| 19.3.                | Classification of minerals by magnetic susceptibility .....                                                 | 135 |
| <b>Chapter XX</b>    | <b>Types of magnetic separators. Their structure and principle of operation</b>                             |     |
| 20.1.                | Separators for highly magnetic ores .....                                                                   | 137 |
| 20.2.                | Separators for weakly magnetic ores .....                                                                   | 140 |
| <b>Chapter XXI</b>   | <b>Electron Enrichment. The basics of enrichment by the electric method. Types of electrical separators</b> |     |
| 21.1.                | Ways to get a charge .....                                                                                  | 145 |
| 21.2.                | The processes of pyroelectric, piezoelectric and dielectric separation .....                                | 146 |
| 21.3.                | Classification of electrical separators.....                                                                | 154 |

|                      |                                                                                                                                  |     |
|----------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| <b>Chapter XXII</b>  | <b>Condensation</b>                                                                                                              |     |
| 22.1.                | Purpose of dehydration operations .....                                                                                          | 160 |
| 22.2.                | Drainage and centrifugation .....                                                                                                | 161 |
| 22.3.                | Thickening .....                                                                                                                 | 165 |
| <b>Chapter XXIII</b> | <b>Filtering Process. Theoretical foundations of the filtering process. Types and principle of operation of filter equipment</b> |     |
| 23.1.                | Filtering .....                                                                                                                  | 168 |
| 23.2.                | Drum vacuum filter .....                                                                                                         | 169 |
| 23.3.                | Vacuum disc filter .....                                                                                                         | 171 |
| <b>Chapter XXIV</b>  | <b>The drying process. Types and performance of drying equipment</b>                                                             |     |
| 24.1.                | Drying .....                                                                                                                     | 174 |
| 24.2.                | Drum dryer .....                                                                                                                 | 174 |
| 24.3.                | Fluidized bed furnace .....                                                                                                      | 176 |
| <b>Chapter XXV</b>   | <b>Drainage. Theoretical basis of dust removal</b>                                                                               |     |
| 25.1.                | Dust removal methods .....                                                                                                       | 178 |
| 25.2.                | Centrifugal dust collector .....                                                                                                 | 179 |
| <b>Chapter XXVI</b>  | <b>Used de-dusting devices. Light filters, cyclone battery</b>                                                                   |     |
| 26.1.                | Dust precipitation chambers .....                                                                                                | 184 |
| 26.2.                | Inertia louver dust collectors .....                                                                                             | 186 |
| 26.3.                | Cyclo.....                                                                                                                       | 188 |
| <b>Chapter XXVII</b> | <b>Purification of spring waters</b>                                                                                             |     |
| 27.1.                | The content of harmful impurities in the wastewater of the processing plant .....                                                | 193 |
|                      | Glossary .....                                                                                                                   | 200 |
|                      | Literature. ....                                                                                                                 | 203 |



**АМИНЖАНОВА С.И.**

# **ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

**Ташкент – «Fan va texnologiya» – 2019**

|                          |                 |
|--------------------------|-----------------|
| Редактор:                | Ш.Кушербаева    |
| Тех. редактор:           | А.Мойдинов      |
| Художник:                | А.Шушунов       |
| Корректор:               | Ш.Миркасимова   |
| Компьютерная<br>вёрстка: | Н.Рахматуллаева |

**E-mail: [tipografiyacent@mail.ru](mailto:tipografiyacent@mail.ru) Тел: 71-245-57-63, 71-245-61-61.  
Изд.лиц. АIN№149, 14.08.09. Разрешено в печать 12.10.2019.  
Формат 60x84 <sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Гарнитура «Times New Roman».  
Офсетная печать. Усл. печ.л. 12,75. Изд. печ.л. 13,5.  
Тираж 300. Заказ № 180.**

**Отпечатано в типографии  
«Fan va texnologiyalar Markazining bosmaxonasi».  
100066, г. Ташкент, ул. Алмазар, 171.**

**FUN VO**  
**TEKNOLOGI**

ISBN 978-9943-5961-6-0



9 789943 596160