

**РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН  
НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ  
КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



**УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС**

**ПО КУРСУ:**

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ  
РУД**

**НАВОЙ-2020**

Учебно методический комплекс составлен в соответствии с типовой программой предмета.

Составители:

Донияров Н.А. - декан Химико-металлургического факультета  
Навоийского государственного горного института

Намазов С.З. - ассистент кафедры “Металлургия” Навоийского  
государственного горного института

## СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	4
Курс лекции .....	5
Методические указания для выполнения практических занятий .....	506
Темы самостоятельных работ .....	675
Глоссарий .....	677
Раздаточные материалы .....	688
Тестовые материалы .....	697

## ВВЕДЕНИЕ

Развитие мировой экономики постоянно сопровождается ростом потребления топливно-энергетических и других видов минеральных ресурсов. Потребление цветных и легирующих металлов увеличилось за последние 100 лет в 3–5 раз. В XXI в. будет продолжаться интенсивный рост потребления практически всех видов минерального сырья. Прогнозируется, что в ближайшие 50 лет объем горно-добычных работ увеличится более чем в 5 раз.

В то же время качество перерабатываемых руд и содержание в них металлов непрерывно снижается. За последние 20 лет содержание цветных металлов в рудах уменьшилось в 1,3–1,5 раза, доля труднообогатимых руд возросла до 40 % от общей массы сырья, поступающего на обогащение. В переработку вовлекаются руды, характеризующиеся низким содержанием ценных компонентов, тонкой вкрапленностью и близкими технологическими свойствами минералов. Поэтому в отличие от прошлых лет, когда некоторые руды с высоким содержанием свинца, меди или олова направлялись непосредственно на металлургическую плавку, руды цветных и редких металлов, добываемые в последние годы, непригодны для непосредственного получения из них металла, и переработка их экономически невыгодна без предварительного обогащения.

В настоящее время имеются новые теории и технологии извлечения ценных компонентов из руд, разработаны и опробированы на производстве более совершенные аппараты и оборудование.

В конспекте лекций дана характеристика сырьевой базы цветной металлургии, рассмотрены особенности вещественного состава руд цветных металлов, описаны технологические схемы и режимы, раскрыты вопросы подготовки руд к обогащению начиная с ранних стадий горного производства, указаны оптимальные условия предконцентрации руд, обеспечивающие повышение комплексности использования сырья в процессе горного производства и при обогащении. Кроме того, в конспекте изложены принципы организации производства и перспективы развития техники и технологии обогащения руд цветных металлов.

В конце каждой лекции приведены вопросы и задания для самопроверки. В заключение дан список рекомендуемой литературы, изучение которой позволит более глубоко освоить материал данного курса.

Конспект лекций предназначен для студентов, обучающихся по специальности 5511600 «Горное дело (Обогащение полезных ископаемых)», может быть полезен инженерно-техническим работникам горно-металлургических предприятий.

## Лекция №1.

**Тема: Введение. Значение обогащения полезных ископаемых в народном хозяйстве**

### План:

1. Основные термины предмета и их значение.
2. Общие сведения о рудах и минералах цветных и редких металлов.

Подразделения и группировка руд.

3. Характеристика Месторождений. Концентраты, промпродукты, хвосты.

4. Значение и роль обогатительных фабрик при использовании полезных ископаемых.

5. Обогащение, его цели и задачи.

**Ключевые слова:** руда, минерал, монометаллическая руда, полиметаллическая, полезный компонент, ценный компонент, концентрат, промпродукт, хвосты, пустая порода, окисленные руды, самородные, тонковкрапленные, сульфидные, обогащение полезных ископаемых, обогатительная фабрика, значение (социальное, экономическое).

### Основные термины предмета и их значение

«Основными направлениями экономического и социального развития Республики Узбекистан на современный период, предусматривается дальнейшее совершенствование технологии добычи и переработки руд и концентратов, повышение комплексности использования минерального сырья, ускорение внедрения эффективных технологических процессов, улучшение качества и ассортимента выпускаемой продукции.

Развитие экономической стабильности страны является развитие современных технологий и техники различных отраслей промышленности, в том числе обогащения полезных ископаемых.

Источником получения металлов, многих видов сырья, топлива, а так же строительных материалов являются полезные ископаемые.

**Полезные ископаемые** в зависимости от характера и назначения ценных компонентов принято подразделять на: **рудные, нерудные и горючие.**

**Рудами** называют полезные ископаемые, которые содержат ценные компоненты в количестве, достаточном для того, чтобы их извлечение при современном состоянии технологии и техники было экономически выгодным. Руды делятся на металлические и неметаллические.

**К металлическим** относятся руды, являющиеся сырьем для получения черных, цветных, редких, драгоценных и других металлов.

**К неметаллическим** – асбестовые, баритовые, апатитовые, фосфоритовые, графитовые, тальковые и другие.

**К нерудным** относится сырье для производства строительных материалов (песок, глина, гравий, строительный камень, цементное сырье и другие).

**К горючим** относятся ископаемое твердое топливо, нефть и природный горючий газ.

**Ценными компонентами** называются отдельные химические элементы или минералы, входящие в состав полезного ископаемого и представляющие интерес для их дальнейшего использования.

**Полезными примесями** называют отдельные химические элементы или их природные соединения, которые входят в состав полезного ископаемого в небольших количествах и могут быть выделены и использованы совместно с основным ценным компонентом, улучшая его качество. *Например: полезными примесями в железных рудах являются хром, вольфрам, ванадий, марганец и другие.*

**Сопутствующими компонентами** называются ценные химические элементы и отдельные минералы, содержащиеся в полезных ископаемых в сравнительно небольших количествах, выделяемые при обогащении попутно в самостоятельный или комплексный продукт совместно с основным ценным компонентом, и извлекаемые из него в дальнейшем в процессе металлургической плавки или химической переработки. *Например: в некоторых рудах цветных металлов сопутствующими являются золото, серебро, молибден и другие.*

**Вредными примесями** называют отдельные примеси и элементы, или природные химические соединения, содержащиеся в полезных ископаемых и оказывающие отрицательное влияние в полезных ископаемых на качество извлекаемых ценных компонентов.

## **Общие сведения о рудах и минералах цветных и редких металлов**

**По составу руды бывают простые** (полезный компонент представлен одним минералом) и **сложные** (полезный компонент представлен различными по свойствам минералами).

Руды, содержащие один ценный компонент, называются **монометаллическими**, руды, содержащие два или несколько ценных компонента, соответственно **биметаллическими** и **полиметаллическими**.

Минералы, не содержащие ценных компонентов, называют **пустой породой**. При обогащении они удаляются в отходы (хвосты) совместно с вредными примесями.

В результате обогащения основные составные компоненты полезного ископаемого могут выделяться в виде самостоятельных продуктов: **концентратов** (одного или нескольких) и хвостов. Кроме того, в процессе обогащения из полезного ископаемого могут выделяться так же промежуточные продукты.

Источниками добычи цветных и редких металлов являются месторождения руд или полезных ископаемых, содержащие один или несколько ценных металлов (компонентов), представленных соответствующими минералами в сочетании с вмещающей породой. В очень редких случаях в земной коре встречаются самородные элементы (медь, золото,

серебро) в виде зерен, имеющих кристаллическое или аморфное строение. Содержание золота и серебра в руде очень низкое, всего несколько граммов на 1 т руды. На 1 г золота в земной коре приходится около 2 т породы.

**Руда** - это такая порода, из которой на данном этапе развития техники экономически выгодно извлекать ценные компоненты. Руда состоит из отдельных минералов; те из них, которые надо извлечь, называют ценными (полезными), а те, которые в данном случае не используются, являются минералами вмещающей (пустой) породы.

Однако понятие «*пустая порода*» условно. По мере развития техники обогащения и способов последующей переработки получаемых при обогащении продуктов минералы пустой породы, содержащиеся в руде, становятся полезными. Так, в апатитнефелиновой руде нефелин долгое время являлся минералом пустой породы, но после того как была разработана технология получения глинозема из нефелиновых концентратов, он стал полезным компонентом.

По минеральному составу руды подразделяются на ***самородные, сульфидные, окисленные и смешанные.***

Руды также разделяются на *монометаллические* и *полиметаллические*.

Монометаллические руды содержат только один ценный металл. Полиметаллические - два и более, например, *Си, РЬ, Zn, Fe* и др. В природе полиметаллические руды встречаются значительно чаще, чем монометаллические. В большинстве руд содержится несколько металлов, но не все они имеют промышленное значение. В связи с развитием техники обогащения становится возможным извлекать и те металлы, содержание которых в руде мало, но их попутное извлечение экономически целесообразно.

По содержанию металла руды бывают *богатые, бедные* и *забалансовые* (очень бедные, непромышленные). Для разных руд эти понятия различны. При одинаковом содержании металла, например 0,2...0,3 % молибденовую руду считают богатой, а цинковую и свинцовую - бедной.

Различают также руды *вкрапленные* и *сплошные*. Во вкрапленных рудах зерна ценных минералов распределены в массе вмещающей породы. Сплошные руды (колчеданные) состоят на 50...100 % из сульфидов, главным образом пирита (серного колчедана) и небольшого количества минералов вмещающей породы.

По размеру вкрапленности зерен полезных минералов руды бывают крупновкрапленные (> 2 мм), мелковкрапленные (0,2-2 мм), тонковкрапленные (< 0,2 мм) и весьма тонковкрапленные (< 0,02 мм). Последние являются труднообогатимыми рудами.

Месторождения промышленных руд по характеру происхождения бывают *коренными* и *россыпными*. Коренные месторождения залегают в месте первоначального образования. Ценные минералы и минералы вмещающей породы в этих рудах находятся в тесной ассоциации между собой.

Россыпями называют вторичные месторождения, образовавшиеся в результате разрушения первичных коренных месторождений и вторичного отложения материала из первичных руд. В россыпных месторождениях

присутствуют несulfидные, труднорастворимые минералы в виде зерен округлой формы (скатанных). Сrostки отсутствуют, что облегчает и удешевляет процесс обогащения россыпей.

В земной коре содержится около 4 тысяч различных минералов, которые представляют собой более или менее устойчивые природные химические соединения. Одни из них, такие как кварц, полевые шпаты, алюмосиликаты, пирит составляют основную массу земной коры, другие, например, минералы Cu, Pb, Zn, Mo, Be, Sn находятся в больших количествах только в определенных участках - рудных телах, третьи, такие как германит (минерал германия), гринокит (минерал кадмия) встречаются еще реже, сопутствуя различным минералам в рудах.

Минералы, содержащиеся в рудах цветных и редких металлов, подразделяют на sulfидные и несulfидные. Последние, в свою очередь, делятся на оксиды, силикаты, алюмосиликаты, фосфаты, карбонаты и др.

К sulfидным относятся минералы, представляющие собой соединения металлов с серой. Например, халькопирит  $CuFeS_2$  является основным минералом меди, сфалерит  $ZnS$  - цинка, молибденит  $MoS_2$  - молибдена.

К оксидам относится значительная часть цветных и редкометалльных минералов, например, куприт  $Cu_2O$ , ильменит  $FeTiO_3$ , рутил  $TiO_2$ , касситерит  $SnO_2$ .

Силикаты представляют собой самую большую группу минералов, залегающих в земной коре. В верхней мантии земли они составляют до 92 %. К силикатам относится основная масса минералов вмещающей (пустой) породы (непригодной для промышленного потребления), а также минералы лития, бериллия, циркона и др. Среди силикатов наиболее распространен кварц  $SiO_2$ ; его можно извлекать в самостоятельный продукт и использовать в производстве стекла, хрусталя, в строительной промышленности.

К алюмосиликатам относятся сподумен  $LiAlSi_2O_6$  и берилл  $Be_3Al_6O_{18}$ , являющиеся основными минералами в производства лития и бериллия, а также шпаты, - альбит  $NaAlSi_3O_8$  и микроклин  $KAlSi_3O_8$ , - основные минералы вмещающей породы (в среднем 60 %).

К карбонатам относятся минералы, содержащие углекислоту: кальцит  $CaCO_3$  (минерал вмещающей породы), церуссит  $PbCO_3$ .

### **Характеристика Месторождений. Концентраты, промпродукты, хвосты**

Месторождения промышленных руд по характеру происхождения бывают коренными и россыпными. Коренными называют руды, залегающие в месте первоначального образования и расположенные внутри общего массива горных пород. Эти руды после добычи из шахты или из открытого рудника требуют предварительно перед обогащением дробления и измельчения. Ценные минералы и минералы пустой породы в таких рудах находятся в тесной ассоциации между собой.

Россыпями называют вторичные месторождения, образовавшиеся в

результате разрушения руд первичных коренных месторождений и вторичного отложения материала из первичных руд. В россыпях минералы претерпели очень сильные изменения по химическому составу и физическим свойствам. Все минералы и крупные куски руды подверглись разрушению водными потоками, выветриванию, изменениям температуры, воздействию химических соединений и т. п.

Речными водными потоками или волнами моря и океана куски руды и минералы обычно переносятся на большие расстояния. Перекатываясь, они принимают округлую форму. Сульфиды при этом разрушаются и в месторождениях полностью отсутствуют, а несulfидные труднорастворимые минералы освобождаются от сростков с минералами пустой породы (песок, галечник). Поэтому руды россыпных месторождений не подвергают дроблению и измельчению, и процессы обогащения их значительно проще и дешевле.

С помощью обогащения удаляют вредные примеси из концентратов, поступающих на металлургический завод, затрудняющие процессы плавки и ухудшающие качество получаемых металлов. Удаление вредных примесей позволяет значительно улучшить технико-экономические показатели металлургических процессов. Например, вредной примесью в свинцовом концентрате является цинк. Повышение содержания его в свинцовом концентрате с 10 до 20% увеличивает потери свинца при плавке почти в 2 раза. В процессе обогащения руды получают концентраты (один или несколько), отвальные хвосты и промежуточные продукты.

**Концентраты** – продукты, в которых сосредоточено основное количество того или иного ценного компонента. Концентраты, по сравнению с обогащаемой рудой характеризуются значительно более высоким содержанием полезных компонентов и более низким содержанием пустой породы и вредных примесей.

**Промпродукты** – продукты, получаемые при обогащении полезных ископаемых и представляющие собой смесь зерен, содержащих полезные компоненты, с зернами пустой породы. Промпродукты характеризуются более низким по сравнению с концентратами и более высоким по сравнению с хвостами содержанием полезных компонентов.

**Хвосты** – продукты, в которых сосредоточено основное количество пустой породы, вредных примесей и небольшое (остаточное) количество полезного компонента.

**Обогащением полезных ископаемых называют** совокупность процессов первичной обработки минерального сырья из недр, в результате которых происходит отделение полезных компонентов (минералов) от пустой породы.

Концентраты и хвосты являются окончательными продуктами, а промежуточные продукты — оборотными. Качество концентратов, выдаваемых обогатительными фабриками, должно отвечать требованиям, определяемым ГОСТами или техническими условиями. Эти требования зависят от назначения концентратов и условий их дальнейшей переработки. В ГОСТах указано наименьшее допустимое содержание полезного компонента и наибольшее

допустимое содержание вредных примесей для концентратов различных сортов.

Результаты обогащения оцениваются несколькими показателями и прежде всего полнотой извлечения ценных компонентов и качеством получаемых концентратов.

Извлечением называется отношение количества полезного компонента, переведенного в концентрат, к его количеству в руде, выраженное в процентах. Извлечение характеризует полноту перевода полезного компонента из руды в концентрат и является одним из важнейших технологических показателей работы обогатительной фабрики.

Выходом называется отношение массы какого-либо продукта обогащения к массе переработанной руды, выраженной в процентах.

Содержание полезного компонента в концентрате характеризует его качество. Отношение содержания полезного компонента концентрате к содержанию его в руде называется степенью обогащения и обозначается  $K$ . Чем выше степень обогащения и извлечение металлов, тем эффективнее процесс обогащения и работа фабрики.

### **Значение и роль обогатительных фабрик при использовании полезных ископаемых**

Из руд цветных и редких металлов, обычно содержащих очень небольшой процент полезного минерала, выплавлять металл без предварительного обогащения экономически невыгодно, а часто и практически невозможно. Поэтому более 95% добываемых руд подвергаются обогащению.

Обогащением руд называется совокупность процессов первичной обработки минерального сырья, имеющих целью отделение всех полезных минералов (а при необходимости и их взаимное разделение) от пустой породы. В результате обогащения получают один или несколько богатых концентратов и отвальные хвосты. Концентрат содержит в десятки, иногда и в сотни раз больше полезного минерала по сравнению рудой. Он пригоден для металлургической переработки или может служить сырьем для других отраслей промышленности. Отвальные хвосты содержат главным образом минералы пустой породы, которые при данных технико-экономических условиях извлекать нецелесообразно или же в этих минералах нет потребности.

Необходимость процессов обогащения полезных ископаемых подтверждается зависимостью технико-экономических показателей металлургической переработки от содержания металла в сырье, поступающем в плавку.

Еще больший экономический эффект получается при обогащении бедных руд, содержащих редкие и другие дорогостоящие металлы (молибден, олово, тантал, ниобий и др.).

Значение обогащения полезных ископаемых обуславливается тем, что: во первых – во многих случаях лишь после него становятся возможными многие технологические процессы (металлургические, химические и другие);

во вторых – переработка обогащаемого продукта осуществляется с большим экономическим эффектом, чем природного: уменьшается объем перерабатываемого материала, улучшается качество готовой продукции, сокращаются потери ценного компонента с отходами производства и расходы на транспортирование сырья, повышается производительность труда, снижаются расходы топлива, электроэнергии и т. д.

Технология обогащения полезных ископаемых состоит из ряда последовательных операций, осуществляемых на обогатительных фабриках.

**Обогатительными фабриками** называют промышленные предприятия, на которых методами обогащения обрабатывают полезные ископаемые и выделяют из них один или несколько товарных продуктов с повышенным содержанием ценных компонентов и пониженным содержанием вредных примесей. Современная обогатительная фабрика – это высокомеханизированное предприятие со сложной технологической схемой переработки полезного ископаемого.

**Технологическая схема** включает сведения о последовательности технологических операций по переработки полезных ископаемых на обогатительной фабрике.

### **Обогащение, его цели и задачи**

Добыча руд и производство цветных и редких металлов с каждым годом возрастают. В то же время качество перерабатываемых руд и содержание в них металлов непрерывно снижаются. Поэтому в отличие от прошлых лет, когда некоторые руды с высоким содержанием свинца, меди или олова направлялись непосредственно на металлургическую плавку, руды цветных и редких металлов, добываемые в настоящее время, непригодны для непосредственного получения из них металла, и переработка их экономически невыгодна без предварительного обогащения.

Объектом для процессов обогащения являются, как правило, твердые полезные ископаемые, добываемые из недр или с поверхности земли. В результате обогащения происходит:

концентрация ценного компонента в десятки, сотни раз;

удаление вредных примесей из концентратов, что облегчает металлургический или другой последующий передел

сокращение затрат на перевозки потребителю (за счет уменьшения общей массы продукта);

увеличение производительности последующего передела, уменьшение расхода топлива и электроэнергии, снижение потерь ценного компонента с отходами производства, повышение извлечения.

Целесообразность обогащения перед металлургическим переделом показана в [табл. 2](#).

Таблица 2. Показатели выплавки свинца в зависимости от содержания свинца в сырье

Содержание свинца в концентрате	Относительная производительность завода, %	Расход кокса на 1 т свинца, т	Потери свинца, %	Извлечение свинца, %
50	100	1,0	4,0	96,0
30	53	2,6	8,8	91,2
10	17	11,4	31,0	69,0

То же самое происходит и при выплавке медного, цинкового, оловянного концентратов. Кроме того, руды, как правило, полиметаллические и для осуществления плавки необходимо разделить концентраты на стадии обогащения, так как если в свинцовом концентрате содержится много цинка, то извлечь его обычным металлургическим методом нельзя.

Совокупность полезных ископаемых, заключенных в недра, составляет понятие «минеральные ресурсы», которые являются основой для развития таких важнейших отраслей промышленности, как энергетика, черная и цветная металлургия, химическая промышленность, производство строительных материалов. Ежегодно в мире добывается до 20 т горной массы на человека. За последние 20 лет из недр Земли извлечено минерального сырья столько же, сколько за всю предыдущую историю человечества.

Развитие мировой экономики постоянно сопровождается ростом потребления топливно-энергетических и других видов минерального сырья. Потребление цветных и легирующих металлов увеличилось за последние 100 лет в 3–5 раз. В XXI в. будет продолжаться интенсивный рост потребления практически всех видов минерального сырья. Только в предстоящие 50 лет потребление нефти увеличится в 2,0–2,2 раза, природного газа – в 3,0–3,2, железной руды – в 1,4–1,6, первичного алюминия – в 1,5–2,0, меди – в 1,5–1,7, никеля – в 2,6–2,8, цинка – в 1,2–1,4, других видов минерального сырья – в 2,2–3,5 раза. В связи с этим в ближайшие 50 лет объем горно-добычных работ возрастет более чем в 5 раз.

### **Контрольные вопросы:**

1. На какие группы подразделяются полезные ископаемые?
2. Что такое руда и какие руды относят к металлическим, неметаллическим, нерудным, горючим?
3. Что называют ценными компонентами, полезными примесями, сопутствующими компонентами, вредными примесями?
4. Основное значение обогащения полезных ископаемых и обогатительных фабрик.
5. На какие составляющие делятся руды?
6. Простые и сложные руды.
7. Что называют концентратом, промпродуктами и хвостами?
8. Что такое обогащение полезных ископаемых?
9. Как характеризуются месторождения?
10. Каковы основные показатели экономической выгоды обогащения полезных ископаемых?
11. Назовите факторы, свидетельствующие о глубоком кризисе в

минерально-сырьевой отрасли.

12. Перечислите факторы, указывающие на целесообразность обогащения полезных ископаемых.

13. Какие основные виды сырья добываются в Узбекистане?

14. Сформулируйте понятие «минеральные ресурсы».

15. Назовите цифры, подтверждающие рост потребления минерального сырья в настоящее время.

## Лекция №2.

### Тема: Классификация методов и процессов обогащения

#### План:

1. Подготовительные процессы.
2. Основные обогатительные процессы
3. Вспомогательные процессы

**Ключевые слова:** основные процессы, грохочение; дробление; измельчение; классификация, гравитационные процессы обогащения; флотационные методы; магнитные методы обогащения; электрическое обогащение, вспомогательные процессы.

Подготовительные процессы имеют целью подготовить руду к обогащению. Подготовка включает прежде всего операции уменьшения размеров кусков руды — дробление и измельчение и связанную с ними классификацию руды на грохотах, в классификаторах и гидроциклонах. Конечная крупность измельчения определяется крупностью вкрапленности минералов, так как при измельчении необходимо максимально раскрыть зерна ценных минералов.

К собственно обогатительным процессам относятся процессы разделения руды и других продуктов по физическим и физико-химическим свойствам минералов, входящих в их состав. К этим процессам относятся гравитационное обогащение, флотация, магнитная и электрическая сепарация и др.

Большинство процессов обогащения проводится в воде и получаемые продукты содержат большое количество ее. Поэтому возникает необходимость во вспомогательных процессах. К ним относится обезвоживание продуктов обогащения, включающее сгущение, фильтрование и сушку.

Таким образом, обогащение полезных ископаемых можно разделить на **подготовительные, основные и вспомогательные** процессы (методы) обогащения.

К подготовительным процессам обогащения относятся:

1. грохочение;
2. дробление;
3. измельчение;
4. классификация.

К основным методам обогащения относятся:

1. гравитационные процессы обогащения;
2. флотационные методы;
3. магнитные методы обогащения;
4. электрическое обогащение.
5. специальные методы обогащения

К специальным методам обогащения относят:

1. ручную и механизированную рудоразработку и промывку.

*Избирательное дробление и декрипитацию;*

*2.обогащение по трению, форме и упругости;*

*3.радиометрические методы обогащения;*

*4. химические методы обогащения.*

К вспомогательным методам относят:

*1. обезвоживание продуктов обогащения*

**Грохочением** называют процесс разделения кусковых и зернистых материалов на продукты различной крупности, называемые классами, с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями (колосниковые решетки, листовые и проволочные решета).

В результате грохочения исходный материал разделяется на надрешетный (верхний) продукт, зерна (куски) которого больше размера отверстий просеивающей поверхности, и подрешетный (нижний продукт), зерна (куски) которого меньше размера отверстий просеивающей поверхности.

**Дробление и измельчение** – процесс разрушения полезных ископаемых под действием внешних сил до заданной крупности, требуемого гранулометрического состава или необходимой степени раскрытия материалов. При дроблении и измельчении нельзя допускать переизмельчения материалов, так как это ухудшает процесс обогащения полезного ископаемого.

**Классификация** – процесс разделения смеси минеральных зерен на классы различной крупности по скоростям их осаждения в водной или воздушной средах. Классификация осуществляется в специальных аппаратах, называемых классификаторами, если разделение происходит в водной среде (гидроклассификация), и воздушными сепараторами, если разделение происходит в воздушной среде.

**Гравитационными процессами** обогащения называют процессы обогащения, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся плотностью, размером или формой, обусловлено различием в характере и скорости их движения в среде под действием силы тяжести и сил сопротивления.

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

**Флотационные методы обогащения** – процесс разделения тонкоизмельченных полезных ископаемых, осуществляемый в водной среде и основанный на различии их способности, естественной или искусственно создаваемой, смачиваться водой, что определяет избирательное прилипание частиц минералов к поверхности раздела двух фаз. Большую роль при флотации играют флотационные реагенты – вещества, позволяющие процессу идти без особых осложнений и ускоряющие сам процесс флотации, а так же выход концентрата.

**Магнитные методы обогащения** полезных ископаемых основаны на различии магнитных свойств разделяемых минералов. Разделение по

магнитным свойствам осуществляется в магнитных полях.

При магнитном обогащении используются только неоднородные магнитные поля. Такие поля создаются соответствующей формой и расположением полюсов магнитной системы сепаратора. Таким образом магнитное обогащение осуществляется в специальных магнитных сепараторах.

**Электрическим обогащением** называется процесс разделения минералов в электрическом поле, основанный на различии их электрических свойств. Этими свойствами являются электропроводность, диэлектрическая проницаемость, трибоэлектрический эффект.

**Ручная рудоразработка и породовыборка** как способ обогащения основаны на использовании различия во внешних признаках разделяемых минералов – цвете, блеске, форме зерен. Из общей массы полезного ископаемого отбирают обычно тот материал, которого содержится меньше. В том случае, когда из полезного ископаемого отбирается ценный компонент, операция называется рудоразработкой, когда пустая порода – породовыработкой.

**Декрипитация** основана на способности отдельных минералов растрескиваться (разрушаться) при их нагревании и последующем быстром охлаждении.

**Обогащение по трению, форме и упругости** основано на использовании различий в скоростях движения разделяемых частиц по плоскости под действием сил тяжести. Основным параметром движения частиц по наклонной плоскости, является коэффициент трения, зависящий в основном от характера поверхности самих частиц и их формы.

**Радиометрические методы обогащения** основаны на различной способности минералов, испускать, отражать, или поглощать различные виды излучения.

**К химическим методам обогащения** относят процессы, связанные с химическими превращениями минералов (или только их поверхности) в другие химические соединения, в результате чего изменяются их свойства, или с переводом минералов из одного состояния в другое.

Химическое и бактериальное обогащение, основанное на способности минералов, например сульфидов, окисляться и растворяться в сильно кислых растворах. При этом металлы переходят в раствор, из которого извлекаются различными химико-металлургическими методами. Присутствие в растворах некоторых типов бактерий, например тионовых, значительно интенсифицирует процесс растворения минералов.

В технологических схемах обогащения сложных комплексных руд часто используют одновременно два или три различных метода обогащения, например: гравитационный и флотационный, гравитационный и магнитный и т. п. Применяются также комбинированные методы обогащения в сочетании с гидрометаллургическими.

Для успешного применения того или иного метода обогащения необходимо наличие у минералов достаточного различия тех свойств, которые

используются в данном методе.

## **Основные направления оптимизации процессов дробления и измельчения**

Рудоподготовка должна соответствовать, с одной стороны, условиям флотационного или гравитационного процесса, а с другой – минералогическому составу и физико-механическим свойствам руды. Во всех случаях способы подготовки руды должны быть экономичными и менее энергоемкими, так как затраты средств только на дробление и измельчение руды составляют 60 % общих капитальных вложений и до 50 % эксплуатационных расходов обогатительных фабрик.

Анализ состояния техники и технологии рудоподготовки, выполненный в институте «Механобр», показал, что совершенствование этого раздела следует проводить в направлении:

оптимизации схем и режимов действующих переделов рудоподготовки с целью использования имеющихся ресурсов;

повышения эксплуатационной надежности и износостойкости оборудования и материалов (дробилок, грохотов, мельниц, гидроциклонов, насосов, измельчающих тел и т.п.);

реконструкции переделов рудоподготовки путем организации замкнутых циклов дробления, а также путем замены устаревшего оборудования современным высокопроизводительным;

разработки и внедрения систем автоматического контроля и регулирования процессов дробления, измельчения и классификации;

внедрения ударных дробилок для дезинтеграции сырья средней и пониженной крепости;

разработки оборудования для доизмельчения промпродуктов – с целью раскрытия сростков, в том числе при тонком и сверхтонком измельчении;

разработки и внедрения как усреднения, так и предварительного обогащения руд в тяжелых суспензиях отсадкой и автоматической рудоподготовкой.

Выбор схемы дробления зависит от принятой схемы последующего измельчения и производится с учетом физических свойств и особенностей исходной руды (крепости, трещиноватости, наличия готового по крупности продукта, влажности, глинистости), возможности предварительной концентрации руды в процессе рудоподготовки. Схема дробления руды представляет собой стадийный процесс сокращения ее крупности от начального до конечного размера, оптимального для последующего измельчения или предварительного обогащения (например, в тяжелых суспензиях).

Максимальная крупность кусков конечного дробленого продукта, поступающего на измельчение, не должна превышать:

для мельниц рудного само- и полусамои измельчения 300–350 мм;

для стержневых мельниц – 15–20 мм;

для шаровых – 10–13 мм.

При использовании стержневых и шаровых мельниц и открытого цикла в последней стадии дробления она может быть повышена при переработке трещиноватых, легкоразрушающихся в начальной стадии измельчения, а также глинистых сильно каолинизированных и влажных руд. Конечные продукты дробления необходимой крупности получают при работе обычных конусных дробилок (КМД) в замкнутом цикле с грохотами или в открытом цикле при условии применения в дробилках КМД футеровок специальной конструкции (продукт –20 мм) и инерционных дробилок (продукт –10–12 мм).

В зависимости от способа добычи руды и процесса (способа) рудоподготовки – рудного самоизмельчения или измельчения мелкодробленной руды стальной средой, а также производительности фабрики схема может иметь одну, две или три стадии дробления.

### Совершенствование схем дробления

Экономический анализ переделов рудоподготовки показывает, что дробление в 3 раза экономичнее измельчения. Поэтому вполне закономерна тенденция, наблюдающаяся в мировой практике в настоящее время, – перенести центр тяжести рудоподготовки на операцию дробления с тем, чтобы направлять на измельчение возможно более мелкий дробленый продукт. По данным В.К. Захваткина, наивыгоднейшая в экономическом отношении крупность продукта сухого дробления для измельчения его в шаровых мельницах зависит от производительности фабрики и колеблется в пределах:

Производительность, т/сут	500	2 500	10 000	40 000
Крупность, мм	10–15	6–12	5–10	4–8

При использовании стержневых и шаровых мельниц и открытого цикла в последней стадии дробления они могут быть повышены при переработке трещиноватых, мелко разрушающихся в начальной стадии измельчения, а также глинистых сильно каолинизированных и влажных руд.

Крупность дробленной руды, поступающей на измельчение, за последние годы несколько снизилась, однако на ряде фабрик остается еще высокой. Так, до 30 % всего объема перерабатываемых руд дробится еще до 35 (30) мм и выше, 50 % – до 25 (20) мм и только 20 % – мельче 20 мм. Это в значительной степени обусловлено тем, что на многих фабриках схемы дробления предусматривают открытый цикл в последней стадии.

Для переноса дезинтеграции руд на более ранние стадии, сокращения крупности руды в период 1981–1986 гг. были проведены промышленные испытания интенсифицированной взрывной отбойки на Кальмакырском карьере АГМК, в карьерах Мрджабулакской золотоизвлекательной фабрики (производственное объединение «Узбекзолото») и комбинате «Печенганикель».

Испытания показали, что увеличение расхода взрывчатых веществ (на 18–40 %) уменьшает крупность взорванной руды, повышает

производительность дробилок крупного дробления и среднего на 14–18 %, способствует снижению крупности дробленого продукта и повышению производительности измельчительного отделения. При этом происходит увеличение общей энергетической эффективности операций и селективности раскрытия минералов. Однако внедрение в постоянную эксплуатацию интенсивной взрывной отбойки в карьерах горно-обогатительных комбинатов сдерживается необходимостью увеличения лимитов на расход взрывчатых веществ.

Проблему получения мелкого куска в цикле дробления решают главным образом в трех направлениях:

совершенствуют технологические схемы дробления и грохочения;

применяют устройства для более эффективной работы дробилок и грохотов;

создают принципиально новые конструкции дробильного оборудования.

В большинстве случаев для дробления применяются двух- или трехстадиальные схемы. Однако для некоторых типов руд, обладающих высокой прочностью, этого недостаточно, и их дробят в четыре стадии. Положительный опыт четырехстадиального дробления накоплен на обогатительных фабриках ДГМК и Сорского молибденового комбината.

Комплексные руды ДГМК обладают повышенной прочностью. По шкале Протодьяконова коэффициент их прочности равен 17–18 (по Бонду 16–18). К особенностям этих руд относится высокая сопротивляемость разрушению. При мелком дроблении отношение размера куска максимальной крупности к размеру разгрузочной щели составляет 5,5–6,0, тогда как для руд выше средней прочности оно не больше 4,5.

По первоначальному проекту института «Механобр» руду намечалось дробить в три стадии в дробилках ККД-900, КСД-2200 и КМД-2200 соответственно. После III стадии предполагалось получить продукт крупностью –20 мм и выделить из него фракцию флотационной крупности –0,2 мм с целью предупреждения ошламования руды при измельчении.

В ходе освоения построенного дробленого отделения оказалось, что при работе III стадии в открытом цикле удается получить продукт крупностью только –35 мм, хотя разгрузочную щель дробилки КМД-2200 поддерживали в пределах 5,5–6,0 мм.

Содержание класса +20 мм в дробленом продукте составляло 26 %. Поступление в цикл измельчения руды, повышенной против проектной крупности, вызвало необходимость замены стержневых мельниц 2 700x3 600 мм на мельницы 3 200x3 400 мм. Несмотря на это, работа отделения измельчения была неустойчивой.

В связи с этим было рекомендовано ввести IV стадию дробления путем дополнительной установки дробилки КМД-2200 в замкнутом цикле с грохотом. Оптимальные размеры щели следующие: 130 мм – на дробилке крупного дробления, 32–34 мм – на дробилке среднего дробления; 6,0–6,5 мм – на дробилке III стадии и 5 мм – на дробилке IV стадии.

Снижение крупности исходного питания мельниц с 35 до 18 мм при одной и той же крупности измельчения на I и II стадиях позволило повысить

производительность технологической линии на 21 %.

При введении IV стадии расход электроэнергии на дробление 1 т руды возрос с 2,3 до 2,7 кВт/ч, а на измельчение снизился с 19,7 до 17 кВт ·ч/т.

Суммарный расход электроэнергии на операции дробления и измельчения уменьшили на 10,5 %.

На Сорской обогатительной фабрике дробление длительное время осуществляли по трехстадиальной схеме с получением конечного продукта крупностью –25 мм при работе дробилок мелкого дробления в замкнутом цикле с грохотами.

Несколько лет назад фабрика была переведена на работу по четырехстадиальной схеме дробления ([рис. 15](#)). Сравнительный анализ работы дробилок III и IV стадий показал, что при одинаковых размерах разгрузочных щелей дробилки IV стадии обеспечивали большую пропускную способность, так как работали на более мелком продукте, поступающем с III стадии дробления.

Технологические схемы дробления можно совершенствовать не только за счет введения IV стадии дробления. Имеется немало резервов и в трехстадиальных схемах.

При выборе рациональной схемы дробления необходимо базироваться прежде всего на достаточно полных данных о месторождении и физико-механических свойствах руд и вмещающих пород. За рубежом для этой цели нередко сооружаются специальные, непрерывно действующие опытные установки, оснащенные конусными дробилками среднего и мелкого дробления, позволяющие определить показатели дробления для проектирования будущего предприятия.

Выполненный в институте «Механобр» анализ экономической эффективности подготовки руд к обогащению показал, что основная задача передела дробления – доведение крупности материала до требуемой для последующего измельчения величины – решается главным образом путем организации замкнутого цикла на стадии среднего и мелкого дробления. Кроме того, возможно применение в открытом цикле дробилок КМД с футеровкой специальной конструкции (продукт мельче 20 мм) и инерционных дробилок (продукт мельче 10–12 мм).

### ***Контрольные вопросы:***

1. На какие разделы делят методы обогащения полезных ископаемых?
2. Какие методы относятся к основным, а какие к вспомогательным методам обогащения.
3. Какие методы обогащения Вам известны?
4. Охарактеризуйте процессы грохочения, дробления, измельчения и классификации.
5. Какие процессы называют гравитационными, флотационными? Что такое магнитное и электрическое обогащение?
6. Какие специальные методы обогащения Вы знаете?

7. Что подразумевается под терминами химическое и радиометрическое обогащение?
8. Что называется обогащением по трению, декрипитацией?
9. Какие формулы технологических показателей обогащения?
10. Какова формула степени сокращения?
11. Как вычислить степень обогащения руды?

### Лекция №3.

#### Тема: Технологические показатели обогащения

##### План:

1. Технологические показатели обогащения.
2. Составление уравнение баланса металла

**Ключевые слова:** руда, минерал, содержание металла в руде или продукте обогащения, выход продукта, степень сокращения, ценный компонент, концентрат, промпродукт, хвосты, пустая порода, извлечение металла

Процесс обогащения характеризуется следующими технологическими показателями: содержанием металла в руде или продукте обогащения; выходом продукта; степенью сокращения и извлечением металла.

**Содержание металла в руде или продукте обогащения** - это отношение массы этого металла в руде или продукте обогащения к массе сухой руды или продукта, выраженное в процентах. Содержание металла принято обозначать греческими буквами  $\alpha$  (в исходной руде),  $\beta$  (в концентрате) и  $\theta$  (в хвостах). Содержание драгоценных металлов выражается обычно в единицах массы (г/т).

**Выход продукта** - отношение массы продукта, полученного -при обогащении, к массе переработанной исходной руды, выраженное в долях единицы или процентах. Выход концентрата ( $\gamma$ ) показывает, какую долю от общего количества руды составляет концентрат.

**Степень сокращения** - величина, обозначающая во сколько раз выход полученного концентрата меньше количества переработанной руды. Степень сокращения ( $K$ ) выражает количество тонн; руды, которое нужно переработать, чтобы получить 1 т концентрата, и рассчитывается по формуле:

$$K=100/ \gamma$$

Для руд цветных и редких металлов характерен малый выход концентрата и, следовательно, высокая степень сокращения. Выход концентрата определяется прямым взвешиванием или по данным химического анализа по формуле:

$$\gamma =(\alpha - \theta/\beta - \theta)100, \%$$

Степень обогащения, или степень концентрации показывает, во сколько раз увеличилось содержание металла в концентрате по сравнению с

содержанием металла в руде. При обогащении бедных руд этот показатель может составлять 1000-10000.

**Извлечение металла  $\varepsilon$**  - это отношение массы металла в концентрате к массе металла в исходной руде, выраженное в процентах

$$\varepsilon = \gamma\beta/\alpha$$

**Уравнение баланса металла**

$$\varepsilon\alpha = \gamma\beta$$

связывает основные технологические показатели процесса и позволяет рассчитать степень извлечения металла в концентрат, которая, в свою очередь, показывает полноту перехода металла из руды в концентрат.

Выход продуктов обогащения можно определить по данным химических анализов продуктов.

Если обозначить:

$\gamma_k$  — выход концентрата;

$\alpha$  — содержание металла в руде;

$\beta$  — содержание металла в концентрате;

$\theta$  — содержание металла в хвостах,

$\varepsilon$  — извлечение металла в концентрат, то можно составить баланс металла по руде и продуктам обогащения, т. е. количество металла в руде равно сумме его количеств в концентрате и хвостах

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

здесь за 100 принят выход исходной руды в процентах. Отсюда выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100$$

Извлечение металла в концентрат можно подсчитать по формуле

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

Если выход концентрата неизвестен, то

$$\varepsilon = \frac{\beta}{\alpha} \cdot \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100, \%$$

Например, при обогащении свинцовой руды, содержащей 2,5% свинца, получен концентрат с содержанием 55% свинца и хвосты, содержащие 0,25% свинца. Подставляя результаты химических анализов в приведенные выше формулы, получим:

выход концентрата

$$\gamma_{\kappa} = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100 = \frac{2,5 - 0,25}{55 - 0,25} = 4,1\%;$$

извлечение в концентрат

$$\varepsilon = \frac{4,1 \cdot 55}{2,5} = 90,9\%;$$

ВЫХОД ХВОСТОВ

$$\gamma_{\text{хв}} = 100 - \gamma_{\kappa} = 95,9\%;$$

степень обогащения:

$$K = \frac{55}{2,5} = 22.$$

Качественно-количественные показатели обогащения характеризуют техническое совершенство технологического процесса на фабрике.

Качество конечных продуктов обогащения должно соответствовать требованиям, предъявляемым потребителями к их химическому составу. Требования к качеству концентратов называются кондициями и регламентируются ГОСТ, техническими условиями (ТУ) или временными нормами и разрабатываются с учетом технологии и экономики I переработки данного сырья и его свойств. Кондициями устанавливается минимально или максимально допустимое содержание различных составных компонентов полезного ископаемого в конечных продуктах обогащения. Если качество продуктов соответствует кондициям, то эти продукты называются кондиционными.

Пример. Фабрика производительностью  $Q=750$  т/сутки перерабатывает вольфрамовые руды ( $\alpha=0,27\% \text{ WO}_3$ ), в которых вольфрамит ассоциирует с кварцем и полевым шпатом. Гравитацией на винтовых сепараторах и концентрационном столе получен концентрат с содержанием  $\beta = 67\% \text{ WO}_3$  и хвосты с содержанием  $\theta = 0,14 \text{ WO}_3\%$ . Определить выход вольфрамового концентрата в процентах и тоннах в сутки и извлечение в него  $\text{WO}_3$  в процентах и тоннах в сутки, а также степень обогащения.

Решение.

1. Определяем выход концентрата:  $\gamma_{\kappa} = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} \cdot 100\%$ .

$$\gamma_{\kappa} = \frac{0,27 - 0,14}{67 - 0,14} \cdot 100\% = 0,2\%.$$

Выход в тоннах в сутки:

$$q = \frac{\gamma \cdot Q}{100} = \frac{0,2 \cdot 750}{0,27} = 1,5 \text{ м/сут}$$

2. Определяем извлечение металла в концентрат:

$$\varepsilon = \frac{\beta \cdot \gamma}{\alpha} = \frac{0,2 \cdot 67}{0,27} = 50\%.$$

Извлечение металла в тоннах в сутки:

$$P_{\text{WO}_3} = \frac{\beta \cdot q}{100} = \frac{1,5 \cdot 67}{100} = 1 \text{ м/сутки}.$$

3. Определяем степень обогащения:

$$\kappa = \frac{\beta}{\alpha} = \frac{67}{0,27} = 248.$$

### Контрольные вопросы:

1. Что относится к основным технологическим показателем обогащения?
2. Какие различия в свойствах минералов используются при обогащении полезных ископаемых?
3. Что называют обогатительными фабриками? Каково их применение?
4. Какие типы технологических схем Вы знаете?
5. Как определяется выход продуктов?.
6. Что означает качественная схема технологического процесса?
7. Как заполняется таблица баланса металлов?
8. Что означает степень обогащения?
9. Как определяется степень сокращения?

## Лекция №4.

### Тема: Виды схем обогащения и принцип их составления

#### План:

1. Технологическая схема.
2. Качественная и количественная схема
3. Схема цепи аппаратов

**Ключевые слова:** руда, минерал, технологическая схема, схема цепи аппаратов, полезный компонент, ценный компонент, концентрат, промпродукт, вводно-шламовая схема качественная схема, качественно–количественная схема.

1. Технология обогащения полезных ископаемых состоит из ряда последовательных операций, осуществляемых на обогатительных фабриках.

**Обогатительными фабриками** называют промышленные предприятия, на которых методами обогащения обрабатывают полезные ископаемые и выделяют из них один или несколько товарных продуктов с повышенным содержанием ценных компонентов и пониженным содержанием вредных примесей. Современная обогатительная фабрика – это высокомеханизированное предприятие со сложной технологической схемой переработки полезного ископаемого.

Совокупность и последовательность операций, которым подвергается руда при переработке, составляют схемы обогащения, которые принято изображать графически

**Технологическая схема** включает сведения о последовательности технологических операций по переработки полезных ископаемых на обогатительной фабрике.

**Качественная схема** содержит сведения о качественных измерениях полезного ископаемого, в процессе его переработки, а так же данные о режиме отдельных технологических операций. *Качественная схема* (рис. 1.) дает представление о принятой технологии переработки руды, последовательности процессов и операций, которым подвергается руда при обогащении.

**Количественная схема** включает количественные данные о распределении полезного ископаемого по отдельным технологическим операциям и выход получаемых продуктов.

**Качественно–количественная схема** совмещает в себе данные качественной и количественной схем обогащения.

Если в схеме имеются данные о количестве воды в отдельных операциях и продуктах обогащения, о количестве добавляемой воды в процесс, то схема

называется шламовой. Распределение твердого и воды по операциям и продуктам указывается в виде отношения твердого к жидкому Т : Ж, например, Т : Ж = 1 : 3, или в процентах твердого, например 70% твердого. Соотношение Т :Ж численно равно количеству воды (м<sup>3</sup>), приходящейся на 1 т твердого. Количество воды, добавляемой в отдельные операции, выражается в кубических метрах в сутки или в кубических метрах в час. Часто эти виды схем совмещаются и тогда схема называется качественно-количественной шламовой.

**Вводно-шламовая схема** содержит данные о соотношении воды и твердого в продуктах обогащения.

**Схема цепи аппаратов** – графическое изображение пути движения полезного ископаемого и продуктов обогащения через аппараты. На таких схемах аппараты, машины и транспортные средства изображаются условно и указывается их число, тип и размер. Движение продуктов от агрегата к агрегату обозначается стрелками (см. рис.1.2):

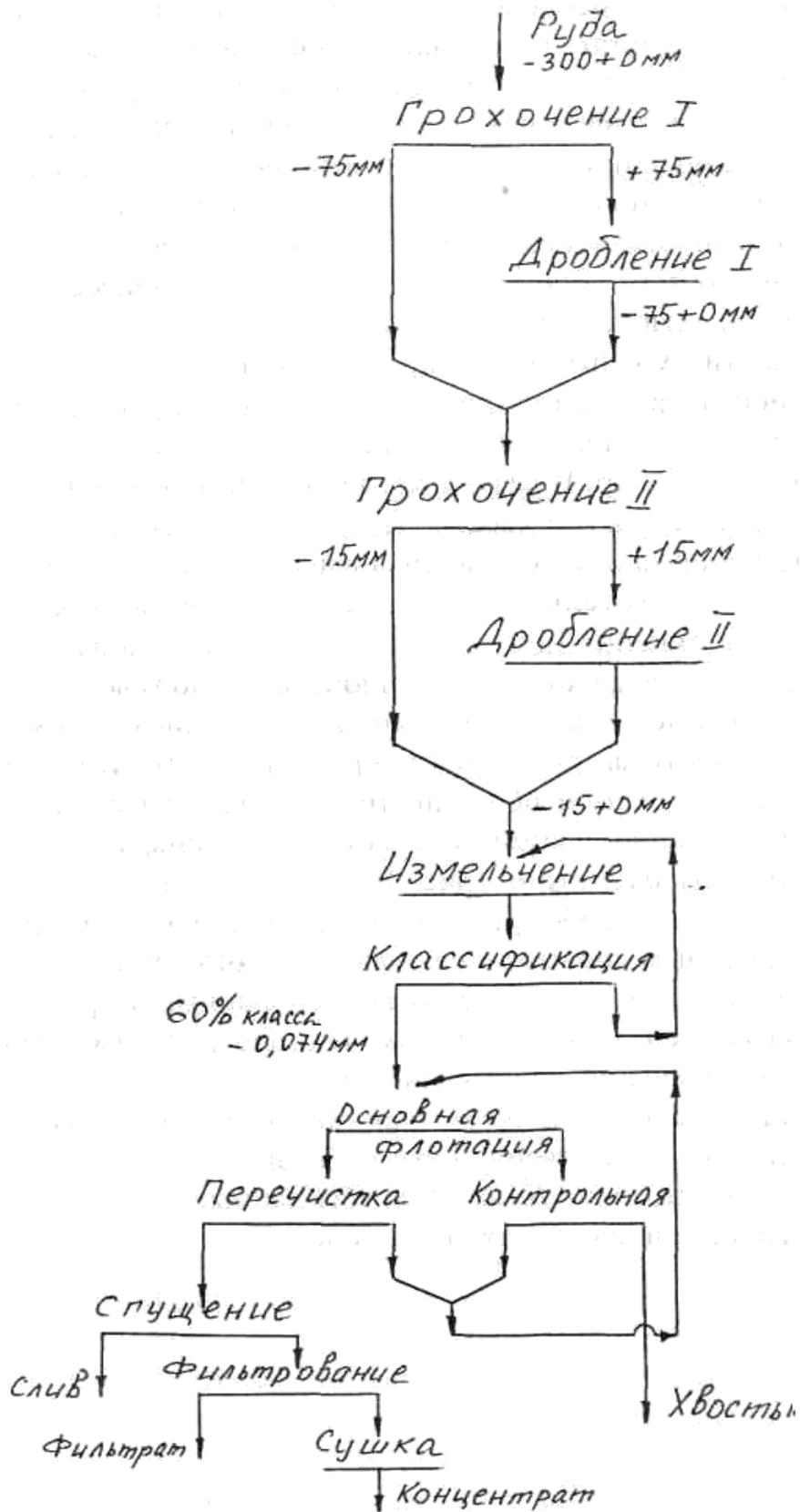


Рис. 1.1. Качественная схема обогащения

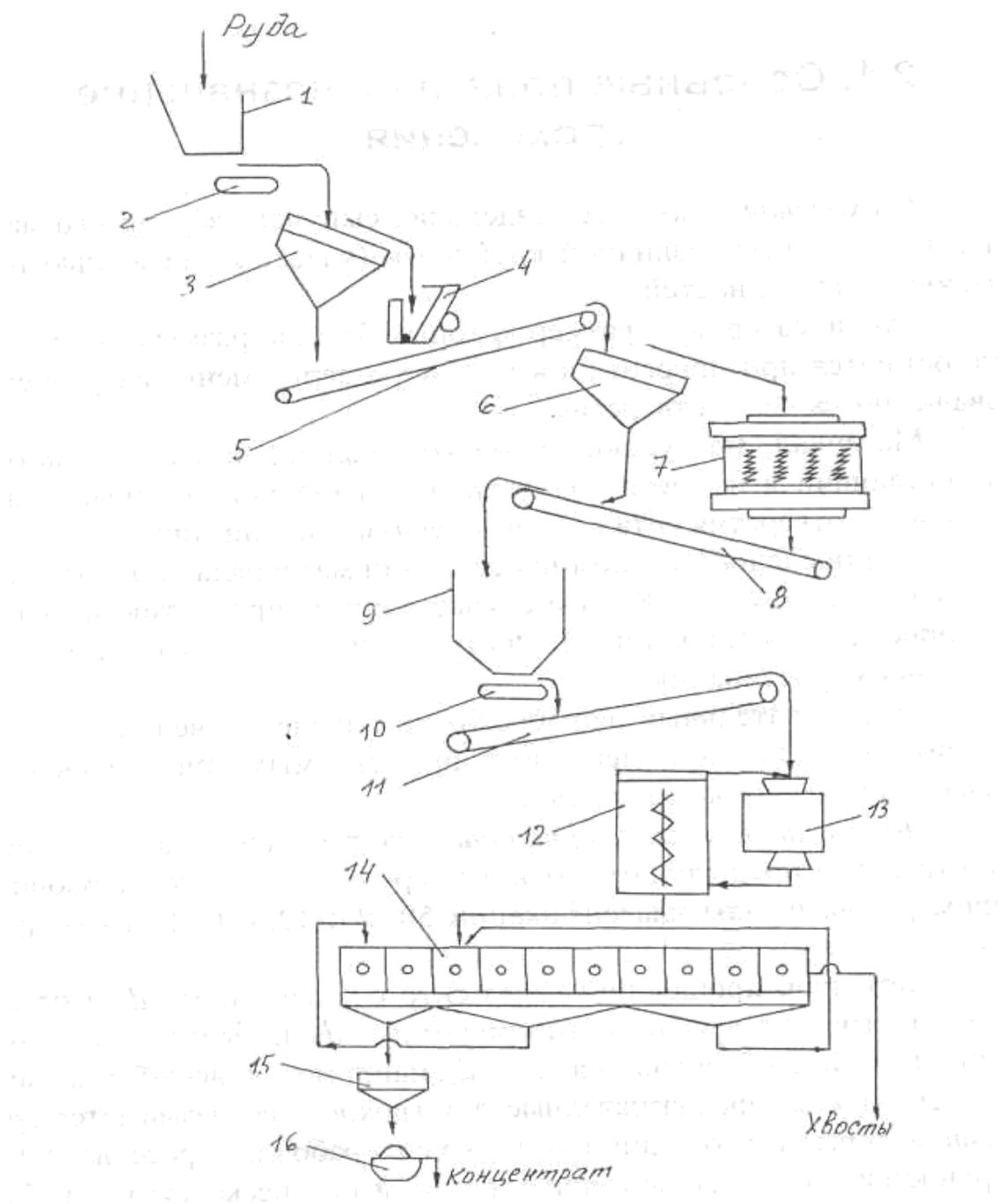


Рис. 1.2. Схема цепи аппаратов:

- 1,9- бункер; 2, 5, 8, 10, 11 - транспортер; 3, 6 - грохоты;  
 4 - щековая дробилка; 7 - конусная дробилка; 12 - классификатор;  
 13 - мельница; 14 - флотомашина; 15 - сгуститель; 16 - фильтр

По схеме на рисунке видно подробно, как руда проходит полное обогащение, включая подготовительные и основные процессы обогащения.

В качестве самостоятельных процессов чаще всего применяют флотацию, гравитационные и магнитные методы обогащения. Из двух возможных методов, дающих одинаковые показатели обогащения, обычно

выбирают наиболее экономичный и экологически безопасный метод.

Технология переработки сульфидных медных и медно-пиритных руд отличается относительной простотой и определяется типом руды (вкрапленная или сплошная), составом медных минералов и минералов пустой породы, крупностью их вкрапленности, флотационной активностью пирита, способностью минералов к ошламованию и т. д. Этими факторами определяются прежде всего стадийность и тип флотационной схемы – коллективной или прямой селективной флотации.

Для легкообогатимых руд с равномерной вкрапленностью медных минералов на фабриках небольшой производительности применяют обычно одностадийные схемы, которые включают операции измельчения и классификации, основную флотацию, контрольную и одну-три перечистные.

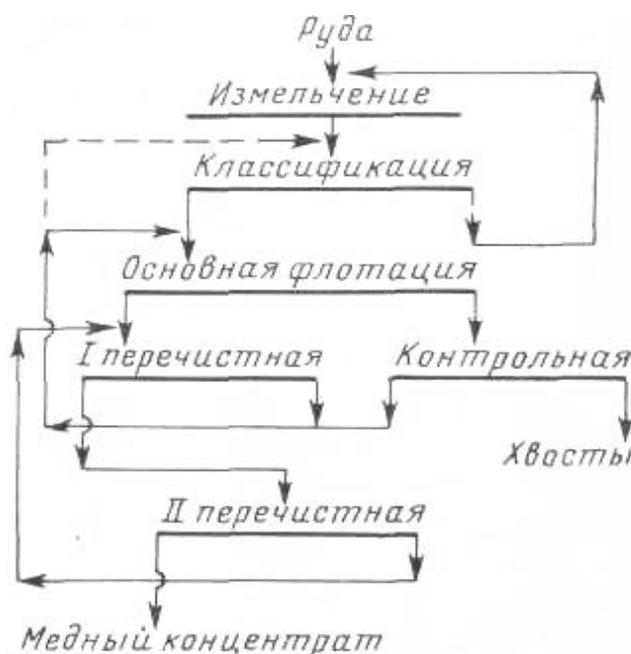


Рис.1.5. Одностадийная схема флотации медных руд.

Для медных руд с неравномерной и сложной вкрапленностью применяют двухстадийные схемы нескольких видов.

Если в руде присутствуют вторичные минералы меди, особенно ковеллин, способный к переизмельчению и ошламованию, то после I стадии измельчения до крупности 45-60 % класса  $-0,074\text{мм}$  и I основной флотации получается готовый медный концентрат, а богатые хвосты контрольной медной флотации доизмельчаются до крупности 80-85 % класса  $-0,074\text{мм}$  и поступает на II стадию медной флотации, где получается медный концентрат, который после перечистных операций присоединяется к готовому медному концентрату.

В зависимости от типа медной руды и характера вкрапленности медных минералов и пирита между собой и минералами пустой породы различают две основные разновидности схем – коллективно-селективную и прямую селективную.



Рис. 1.6. Двухстадиальная схема флотации медных руд.

Вкрапленные медные руды (медно-порфировые, медистые песчаники и жильные руды), отличающиеся невысоким содержанием пиритной серы и меди (0,4-2%), в зависимости от содержания пирита могут перерабатываться с получением только медного концентрата или медного и пиритного концентратов. В первом случае применяется коллективная флотация, а во втором – коллективно-селективная или прямая селективная.

Особенностью этих руд является то, что отделение медных минералов и пирита от минералов пустой породы происходит при грубом измельчении (до 45-50% класса – 0,074 мм), когда возможно получение хвостов с отвальным содержанием меди. Тогда по схеме коллективно-селективной флотации (рис 1.7) после измельчения до вышеуказанной крупности проводится коллективная флотация сульфидов меди и железа при pH не выше 7,5. Получаемый коллективный медно-пиритный концентрат после доизмельчения до 80-95 % класса – 0,074 мм перемешивается с известью при pH 12-12,5 и цианидом для подавления пирита и направляется на медную флотацию.

Хвосты контрольной медной флотации вкрапленных руд, как правило, содержат не более 30-35% серы и поэтому направляются на пиритную флотацию, которая проводится после удаления избыточной щелочности до pH 5-7.

В качестве собирателей сульфидных медных минералов применяются ксантогенаты (расход 10-30 г/т.) и дитиофосфаты (10 г/т). В СНГ наибольшее распространение получил бутиловый ксантогенат, который применяется на всех медных фабриках.

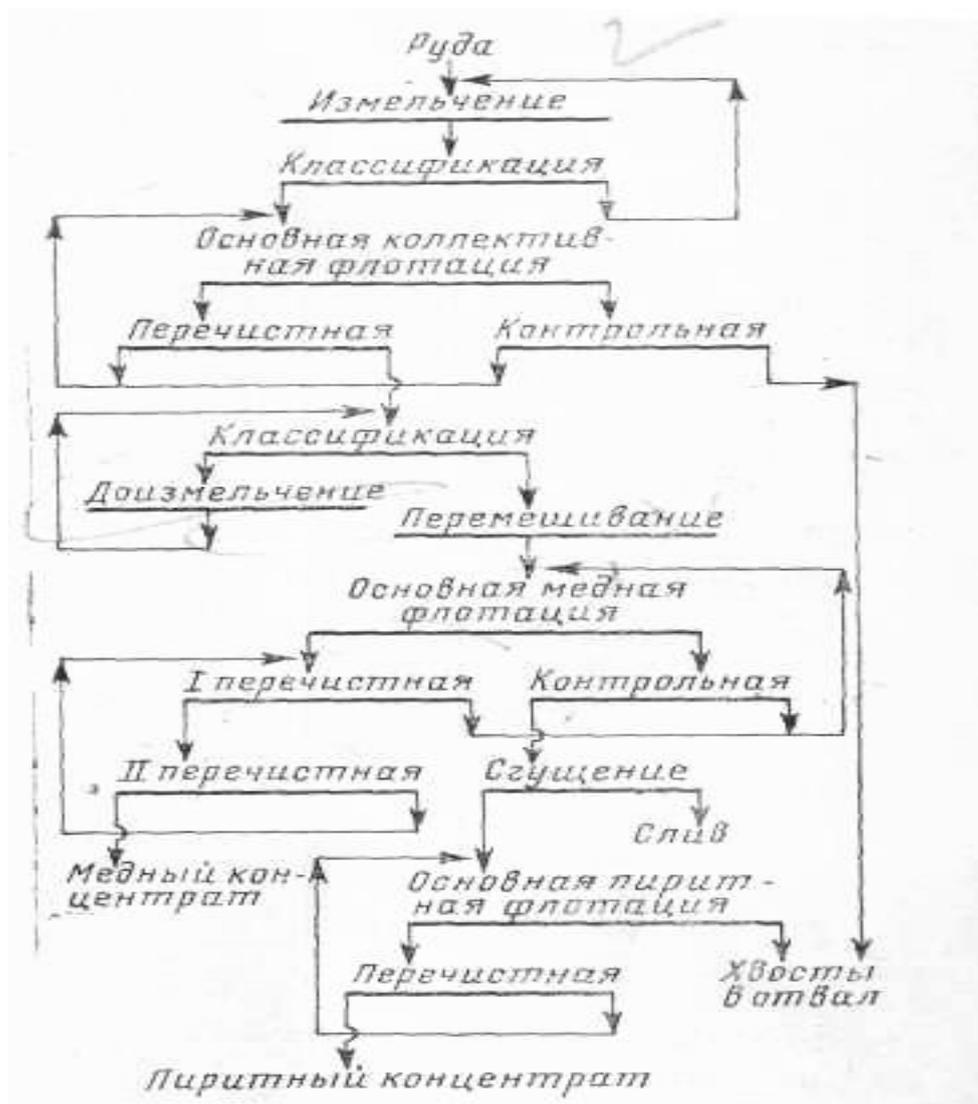


Рис.1.7. Схема коллективно-селективной флотации медно-пиритных руд.

### Контрольные вопросы:

1. Что относится к подготовительным, основным и вспомогательным процессам обогащения?
2. Какие различия в свойствах минералов используются при обогащении полезных ископаемых?
3. Что называют обогатительными фабриками? Каково их применение?
4. Какие типы технологических схем Вы знаете?
5. Что такое схема цепи аппаратов.
6. Что означает качественная схема технологического процесса?
7. Как Вы можете охарактеризовать качественно-количественную схему обогащения?
8. Что означает водно-шламовая схема?

## Лекция №5.

**Тема: Технология гравитационного метода обогащения.**

**План:**

1. Технология гравитационного метода обогащения.
2. Фракционный анализ.

**Ключевые слова:** руда, минерал, технологическая схема, схема цепи аппаратов, полезный компонент, ценный компонент, концентрат, промпродукт, вводно-шламовая схема качественная схема, качественно–количественная схема.

**Основная характеристика.** Фракционным анализом называют разделение полезного ископаемого на фракции различной плотности с целью определения характеристики его обогатимости. Под характеристикой обогатимости понимают количественное и качественное соотношение фракций различной плотности в полезном ископаемом.

Фракционному анализу подвергают различные классы крупности. В качестве разделительных сред используют водные растворы минеральных солей, органические жидкости, суспензии.

Анализ полезных ископаемых крупностью до 1 мм проводят в статических условиях разделения с применением небольших емкостей со средами различных плотностей, а крупностью менее 1 мм-в динамических условиях разделения с применением центрифуг ЦЭ-3.

Перед фракционным анализом угля отбираются пробы от отдельных классов крупности:

Размер наибольшего куска, мм 100 50 25 13 6,3 1 0,5

Наименьшая масса пробы, кг 100 50 25 13 6,3 1 0,5

Каждую пробу перед расслоением обесшламливают промывкой водой на сите с отверстиями 0,5 мм. Для расслоения проб угля используют тяжелые жидкости, плотность которых более  $1000 \text{ кг/м}^3$ , а именно 1300, 1400, 1500, 1600, 1800  $\text{кг/м}^3$  и реже 2000, 2200  $\text{кг/м}^3$ .

Фракционный анализ угля крупностью менее 1 мм проводят в следующей последовательности. Пробу угля массой 0,08-0,1 кг делят на четыре равные части, каждую из которых засыпают в отдельную пробирку, заливают тяжелой жидкостью (80-90  $\text{см}^3$ ) плотностью  $1300 \text{ кг/м}^3$  и тщательно перемешивают для полного смачивания угля. Каждую пробирку взвешивают, массу пробирок с углем и тяжелой жидкостью уравнивают, добавляя тяжелую жидкость одинаковой плотности. Пробирки вместе с содержимым помещают в гильзы центрифуги ЦЭ-3 и центрифугируют в течение 5 мин при

частоте вращения ротора центрифуги  $3000 \text{ мин}^{-1}$ .

После выгрузки из пробирок всплывшие и потонувшие фракции промывают, высушивают и взвешивают. Последовательность операций с другими фракциями (потонувшими) аналогична операциям с углем в тяжелой жидкости плотностью  $1300 \text{ кг/м}^3$ .

Для расслоения руд пользуются тяжелыми жидкостями и суспензиями плотностью  $2400, 2700, 3000, 3500, 3700, 4000, 4200 \text{ кг/м}^3$ . Схема проведения фракционного анализа показана на рис. 1.3.

В приготовленные жидкости или суспензии с помощью сетчатого бачка последовательно погружают пробу порциями не более  $10 \text{ кг}$ , каждый раз снимая и отделяя сетчатым черпаком всплывшие на поверхность легкие фракции. Число фракций составит  $n+1$ , где  $n$  - число жидкостей или суспензий. Полученные фракция промывают водой, высушивают, взвешивают, подвергают разделке, после чего направляют на химический анализ для определения содержания золы (уголь) или ценного компонента (руда).

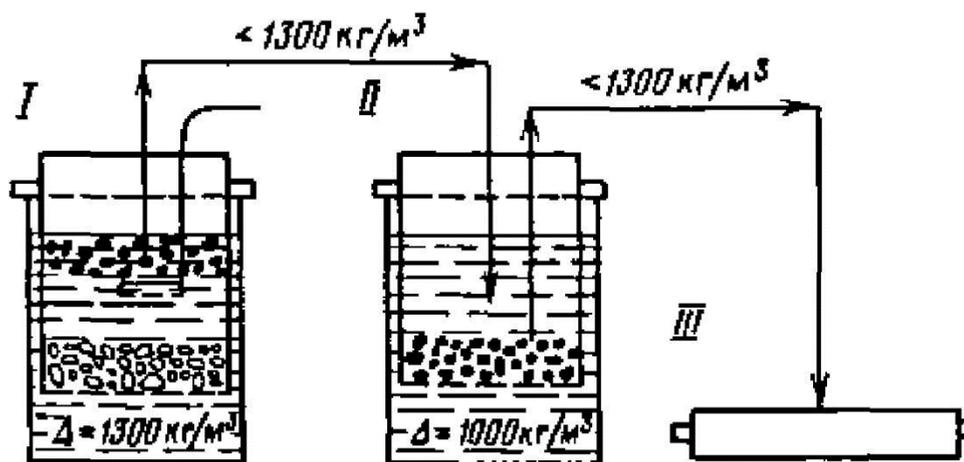


Рис. 1.3. Схема производства фракционного анализа:

*I* - емкость с тяжелой жидкостью плотность  $1300 \text{ кг/м}^3$ ;

*II* - емкость с водой

*III* - приемник для всплывшей фракции плотностью  $1300 \text{ кг/м}^3$

На основании данных о массе и качестве фракций составляют таблицы, а затем строят кривые обогатимости.

Таблица 1.1. Результаты фракционного анализа угля класса  $-25+13 \text{ мм}$  и

продуктов обогащения (концентрата *и* породы) отсадкой

Плотность, кг/м <sup>3</sup>		Выход			Зольность, %	Произведение цифр граф 4 и 6	Суммарные произведения	
фракций	средняя	от класса		от исходной пробы, %			сверху вниз по графе 7	снизу вверх по графе 7
		кг	%					
1	2	3	4	5	6	7	8	9
<1300	1270	12,60	50,09	6,30	5,0	250,45	250,45	1832,35
1300-1400	1350	5,20	20,83	2,60	7,0	145,90	396,35	1581,90
1400-1500	1450	1,26	5,02	0,63	10,0	50,20	446,55	1436,00
1500-	1550	0,54	2,27	0,27	20,0	45,40	491,95	1385,80
1600-1800	1700	0,96	3,94	0,48	30,0	118,20	610,15	1340,40
1800-2000	1900	0,64	2,58	0,32	40,0	103,20	713,35	1222,20
2000-2200	2100	0,72	2,91	0,36	65,0	189,00	902,35	1119,00
>2200	2400	3,08	12,36	1,54	75,0	930,00	1832,35	930,00
Итого	-	25,0	500,0	12,5	18,32	1832,35	-	-

Суммарные, %				Результаты расслоения, %				Расчетный фракционный состав или эквивалентное исходное, %	Распределительные числа, %	
Всплывшие фракции		Утонувшие фракции		Выход фракции концентрата		Выход фракции породы			Для кривой концентра- та	Для кривой породы
выход	Золь- ность	выход	Золь- ность	от кон- центра- та	от ис- ходного	от по- роды	от ис- ходного			
10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
50,09	5,00	100,0	18,32	58,53	50,09	0	0	50,09	100	0
70,92	5,60	49,91	31,80	24,34	20,83	0	0	20,83	100	0
75,94	5,90	29,08	49,10	5,87	5,02	0	0	5,02	100	0
78,21	6,30	24,06	57,50	2,65	2,27	0	0	2,27	100	0
82,15	7,40	21,79	61,50	4,47	3,83	0,77	0,11	3,94	97,21	2,79
84,73	8,45	17,85	68,80	2,13	1,82	5,29	0,76	2,58	70,54	29,46
87,64	10,15	15,27	73,20	1,17	1,00	13,25	1,91	2,91	34,36	65,64
100,00	18,32	12,36	75,00	0,84	0,72	80,69	11,64	12,36	5,83	94,17
-	-	-	-	100,00	85,58	100,0	14,42	100,0	-	-

Метод обработки данных фракционного анализа показан на конкретном примере фракционного анализа угля класса -25+13 мм, выход которого составляет 12,5% исходной пробы, и продуктов обогащения этого класса

крупности в отсадочной машине (табл. 1.1). Графы 7, 8, 9 являются вспомогательными, они необходимы для расчета суммарных процентов зольности по всплывшим и потонувшим фракциям (графы 11, 13). Суммарный выход всплывших фракций (графа 10) вычисляют суммированием цифр графы 4 сверху вниз, а суммарный выход потонувших фракций (графа 12) - суммированием цифр этой же группы снизу вверх.

Средневзвешенную зольность всплывших фракций (графа 11) вычисляют делением суммы произведений сверху (графа 8), расположенных выше данной строки, на суммарный выход всплывших фракций (графа 10).

Аналогично рассчитывают цифры графы 13 делением цифр графы 9 на цифры графы 12.

Данные граф 14, 15, 16, 17 заполняют по результатам фракционных анализов концентрата и породы, выход которых соответственно  $v_k = 85,58\%$ , а  $v_n = 14,42\%$ , следовательно  $v_k + v_n = 100\%$ .

Данные графы 18 рассчитывают по данным граф 15 и 17 суммированием. В результате расчета получают расчетный состав или эквивалентное исходное.

В табл. 1.1 приведены результаты фракционного состава эквивалентного исходного, совпадающего с результатами реального исходного класса -25+13 мм ( см. графы 18 и 4). Фактически всегда имеет место некоторое расхождение результатов вследствие неточности опробования продуктов обогащения и проведения фракционного анализа.

Данные граф 19 и 20 представляют собой распределительные числа, необходимые для изображения результатов разделения материала в обогатительном аппарате в виде кривой распределения.

Числовые значения графы 19 рассчитывают делением данных графы 15 на данные графы 18, аналогично числовые значения графы 20 рассчитывают делением данных графы 17 на данные графы 18,

**Распределительное число** представляет собой отношение доли отдельной фракции в продукте обогащения к доле одноименной фракции в исходном продукте.

Если фракция плотностью 1500-1600 кг/м<sup>3</sup> полностью перешла в концентрат, то ее распределительное число для концентрата составляет 100%, а для породы-0%.

Фракция плотностью 1600-1800 кг/м<sup>3</sup> при содержании ее в исходном, равном 3,94%, в процессе обогащения в отсадочной машине распределилась между концентратом и породой так, что в концентрате ее содержится 3,83% исходного, а в породе - 0,11% исходного.

*Распределительные числа* показывают, в каком соотношении произошло

это распределение:

$$T_k = \frac{3,83}{3,94} 100 = 97,21\% \text{ (перешло в концентрат);}$$

$$T_n = \frac{0,11}{3,94} 100 = 2,79\% \text{ (перешло в породу),}$$

Числа 97,21 и 2,79 являются разделительными, или распределительными.

Аналогично рассчитывают распределительные числа для других фракций:  $T_k + T_n = 100\%$ .

По результатам фракционных анализов строят *кривые обогатимости* (рис. 1.4) и *распределения* (рис. 1.5).

Кривую  $\lambda$ , называемую кривой распределения зольности по элементарным слоям в зависимости от выхода фракций определенной плотности, строят по данным граф 4 и 6 (см. табл. 1.1). Каждую ординату построенных прямоугольников делят пополам и через точки на серединах проводят плавную кривую А.

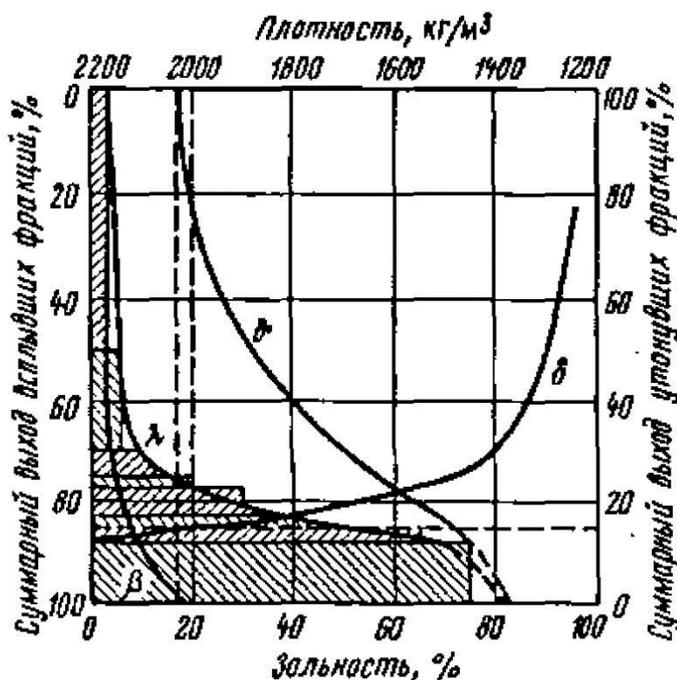


Рис. 1.4. Кривые обогатимости

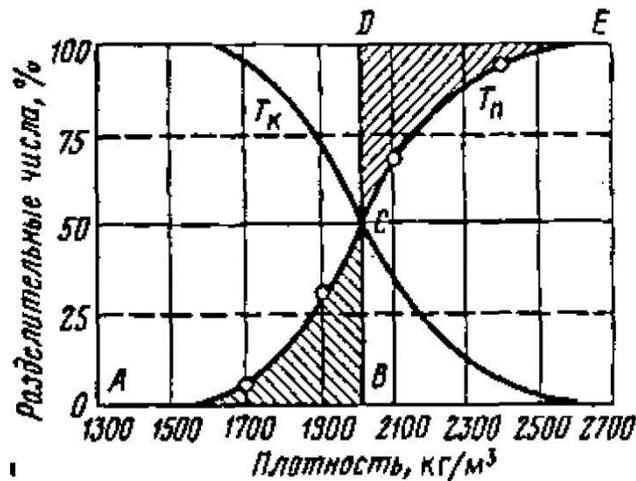


Рис. 1.5. Кривые распределения:  
 $T_k$ -для концентрата;  $T_n$  - для породы

Кривая  $\beta$  показывает зависимость между суммарным выходом всплывших фракций (концентрата) и содержанием в них золы; ее строят по данным граф 10 и 11.

Кривая  $\nu$  показывает зависимость между суммарным выходом потонувших фракций (породы) и содержанием в них золы; ее строят по данным граф 12 и 13.

Кривая  $\delta$  показывает зависимость между суммарным выходом всплывших фракций и плотностью разделения; ее строят по данным граф 1 и 10. При построении кривых обогатимости необходимо помнить, что:

- конечная точка кривой  $\varepsilon$  и начальная точка кривой  $\nu$  должны лежать на прямой, параллельной оси ординат и проходящей через точку на оси абсцисс, которая соответствует зольности исходной пробы угля (в нашем примере 18,32%);

- начальные точки кривых  $\beta$  и  $\lambda$ , а также конечные точки кривых  $\lambda$  и  $\eta$  должны совпадать;

- площади треугольников, отсекаемых при построении кривой  $\lambda$  в пределах каждой фракции, должны быть равны.

Начальные и конечные точки кривых обогатимости отражают зольности в верхнем и нижнем элементарных слоях или зольности соответственно чистого куска угля плотностью 1240 кг/м³ и зольностью 3% и чистого куска породы плотностью 2600 кг/м³ и зольностью 82%.

Площадь, ограниченная кривой  $\lambda$  снизу, указывает на долю золы, находящейся в исходном угле, а площадь выше кривой  $\lambda$  - долю сухой безугольной массы в исходном угле.

По кривым обогатимости возможно решение целого ряда практических задач;

- определение теоретических выходов и зольностей продуктов обогащения;

- определение характеристики обогатимости по содержанию промежуточных фракций, плотность которых близка к граничной плотности;

- сравнение обогатимости классов крупности углей различных пластов и шахт, руд различных рудников и участков месторождение.

Уголь, состоящий из чистых легких угольных частиц и тяжелых частиц породы легко разделяется. Значительно труднее разделить частицы, близкие по плотности. Если, например, разделение проводится по плотности  $1500 \text{ кг/м}^3$ , то в идеальном случае ни одна частица плотностью более  $1500 \text{ кг/м}^3$  не должна попасть в концентрат (всплывший продукт), а частицы *плотностью менее*  $1500 \text{ кг/м}^3$ -в породу (потонувший продукт).

В реальных условиях этого достигнуть невозможно. Однако, чем меньше частиц, плотность которых близка (выше или ниже) к плотности  $1500 \text{ кг/м}^3$ , тем результаты обогащения ближе к идеальным.

Считают, что чем меньше выход фракций  $1400\text{-}1600 \text{ кг/м}^3 (\pm 100 \text{ кг/м}^3$  по отношению к выбранной плотности  $1500 \text{ кг/м}^3$ ), тем легче обогатимость угля.

Характеристика обогатимости иллюстрируется следующими данными:

Выход промежуточных фракций, %:	Обогатимость:
0-7	Легкая
7-10	Средняя
10-15	Трудная
15-20	Очень трудная
20-25	Исключительно трудная
25	Сверхтрудная

Характеристику обогатимости определяют также по очертанию кривой  $\lambda$ . Чем более пологий вид кривой  $\lambda$ , тем легче обогатимость полезного ископаемого, и, наоборот, чем более крутой вид кривой  $\lambda$ , приближающийся к наклонной линии к оси абсцисс, тем труднее обогатимость.

Определение эффективности процесса обогащения путем сравнения теоретически возможных результатов обогащения с практическими.

Эффективность процесса определяют по кривым распределения (см, рис. 1.5), которые строятся по данным граф 19 и 20 (см. табл. 1.4).

Метод оценки эффективности обогащения по кривым распределения носит название метода Тромпа-Терра. Кривая распределения строится в координатах, на оси абсцисс которых откладывают среднюю плотность

фракций, а по оси ординат - разделительные числа.

Кривые распределения концентрата и породы симметричны и пересекаются в точке, ордината которой соответствует разделительному числу 50%.

По кривой распределения определяют плотность разделения, соответствующую разделительному числу 50% (для нашего примера плотность разделения  $2000 \text{ кг/м}^3$ ). Другими словами, *плотность разделения* есть плотность, при которой соответствующая ей бесконечно узкая фракция распределяется равными долями между двумя продуктами обогащения.

При идеальных условиях разделения по плотности  $2000 \text{ кг/м}^3$  все фракции плотностью менее  $2000 \text{ кг/м}^3$  перешли бы в концентрат, а фракции более  $2000 \text{ кг/м}^3$  - в породу, тогда кривая распределения превратилась бы в ломаную линию *ABCDE*. Практически же кривая распределения есть плавная линия, которая на поле чертежа отсекает площадь *ABC*, показывающую, какая часть суммарной фракции плотностью от  $1240$  до  $2000 \text{ кг/м}^3$ , выраженная в процентах от этой фракции, перешла в породу, и площадь *CDE*, показывающую выход фракции плотностью от  $2000$  до  $2600 \text{ кг/м}^3$  (в процентах от этой фракции), в концентрат.

Следовательно, чем круче кривая распределения, тем точнее происходит разделение в обогатительном аппарате.

Условно считают *вероятным отклонением* от теоретических условий разделения полуразность между абсциссами (плотностями) точек кривой распределения, соответствующих ординатам (разделительным числам) 25 и 75%;

$$E_{pm} = (\Delta_{75} - \Delta_{25}) / 2$$

где,  $E_{pm}$  - вероятное отклонение от теоретических условий разделения;

$\Delta_{75}$  - плотность, соответствующая разделительному числу 75% ( $\Delta_{75} = 2190 \text{ кг/м}^3$ );  $\Delta_{25}$  - то же, 25% ( $\Delta_{25} = 1880 \text{ кг/м}^3$ ).

Для нашего примера  $E_{pm} = 155 \text{ кг/м}^3$ .

Иногда пользуются коэффициентом несовершенства процесса ( $I$ ):

$$I = E_{pm} / (\Delta_p - 100)$$

$$I = 155(2000 - 1000) = 0,155,$$

где  $\Delta_{75}$  - плотность разделения.

Чем меньше значения величин  $E_{pm}$  и  $I$ , тем выше точность разделения в обогатительном аппарате, а, следовательно, выше эффективность обогащения.

Для определения *эффективности обогащения* руд или максимального значения технического эффекта пользуются формулой

$$E = 100 \frac{v(\beta - \varepsilon)}{\alpha(100 - \alpha)}$$

где  $E$  — эффективность обогащения, %;  $\nu$ -выход концентрата, %;  $\beta$  - содержание ценного компонента в концентрате, %;  $\alpha$  - содержание ценного компонента в исходном продукте, %.

Изучение фракционного анализа только одного или нескольких классов крупности угля в отдельности (в нашем примере класса  $-25 + 13$  и  $-1,0$  мм) не дает полного представления о характеристике обогатимости угля шахты или месторождения в целом. Для получения данных о характеристике обогатимости угля шахты или месторождения проводят фракционный анализ всех классов угля, подвергнутого расसेву на ситах в соответствии с ГОСТ; чаще всего принимают набор сит с модулем, равным двум или с размером отверстий сит 100, 50, 25, 13, 6, 3, 1 мм, а затем рассчитывают таблицы и строят суммарные кривые обогатимости, показывающие распределение золы по фракциям всех классов данного угля и отражающие фракционный анализ угля шахты или месторождения, на основе которого рассчитывают теоретический баланс продуктов обогащения, т.е. выход, зольности концентрата, промежуточного продукта и отходов.

Что касается фракционного анализа руд и продуктов их обогащения, эффективности процесса обогащения, то они выполняются, как и для угля.

### **Контрольные вопросы:**

1. Какие различия в свойствах минералов используются при обогащении в тяжелых средах?
2. Что называют фракционными анализом?
3. Как построится кривой обогатимости?
4. Какие типы технологических схем Вы знаете?
5. Что такое распределительное число?.
6. Что означает эффективность обогащения?
7. Что означает концентрат?
8. Какие характеристики можно получить, следуя технологическим схемам?

## Лекция №6.

### Тема: Основы обогащения отсадкой

#### План:

1. Основы обогащения отсадкой.
2. Цикл, амплитуда и частота отсадки.

**Ключевые слова:** руда, минерал, технологическая схема, схема цепи аппаратов, полезный компонент, ценный компонент, концентрат, промпродукт, вводно-шламовая схема качественная схема, качественно–количественная схема.

**Отсадкой** называют процесс разделения смеси минеральных зерен по плотности в водной или воздушной среде, колеблющейся (пульсирующей) относительно разделяемой смеси в вертикальном направлении. Исходный материал вместе с водой непрерывно подается на отсадочное решето, через отверстия которого попеременно проходят восходящие и нисходящие потоки воды. В период восходящего потока материал поднимается и разрыхляется, а в период нисходящего – опускается и уплотняется.

В результате действия чередующихся восходящих и нисходящих потоков воды исходный материал через определенный промежуток времени разделяется на слои таким образом, что на отсадочном решете (внизу) располагаются зерна наибольшей плотности, а в верхних слоях – наименьшей. Следует отметить, что такое идеальное распределение зерен по плотностям возможно только в том случае, если они обладают одинаковыми размерами и формой. В реальных же условиях происходит попадание некоторой доли легких фракций в тяжелые, а тяжелых – в легкие (наблюдается засоряемость концентрата и отходов «посторонними фракциями»). По зваимозасоряемости получаемых в процессе отсадки продуктов обогащения судят о технологической эффективности процесса.

Слой материала, находящийся в решете, называется **постелью**. Постель, образуется при отсадке крупного материала, состоит из зерен самого материала и называется естественной. Через принудительно пульсирующую толщу материала тяжелые зерна проникают в нижние слои постели, а легкие в верхние. При обогащении мелкого материала (для руд <3 – 5 мм; для углей <6 – 10 мм) на решето укладывается в специально сделанные гнезда искусственная постель. Она состоит из тяжелых естественных или искусственных материалов (полевой шпат, резиновые шарики, свинцовая дробь, окатанные частицы галенита и др.), крупность которых приблизительно в два раза больше отверстий решета, а плотность близка к плотности тяжелых фракций

обогащаемой минеральной смеси. В этом случае искусственная постель является как бы фильтрующим слоем, пропускающим зерна тяжелого минерала и задерживающим зерна легкого минерала. В конце машины имеется сливной порог, установленный на несколько сантиметров выше отсадочного решета, через который удаляются легкие фракции.

В основу исследований обычно принимают аналитическое описание закономерностей разрыхления постели отсадочной машины, в котором учитывается режим колебаний рабочей среды, оказывающий влияние на эффективность разделения частиц при отсадке.

Отсадка является процессом разделения смеси минеральных частиц по плотности в среде разделения, колеблющейся относительно разделяемой смеси в вертикальном направлении. Процесс отсадки может осуществляться в водной среде, и отсадку называют гидравлической; а может и в воздушной, тогда этот процесс называют пневматической отсадкой.

Гидравлическая отсадка является одним из самых распространенных методов обогащения полезных ископаемых. Она применима для широкого диапазона крупности обогащаемого материала – от 0,1 мм (машины ОВМ) до 400 мм (машина с подвижным решетом фирмы Ведаг). Отсадку широко используют при обогащении руд черных, цветных, редких и благородных металлов. Шестьдесят процентов обогащаемых ископаемых углей обогащаются отсадкой

Современные отсадочные машины для обогащения углей, например, имеют производительность до 1000 т/ч при высокой эффективности разделения.

Процесс отсадки осуществляется на *отсадочном решете*, где обогащаемый материал периодически разрыхляется и уплотняется. Пульсацию среды, в которой производят разделение, создают движением поршня, диафрагмы, периодической подачей в машину сжатого воздуха или колебаниями отсадочного решета.

Слой материала, находящийся на решете, при отсадке крупного материала называют *отсадочной постелью*, а при отсадке мелкого материала (меньше 3-5 мм) - *надпостельным слоем*. Между надпостельным слоем и решетом находится искусственная постель, состоящая из крупных тяжелых частиц обогащаемой руды или другого материала. Машины, в которых осуществляется процесс отсадки, называются отсадочными машинами. В процессе обогащения отсадкой в отсадочную машину постоянно подается вода, причем часть ее подается вместе с исходным питанием – *транспортная вода*, а часть под решето – *подрешетная вода*!

## Циклы отсадки

Процесс отсадки состоит из непрерывно повторяющихся циклов. *Циклом отсадки* называют повторяющуюся последовательность вертикального перемещения среды (или решета) в течение одного периода колебаний. Цикл отсадки состоит из следующих элементов: подъем, пауза, опускание среды до полного сплочения отсадочной постели. Основным циклом, применяемым в отсадочных машинах, является гармонический цикл (рис 7.1,*a*), при котором перемещение среды (или решета) и изменение скорости перемещения среды во времени происходят соответственно по следующим законам (без учета подачи подрешетной воды):

$$S = 0,5l(1 - \cos \omega t); \quad (7.1)$$

$$U = 0,5l \omega \sin \omega t, \quad (7.2)$$

где  $S$  – перемещение среды, отсчитываемое от крайнего нижнего положения;  $l$  – размах колебаний;  $\omega = 2\pi \cdot n$  ( $n$  – частота колебаний);  $U$  – скорость перемещения среды;  $t$  – время, отсчитываемое от начала цикла.

Циклы Майера, Берда и Томаса возможно организовать только в беспоршневых отсадочных машинах. Представленные на рис. 7.1 циклы отсадки отличаются условиями расслоения взвешенной в потоке воды постели. При любом цикле взвешивание и разрыхление отсадочной постели происходит за 1/6–1/8 цикла отсадки. Примерно такое же время тратится на уплотнение постели в конце цикла. В остальное время происходит расслоение постели. В гармоническом цикле расслоение постели – формирование нижнего слоя, состоящего из тяжелых минеральных частиц, происходит как в восходящем потоке воды, так и в нисходящем.

В цикле Майера расслоение постели происходит, в основном, в неподвижной среде разделения. Пульсация вверх взвешивает и разрыхляет постель, а пульсация вниз в конце цикла служит для уплотнения постели.

В цикле Берда процесс расслоения предварительно взвешенной постели происходит в слабом нисходящем потоке воды, а в цикле Томаса – в восходящем потоке.

Цикл, близкий к гармоническому, имеет место в поршневых, диафрагмовых и иногда в беспоршневых отсадочных машинах. В поршневых и диафрагмовых машинах другие циклы организовать невозможно, если привод поршня или диафрагмы осуществляется эксцентриковым приводом. Однако гармонический цикл в этих машинах искажается за счет непрерывной подачи подрешетной воды. При этом скорость и время действия восходящего потока

увеличиваются, а нисходящего – уменьшаются.

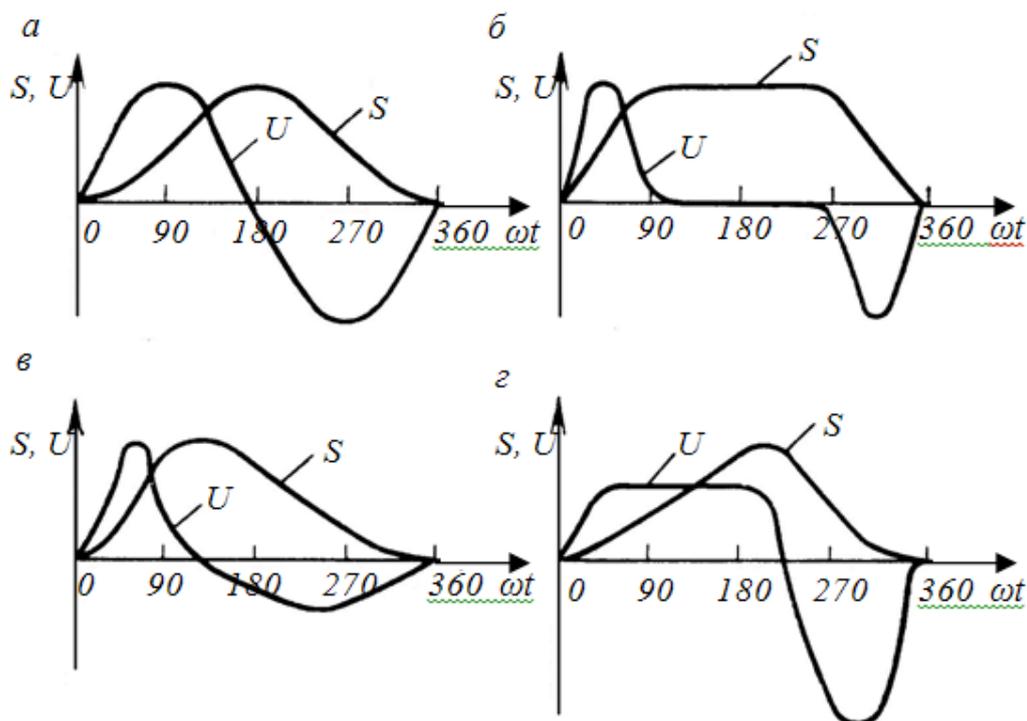


Рис. 7.1. Циклы отсадки:

*a* – гармонический (синусоидальный); *б* – Майера; *в* - Берда; *г* – Томаса

В беспоршневых отсадочных машинах циклы отсадки характеризуются временем впуска сжатого воздуха в машину, временем паузы и временем выпуска воздуха из машины. Например, в беспоршневых отсадочных машинах, применяемых для обогащения угля, применяются циклы; 50-0-50; 40-10-50 или 65-2-33. Здесь числа обозначают время впуска воздуха в машину – пауза – время выпуска воздуха в процентах от времени всего периода цикла. В первом из примеров цикл отсадки близок к гармоническому, во втором – смесь гармонического и цикла Майера, а в третьем – комбинация циклов гармонического, Майера и Томаса.

Цикл отсадки оказывает существенное влияние на результаты отсадки при относительно небольшой частоте пульсаций ( $n < 100 \text{ мин}^{-1}$ ), когда расслоение постели происходит во взвеси, тогда как при больших значениях частоты пульсаций расслоение постели происходит, скорее, в условиях сегрегации, и характер цикла не имеет существенного значения.

Плотность разрыхленной постели является основным параметром, контролирование которого при отсадке крупного материала позволяет надежно вести процесс расслоения и автоматизировать его.

Разрыхленность постели характеризуется коэффициентом разрыхления  $\theta_B$ , равным отношению объема жидкости в постели к ее общему объему,

$$\theta_B = V_{\text{ж}} / (V_{\text{ж}} + V_{\text{т}}). \quad (7.3)$$

Значение  $\theta_B$  в некоторый момент цикла выражается формулой

$$\theta_B = \theta_0 + [(1 - \theta_0) / (1 + h_0 / (S_B - S_H))] \quad (7.4)$$

где  $\theta_0$  – коэффициент разрыхления постели в сплоченном состоянии;  $h_0$  – высота постели в сплоченном состоянии;  $S_B$  и  $S_H$  – перемещение соответственно верхнего и нижнего слоев постели относительно решета, рассчитываемое по формуле (7.1).

Наименьшее значение  $\theta_0$  шаров одинакового размера равно 0,26. Среднее же значение  $\theta_B$  взвешенной постели при нормальной работе машины находится в пределах 0,4–0,55, что соответствует условию расслоения взвесей.

Процесс отсадки в отсадочных машинах можно условно разделить на два этапа. Этап первый – расслоение постели. Этап второй – разгрузка тяжелой фракции, т. е. нижнего слоя расслоившейся постели. В беспоршневых машинах и в машинах с подвижным отсадочным решетом при обогащении относительно крупных классов полезных ископаемых разгрузка тяжелых фракций осуществляется через разгрузочные щели в отсадочной решетке, расположенные перпендикулярно направлению движения отсадочной постели. Способы разгрузки тяжелых фракций показаны схематично на рис. 7.2.

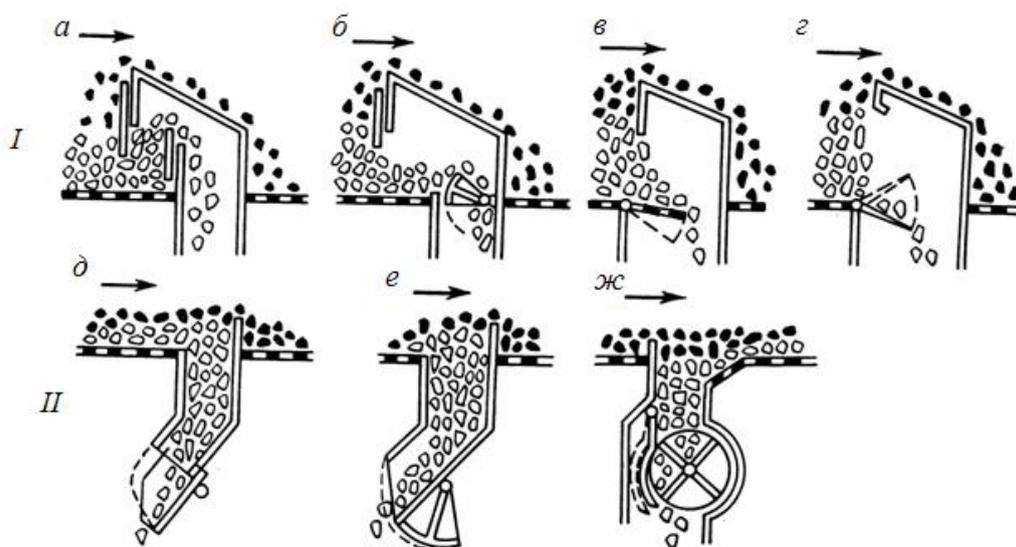


Рис. 7.2. Способы разгрузки тяжелых фракций:

I – разгрузка через вертикальные щели (под порог): а – с плоским вертикальным шиббером; б – с секторным шиббером; в – с качающимся участком

решета; *г* – с качающимся лотком; *II* – разгрузка через горизонтальную щель; *д* – с лотковым затвором; *е* – с секторным затвором; *ж* – с роторным затвором

В поршневых отсадочных машинах разгрузка тяжелых фракций осуществляется через боковые окна, расположенные перед порогом в конце каждой камеры или под порог, рис. 7.2, *а*.

В современных отсадочных машинах разгрузка тяжелых фракций осуществляется через глубокие карманы, заполненные тяжелой фракцией (рис. 7.2, *д*, *е*, *ж*). Такие способы разгрузки позволяют получать чистые тяжелые фракции, не засоренные зернами легкого минерала.

Качество разгружаемых тяжелых фракций регулируется с помощью вертикальных заслонок, качающихся (поворотных) шиберов, лотков или секторных затворов, а также вращающихся роторных разгрузителей.

## Лекция №7.

### Тема: Типы отсадочных машин. Конструкция и принцип работы отсадочных машин

#### План:

1. Конструкция и принцип работы отсадочных машин.
2. Диафрагмовые, поршневые, беспоршневые отсадочные машины.

**Ключевые слова:** отсадка, постель, отсадочная машина, диафрагмовые отсадочные машины, беспоршневые отсадочные машины, отсадочные машины с подвижным решето, неподвижное решето, надрешетная, подрешетная вода, разрыхленность, МОД-1, МОД-2.

Отсадка проходит на отсадочных машинах. *Отсадочная машина* представляет собой устройство для гравитационного обогащения, в котором исходный материал разделяется на отсадочном решете под влиянием вертикальных колебаний жидкости. Разнообразие условий применения отсадочных машин привело к созданию большого числа конструктивных разновидностей (известно более 100), отличающихся назначением, способом создания колебательных движений жидкости, количеством получаемых продуктов обогащения, способом их разгрузки и др.

Каждый тип машин предназначен для обогащения определенных полезных ископаемых.

#### *Машины классифицируются по следующим признакам:*

1. По типу сред разделения: гидравлические; пневматические; суспензионные; с водовоздушной смесью.
2. По конструкции приводного механизма: поршневые; диафрагмовые; с подвижными конусами; с подвижным решето; с лопастным приводом; с гидравлическим пульсатором; беспоршневые (воздушно-золотниковые).
3. По направлению движения разгружаемого продукта: прямоточные; противоточные.
4. По способу разгрузки продуктов обогащения: с шиберной разгрузкой; с разгрузкой через решето; с комбинированной разгрузкой через шибер и решето.
5. По числу ступеней: одноступенчатые (однокамерные); двухступенчатые; трехступенчатые; многоступенчатые.
6. По целевому назначению: для обогащения крупнозернистого материала; для обогащения мелкозернистого материала; для обогащения не классифицированного материала; шламовые.

7. По расположению приводного механизма: с боковым расположением от решета машины; с воздушной камерой, поршнем, диафрагмой, конусами под решетом машины; с расположением пульсаторов между двумя решетками машины; с надрешетным расположением воздушных камер.

Из большого числа отсадочных машин рассматриваются только основные, получившие широкое распространение в практике обогащения полезных ископаемых.

Беспоршневые отсадочные машины (воздушно-пульсационные). Воздушно-пульсационные машины широко применяют в практике обогащения углей и руд. Конструкции машин постоянно совершенствуют. Поэтому на практике применяют большое число машин, различающихся как по расположению воздушных камер, так и отдельными конструктивными элементами.

По расположению воздушных камер машины классифицируют: с боковым расположением воздушной камеры; боковым двухсторонним расположением воздушных камер; со сдвоенными центральными воздушными камерами; с подрешетным расположением воздушных камер; с патрубочными подрешетными воздушными камерами; с надрешетным расположением воздушных камер.

Поршневые отсадочные машины применяют для обогащения марганцевых, оловянных и вольфрамовых руд. В последнее время они заменяются диафрагмовыми машинами и машинами с подвижным решетом.

Диафрагмовые отсадочные машины наиболее широко применяются при обогащении руд (железных, марганцевых, оловянных, вольфрамовых, золотосодержащих россыпей, руд редких металлов и др.).

Беспоршневые отсадочные машины ОМК, ОМЩ, ОМ и др. нашли применение при обогащении углей, МОБ и ОМР – при обогащении руд черных металлов (в основном железных и марганцевых).

Отсадочные машины с подвижным решетом применяются при обогащении марганцевых и реже железных и вольфрамовых руд.

2. По конструкции отсадочные машины отличаются большим разнообразием (известно более ста разновидностей). Наибольшее распространение получили отсадочные машины с неподвижным решетом: поршневые, диафрагмовые и беспоршневые. Отсадочные машины с подвижным решетом применяются при обогащении железных и марганцевых руд.

Поршневая отсадочная машина (рис. 1.6.) имеет два отделения - рабочее

и поршневое. В поршневом отделении движется поршень 4, получающий возвратно-поступательное движение от эксцентрикового вала 3. Камера заполняется водой. Перегородка 2, не достоящая до дна камеры и делящая ее на два отделения, служит для равномерного распределения давления поршня. Зазор между поршнем и стенками поршневого отделения  $< 1,5...3$  мм. В самом верхнем положении поршень (его нижний край) не должен быть выше уровня решета; в нижнем - не должен доходить до края перегородки.

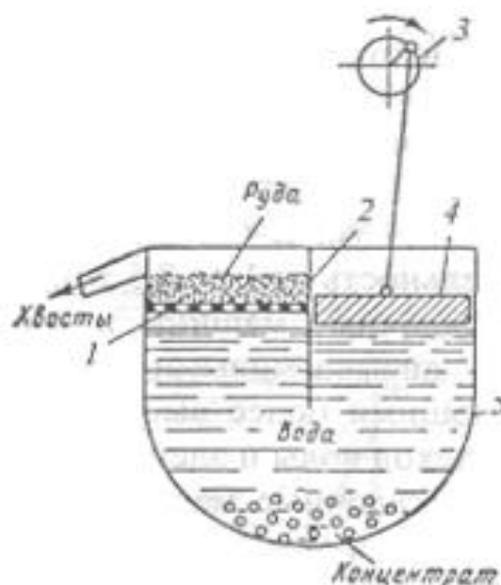


Рис.1.6. Отсадочная машина с неподвижным решетом

При движении поршня вниз в рабочем отделении камеры создается восходящая струя воды, приводящая в разрыхленное состояние материал, загружаемый на решето отсадочной машины. При движении поршня вверх в рабочем отделении создается нисходящий поток воды, в результате чего происходит уплотнение материала. Непрерывное чередование восходящего и нисходящего потоков воды позволяет разделить материал на два слоя: нижний слой тяжелых минералов и верхний слой легких минералов. Тяжелые минералы при крупности обогащаемой руды  $< 4$  мм разгружаются под решето 1, величина отверстий которого должна быть больше размера тяжелых частиц. Легкая фракция под действием горизонтального потока воды разгружается через сливной порог последней камеры машины. При обогащении крупно кусковой руды концентрат из тяжелых частиц остается на решете в виде естественной постели и разгружается через боковую или центральную разгрузочную щель в стенке корпуса машины 5.

Кроме надрешетной (транспортной) воды, поступающей в отсадочную машину вместе с исходным материалом, под решето машины подается подрешетная вода. Она предназначена для поддержания оптимальной

разрыхленности постели и уменьшения вредного действия нисходящих потоков воды. Из общего расхода воды (в пределах 2...5 м<sup>3</sup>/т исходного материала) на долю транспортной приходится 30...40 %, а на долю подрешетной - 70...60 %. Скорость восходящего потока подрешетной воды подбирается экспериментально. При ее увеличении происходит уменьшение выхода концентрата и повышение его качества.

Поршневые отсадочные машины бывают двух-, трех- и четырех камерные. Решето каждой последующей камеры устанавливается ниже предыдущего на 100 мм. В зависимости от размеров камеры они имеют производительность от 1 до 8,5 т/ч.

Поршневые отсадочные машины в настоящее время почти полностью заменены диафрагмовыми машинами и воздушно-пульсационными, имеющими более высокую удельную производительность и меньший расход воды и электроэнергии.

Диафрагмовые отсадочные машины отличаются от поршневых тем, что в них поршень заменен резиновой диафрагмой, которая может быть установлена вертикально (рис. 1.7, в) или горизонтально.

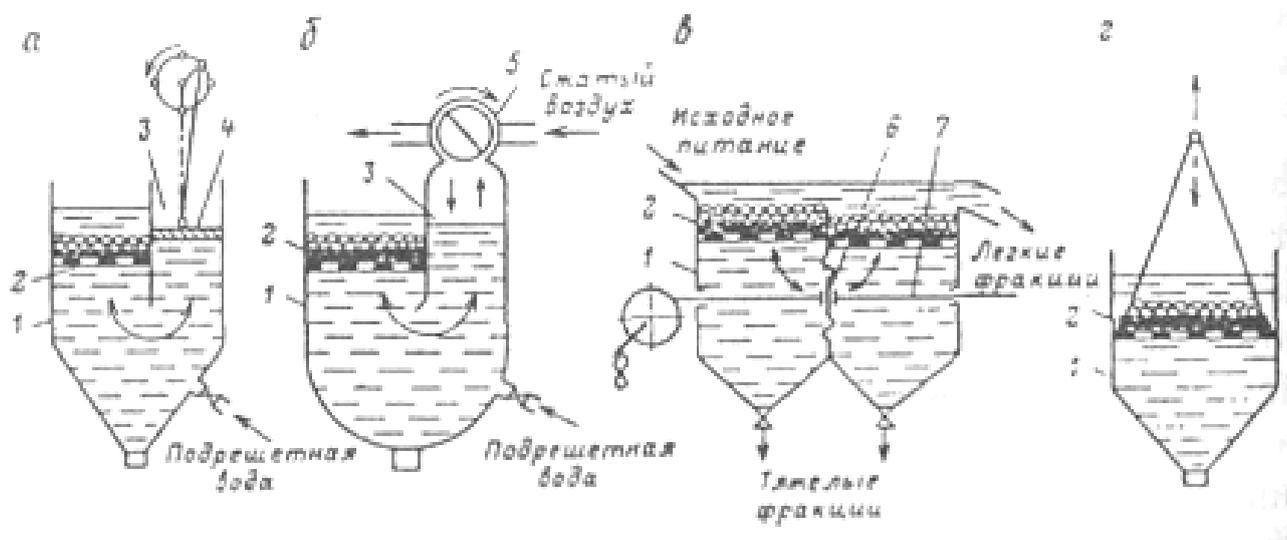


Рис. 1.7. Принципиальные схемы отсадочных машин  
 а - поршневая; б - беспоршневая воздушно-золотниковая; в - диафрагмовая; г - с подвижным решетом; 1 - камера; 2 - решето; 3 - поршневое (а) или воздушное (б) отделение; 4 - поршень; 5 - коллектор сжатого воздуха; 6 - диафрагма; 7 - шток; 8 - эксцентриковый привод

**Диафрагмовые отсадочные машины** широко применяются при обогащении оловянных, вольфрамовых, золотосодержащих россыпей и руд редких металлов. Вертикальные пульсации воды создаются за счет движения

расположенной в перегородке между смежными камерами эластичной диафрагмы 3, связанной штоком 4 с эксцентриковым приводом 5. Машины этого типа применяются для обогащения руд крупностью от 0,1 до 8 мм. Ход диафрагмы может изменяться от 0 до 16 мм, а частота колебаний - от 260 до 1500 в минуту.

Диафрагмовые отсадочные машины с горизонтальной диафрагмой (рис. 1.8) имеют две (МОД-1 и МОД-2) или три камеры (МОД-3). Колебания воды в камерах отсадочных машин создаются движением вверх и вниз конических днищ. В машинах МОД-1 и МОД-2 имеется общий привод для конусов обеих камер, в машине МОД-3 конус третьей камеры имеет самостоятельный привод.

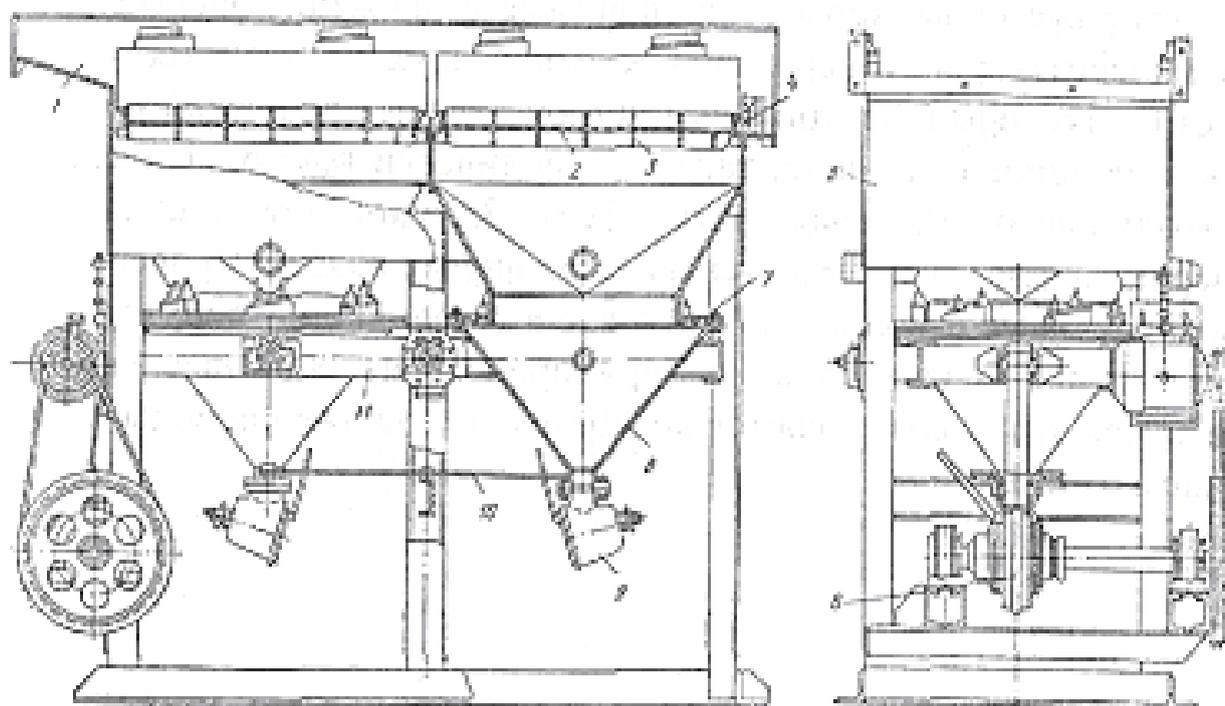


Рис. 1.8. Диафрагмовая отсадочная машина с подвижными коническими днищами (типа МОД)

1 - загрузочный лоток; 2 - решето; 3 - перегородки; 4 - разгрузка легкой фракции; 5 - камера; 6 - привод; 7 - резиновая диафрагма; 8 - конические днища; 9 - разгрузка тяжелой фракции; 10 - тяга; 11 - рама

Конические днища крепятся к камере при помощи резиновых манжет и обечайки. При движении днищ создаются восходящие и нисходящие потоки воды. Расслаиваясь, тяжелые частицы собираются в нижней части конических днищ и периодически разгружаются через разгрузочное отверстие, а легкие - с водой уходят через сливной порог последней камеры.

Производительность этих машин колеблется в широких пределах (от 0,5

до 40 т/ч) в зависимости от рабочей площади решет и крупности обогащаемого материала.

**Воздушно-пульсационные (беспоршневые)** отсадочные машины (рис. 1.9) отличаются от других использованием сжатого воздуха для создания колебаний воды в отсадочном отделении. Каждая камера разделена перегородкой 5 на два отделения - отсадочное 7 и воздушное 4. В отсадочном отделении укреплены решета площадью до 10 м<sup>2</sup> с искусственной постелью 6, через которую разгружается тяжелая фракция. Подрешетная вода в машину подается через водяной коллектор 1. Над воздушным отделением расположен воздухохоборник 3, питающий машину сжатым воздухом от воздуходувки через роторные пульсаторы 2, приводимые в движение электродвигателем через коробку передач.

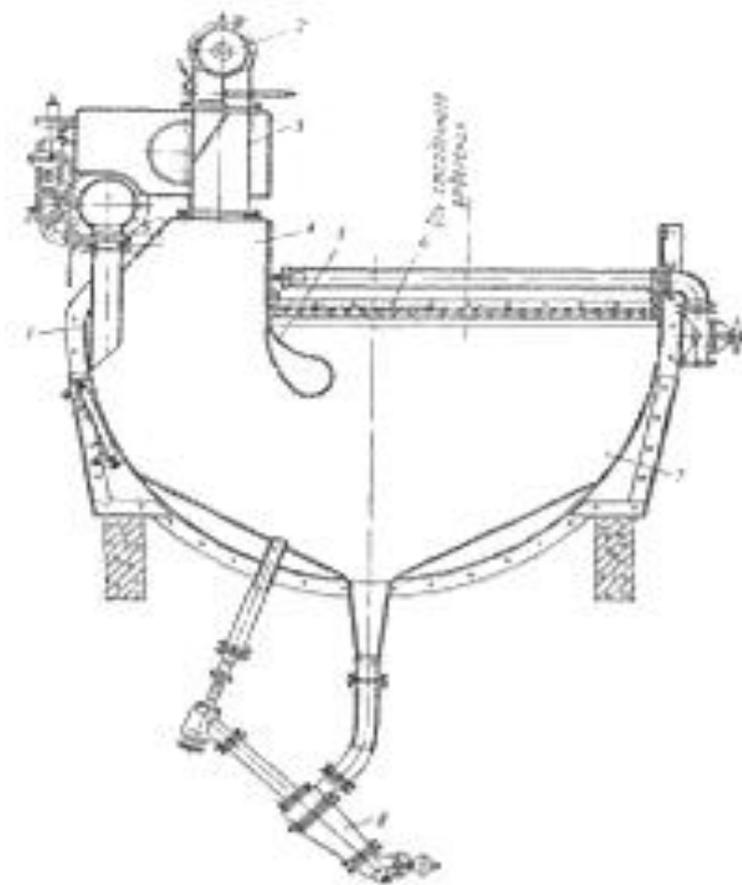


Рис. 1.9. Беспоршневая отсадочная машина МОБМ-10

Сжатый воздух из воздухохоборника через пульсаторы (золотниковые устройства) периодически поступает в воздушное отделение; также периодически воздух выпускается из воздушного отделения в атмосферу. За один оборот пульсатора совершается полный цикл отсадки. При впуске воздуха уровень воды в воздушном отделении понижается, а в отсадочном - повышается, а при выпуске воздуха в атмосферу происходят обратные явления.

Благодаря этому совершаются колебательные движения воды в отсадочном отделении.

Пульсатор состоит из корпуса (в форме цилиндра), впускного патрубка с дроссельной заслонкой, вала, золотника и крышек с подшипниками. В корпус помещен ротор, разделенный продольной перегородкой на две полости, имеющие окна для впуска воздуха в воздушное отделение и выпуска его в атмосферу. При совмещении соответствующих окон корпуса и золотника происходит впуск или выпуск воздуха.

Ротор приводится в движение от электропривода с регулируемой частотой вращения. Давление и расход воздуха регулируется дроссельными заслонками.

В нижней части камер машины расположены гидроциклоны 8. Подрешетный (тяжелый) продукт разгружается через песковые насадки гидроциклонов, а слив гидроциклонов возвращается насосами в машину. Легкая фракция (хвосты) разгружается через сливной порог последней камеры.

Для обогащения руд серийно выпускаются беспоршневые отсадочные машины двух типов - ОПМ для отсадки мелкого материала ( $< 4$  мм) и ОПС для отсадки материала средней крупности ( $< 30$  мм). Кроме указанных, изготавливается также машина для материала крупностью  $> 300$  мм (МОБК-8С). Беспоршневые отсадочные машины выпускаются с двумя, тремя, четырьмя и пятью камерами с площадью решета от 2,5 до 8 м<sup>2</sup> производительностью от 25 до 125 т/ч.

К основным факторам, определяющим работу отсадочных машин, относятся: длина хода диафрагмы (поршня), частота колебаний, производительность, гранулометрический состав материала, расход воды и электроэнергии и т. д.

На рис. 1.10. показана беспоршневая отсадочная машина с многоструйными проточными камерами МОБК-8. Воздух из золотников подается в пространство между патрубками (воздушную камеру). Диффузоры предназначены для более равномерного распределения колебаний среды по площади решета. Тяжелые продукты разгружаются через шиберное устройство и решето, а затем обезвоживающими элеваторами легкий продукт удаляется через сливной порог в конце машины.

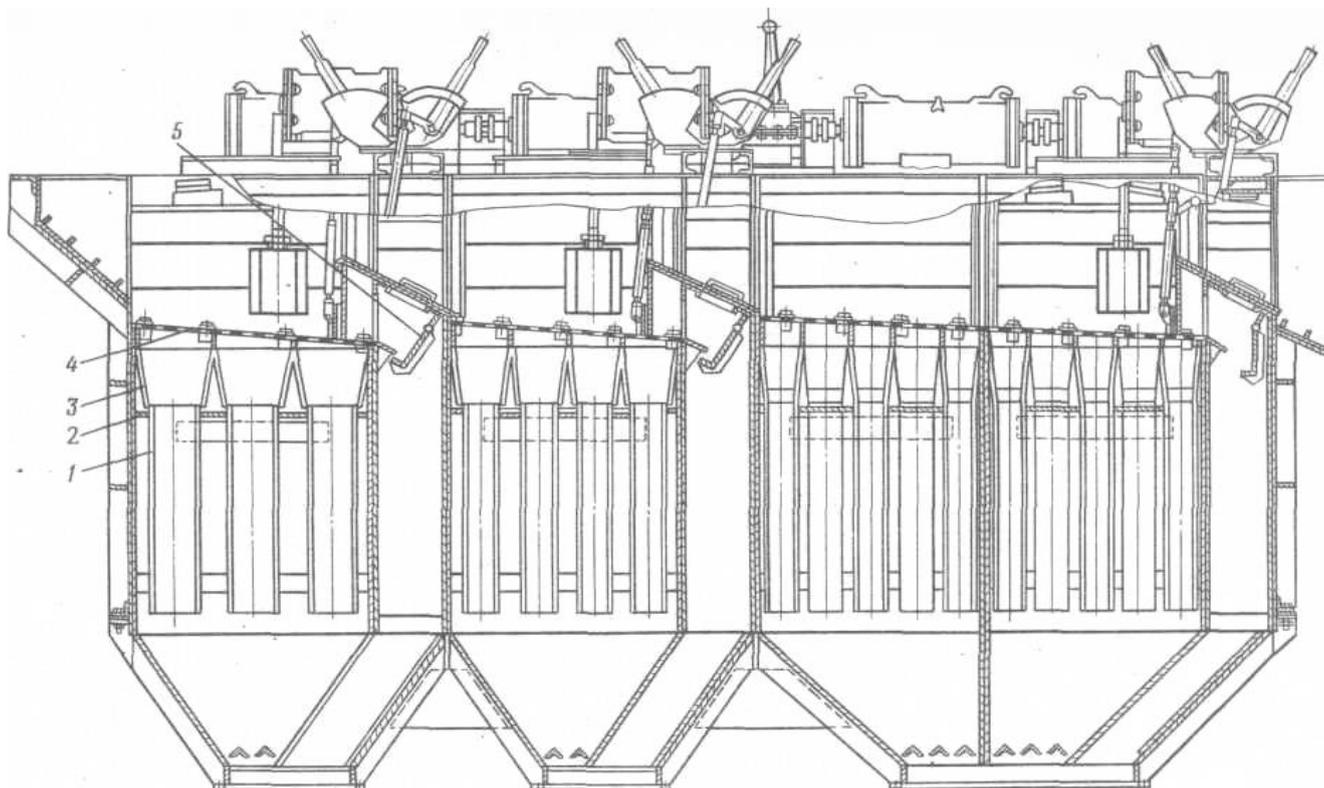


Рис. 1.10. Беспоршневая отсадочная машина с многоструйными проточными камерами МОБК-8:

- 1 - вертикальная труба; 2 - горизонтальный лист; 3 - диффузор; 4 - решето;  
5 - шиберное устройство для разгрузки крупнозернистых продуктов

Аналогичные машины сконструированы Гипромашуглеобогащением типа ОПМ (ОПМ-14, ОПМ-24, ОПМ-34 с шириной отсадочного решета соответственно 1, 2, 3 -четыре последовательно соединенные секции длиной 1 м каждая) для обогащения мелкозернистых руд. Машины имеют также воздушную камеру под решетом, образованную системой вертикальных патрубков со смыкающимися диффузорами в верхней части. Пульсации среды создаются пульсаторами роторного типа с электроприводом типа ПМСМ, позволяющим плавно регулировать число пульсаций в широких пределах без остановки машины. Пульсаторы имеют глушители выхлопа. Тяжелые продукты разгружаются через слой искусственной постели по всей площади решета. На выпуске продуктов из подрешетной камеры установлены циклонные устройства, одновременно выполняющие роль гасителя давления для уменьшения расхода воды с тяжелыми продуктами.

Институтом Механобрчермет создана отсадочная трехступенчатая машина типа МОБ. Решета в каждой ступени установлены с уклоном в сторону движения материала и закончены вертикальными сливными порогами для разгрузки тяжелых продуктов отсадки. Для создания пульсаций среды под

решетом каждой ступени подвешены на пружинах воздушные камеры, которые представляют собой систему пневмоконусов. Пространство под пневмоконусами используется как воздушные камеры, в которые через систему труб периодически подается сжатый воздух. Сжатый воздух вызывает подъем пневмоконуса, а следовательно, и уровня воды в отсадочном отделении. Ограничение и смягчение хода пневмоконусов обеспечивают амортизаторы, на которых закреплены подвески. В машине применены роторные пульсаторы. Тяжелые продукты разгружаются через разгрузочные устройства клапанного типа с помощью пневматической системы авторегулирования с поплавковым датчиком уровня постели.

Однако машина сложна в эксплуатации и обладает рядом недостатков в конструктивном решении отдельных узлов.

Машина двухстороннего действия конструкции института Механобрчермет с надрешетным расположением воздушной камеры также сложна в эксплуатации и к тому же недоступна для визуального контроля процесса. Машина имеет два герметически закрытых отделения, выполняющих одновременно роль отсадочного и воздушного. Машина двухступенчатая, каждая ступень имеет две секции.

Вторая секция оборудована разгрузочным устройством со сливным порогом и вертикальной щелью. Тяжелые фракции разгружаются секторным шибром. Применяются воздушные пульсаторы четырехтактного действия. Материал загружается лопастным питателем.

Машины МОБК-8 конструкции института Механобрчермет работают в схеме цепи аппаратов обогатительных фабрик для обогащения марганцевой руды класса +3 мм. Руда характеризуется следующим составом: конкреционная манганитовая и пиролюзитовая разновидности 26,2%; кусковая манганитовая 34,1%; кусковая псиломелановая 30,4%; смешанная карбонатно-окисная 5,4%; глина в комках 3,9%.

### **Контрольные вопросы:**

1. Что называется процессом отсадки?
2. Что такое «постель», каковы ее свойства?
3. По каким признакам классифицируются отсадочные машины?
4. Какие типы отсадочных машин Вы знаете?
5. .Охарактеризуйте работу отсадочной машины типа МОД.
6. Объясните принцип действия и обогащение полезного ископаемого в отсадочной машине ОМШ.
7. Как происходит отсадка в воздушно-пульсационных отсадочных машинах?

## Лекция №8.

### Тема: Обогащение в тяжелых средах

#### План:

1. Обогащение в тяжелых средах
2. Приготовление тяжелых жидкостей и суспензии.

**Ключевые слова:** гравитационные процессы, отсадка, фракционный анализ, обогащение в тяжелых средах, обогащение в тяжелых средах, всплывшие продукты, утяжелители, устойчивость, вязкость, регенерация

Процесс обогащения в тяжелых средах основан на разделении смеси зерен по плотности в гравитационном или центробежном полях в среде, плотность которой – промежуточная между плотностями разделяемых частиц. Минералы меньшей плотности, чем среда, всплывают, а более тяжелые – тонут. Происходит разделение на легкие (*всплывшие*) продукты. В качестве тяжелых сред можно использовать тяжелые органические жидкости, водные растворы тяжелых солей и тяжелые суспензии, представляющие собой взвеси в воде тонкодисперсных частиц тяжелого минерала (*утяжелителей*). Хорошо перемешанная взвесь, образующая суспензию, обладает некоторыми свойствами, близкими к свойствам однородной тяжелой жидкости (например, вязкость, текучесть, устойчивость).

Тяжелые органические жидкости и растворы солей не нашли промышленного применения из-за высокой стоимости, трудности регенерации (восстановления), токсичности и т.д. Широкое применение распространение получил метод обогащения в тяжелых суспензиях.

**Устойчивость** суспензии является одним из важнейших свойств, влияющих на точность разделения минеральных частиц в процессе обогащения. Под устойчивостью суспензии понимается ее способность сохранять постоянную плотность во времени и в различных по высоте слоях. Устойчивость суспензии определяется скоростью осаждения твердой фазы и зависит от крупности частиц утяжелителя, их плотности, объемного содержания утяжелителя в суспензии, ее температуры.

Повышение устойчивости суспензии достигается подбором утяжелителей определенного состава, отличающихся высокой степенью устойчивости; созданием восходящих или горизонтальных потоков суспензии; механическим перемешиванием суспензии; добавлением в суспензию веществ-стабилизаторов, препятствующих осаждению частиц утяжелителя.

**Вязкость** суспензии или внутреннее трение характеризует сопротивление относительно движению ее элементарных слоев.

Существенное влияние на вязкость суспензии оказывает крупность частиц утяжелителя (гранулометрический состав) и объемная его концентрация в суспензии. Чем крупнее частицы утяжелителя, тем меньше вязкость суспензии и выше ее подвижность при одной и той же плотности.

Приготовление суспензии заключается в дроблении, измельчении, классификации утяжелителя (или использование утяжелителя уже в готовом виде), смешивании в специальном смесителе утяжелителя с водой в заданной пропорции, транспортировании приготовленной суспензии к суспензионным сепараторам.

Длительная эксплуатация тяжелосуспензионных установок приводит к загрязнению суспензии мелкими частицами обогащаемого материала. Для восстановления первоначальных свойств суспензии ее подвергают *регенерации* (восстановлению) с последующим возвращением в процесс. В процессе регенерации происходит отделение суспензии от продуктов обогащения и отмывка частиц суспензии с поверхности кусков материала, удаление загрязняющих примесей и выделение утяжелителя. Характер последней операции зависит от свойств утяжелителя и производится магнитной сепарацией (если утяжелитель обладает магнитными свойствами), флотацией, концентрацией на столах, гидравлической классификацией или комбинированным способом.

Обогащение в тяжелых суспензиях применяют обычно для удаления пустой породы перед тонким измельчением руд, удаления пустой породы из энергетических углей, обогащения труднообогатимых углей для целей коксования.

Обогащение полезных ископаемых в тяжелых суспензиях характеризуется высокой эффективностью процесса (практические показатели обогащения очень близки к теоретическим), простотой конструкции сепараторов и высокой их производительностью, нечувствительностью процесса к изменениям, производительности и качества исходного материала.

Обогащение полезных ископаемых в тяжелых средах основано на разделении минеральной смеси по их плотности. Минералы меньшей плотности, чем плотность тяжелой среды, всплывают в ней, а более тяжелые - погружаются, вследствие чего происходит разделение на всплывший (легкий) и потонувший (тяжелый) продукт.

Процесс обогащения в суспензиях освоен на углеобогатительных фабриках Донбасса, Карагандинского и Кузнецкого бассейнов, на обогатительной фабрике Донского горно-обогатительного комбината для обогащения хромовых руд, обогатительной фабрике «Дарквсти» Чиатурского комбината для обогащения марганцевых руд, Зыряновском и Краснореченском

комбинатах для обогащения полиметаллических руд, Текелийском свинцово-цинковом комбинате, ПО «Каратау» для обогащения фосфоритовых руд. Предполагается широкое внедрение суспензионного процесса для обогащения горнохимического сырья, окисленных железистых кварцитов Кривбасса, хромовых руд Южно-Кемпирсайского месторождения, полиметаллических руд алтайских и среднеазиатских месторождений.

Перспективно применение суспензионного метода обогащения для переработки окисленных крупновкрапленных гидрогематит-мартитовых руд, россыпных руд и их смесей, а также крупнозернистых промежуточных продуктов промывочно-обогащительных фабрик и разубоженных руд шахтной добычи, в этом случае возможно произвести замену селективной добычи руды более экономичной массовой добычей с включением выемки боковых пород при разработке маломощных рудных месторождений.

На обогащительные фабрики утяжелители поступают в виде кусков размером от 300 до 25 мм либо в готовом пригодном к употреблению виде. Кусковые утяжелители дробят в одну-две стадии с последующим одностадиальным измельчением в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с классификаторами. К кусковым утяжелителям относят: чушковый ферросилиций с кусками размером до 300 мм, штуфной свинцовый концентрат, магнетитовую руду крупностью до 25 мм, агломерированную руду крупностью более 25 мм.

Магнетитовый концентрат обычно получают с железорудных обогащительных фабрик в виде порошка, пригодного к использованию без дополнительного измельчения. При использовании гранулированного ферросилиция, пирита, железной окалины, пиритных огарков и др. применяют только их измельчение без предварительного дробления.

Наибольшее распространение в практике получил гранулированный ферросилиций, содержащий 15% кремния, так как при содержании кремния более 15% уменьшается его прочность, а при содержании кремния менее 15% происходит его интенсивное окисление.

Гипромашуглеобогащением разработан *комплекс оборудования для автоматического приготовления и транспортирования суспензии (КАПТС)* (рис. 1.11.). КАПТС выполняет операции по выгрузке магнетита из вагонов, складированию, автоматическому приготовлению суспензии заданной плотности и транспортированию суспензии к суспензионным сепараторам. Комплекс состоит из грейферного крана, вибрационного грохота для удаления посторонних материалов, бункера, вибропитателя для подачи магнетита в аппарат смешивания магнетита с водой, который работает в автоматическом режиме со всей обогащительной установкой.

Приготовленная суспензия транспортируется по трубопроводу в сборник кондиционной суспензии. Пополнение системы свежей суспензией производится по сигналам датчиков верхнего и нижнего уровней, установленных в баке кондиционной суспензии.

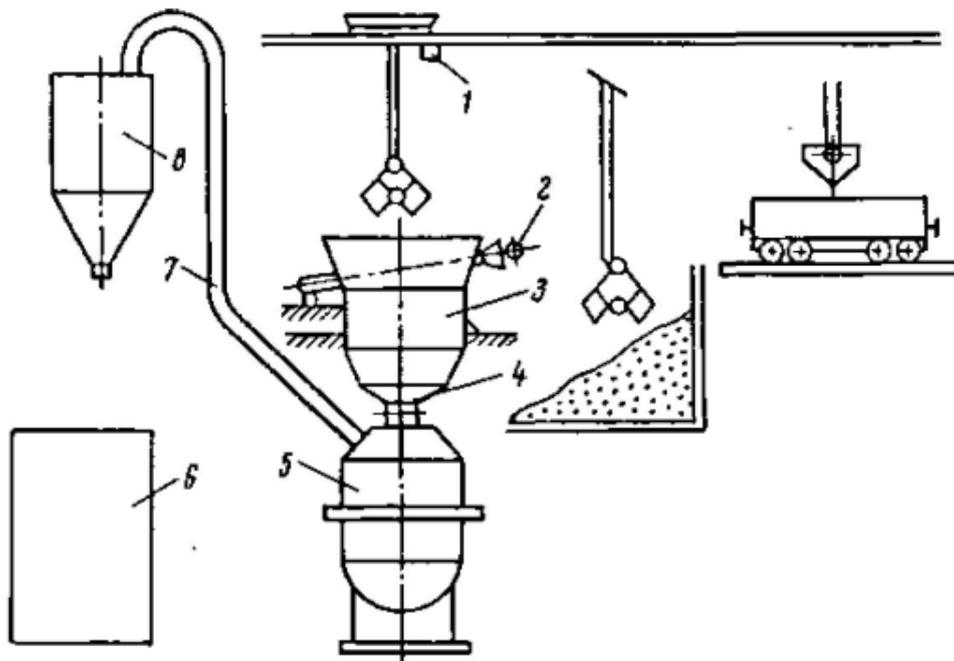


Рис. 1.11. Схема комплекса оборудования для автоматического приготовления и транспортирования суспензии (КАПТС):

1- кран с грейфером; 2 - вибрационный грохот; 3 - бункер; 4 - вибропитатель; 5 - аппарат для приготовления и транспортирования суспензии; 6-станция автоматического управления; 7 - трубопровод; 8 - бак кондиционной суспензии

При необходимости суспензию можно приготавливать в полуавтоматическом режиме или вручную от станции управления.

КАПТС обеспечивает приготовление суспензии плотностью 1200 — 2100 кг/см<sup>3</sup> с подачей на высоту до 25 м. Производительность установки в автоматическом режиме работы -1,5 м<sup>5</sup>/ч.

В процессе длительной эксплуатации суспензионных установок суспензия загрязняется рудными или угольными шламами, в результате чего плотность суспензии уменьшается, повышаются вязкость и начальное сопротивление сдвигу. Реологические свойства суспензии являются приемлемыми для нормальной эксплуатации суспензионных установок, если содержание шлама не превышает 20%. Это обстоятельство приводит к необходимости частичного удаления кондиционной суспензии, обычно в пределах 10-15% в цикл некондиционной суспензии. Для восстановления

первоначальных свойств суспензии ее регенерируют (восстанавливают) с последующим возвращением в процесс.

Регенерация суспензии начинается с дренажа (отделения суспензии от продуктов обогащения) и отмывки утяжелителя от продуктов обогащения.

Дренированная суспензия возвращается в процесс обогащения, а отмытый утяжелитель вместе с водой, (разбавленная суспензия) направляется в бак некондиционной суспензии, а затем на регенерацию. В зависимости от свойств утяжелителя, используемого в разделительном процессе, регенерация производится: гидравлической классификацией, магнитной сепарацией, флотацией, концентрацией на столах, сгущением и обесшламливанием в конусах или гидроциклонах.

Если утяжелитель обладает магнитными свойствами (магнетит, ферросилиций, окалина и др.), то применяют магнитный способ регенерации суспензии. Галенитовую суспензию регенерируют флотацией и концентрацией на столах. Для комплексных утяжелителей, содержащих магнитные и немагнитные частицы, применяют комбинированные способы регенерации. При регенерации удаляют загрязняющие шламы, которые направляют на обогащение.

Утяжелитель, очищенный от примесей, с водой направляется в уплотнитель-классификатор или сгустительный аппарат, где суспензия с помощью автоматических регуляторов приобретает заданную плотность и направляется в циркуляцию. При магнитном способе регенерации перед возвращением суспензии в циркуляцию ее размагничивают.

### **Контрольные вопросы:**

1. Что означает обогащение в тяжелых средах, приведите примеры?
2. Что такое устойчивость, вязкость системы?
3. Каковы преимущества процесса обогащения в тяжелых средах?
4. Назовите наиболее применяемые сепараторы?
5. Опишите работу и принцип действия конусных сепараторов.
6. Опишите работу и принцип действия барабанных и колесных сепараторов.
7. Какие машины (аппараты) применяют при обогащении полезных ископаемых в тяжелых суспензиях?

## Лекция №9.

### Тема: Регенерация тяжелых суспензий

#### План:

1. Обогащение в тяжелых средах
2. Регенерация тяжелых суспензий.

**Ключевые слова:** руда, минерал, технологическая схема, схема цепи аппаратов, полезный компонент, ценный компонент, концентрат, промпродукт, вводно-шламовая схема качественная схема, качественно–количественная схема.

Перспективно применение суспензионного метода обогащения для переработки окисленных крупновкрапленных гидрогематит-мартитовых руд, россыпных руд и их смесей, а также крупнозернистых промежуточных продуктов промывочно-обогажительных фабрик и разубоженных руд шахтной добычи, в этом случае возможно произвести замену селективной добычи руды более экономичной массовой добычей с включением выемки боковых пород при разработке маломощных рудных месторождений.

На обогажительные фабрики утяжелители поступают в виде кусков размером от 300 до 25 мм либо в готовом пригодном к употреблению виде. Кусковые утяжелители дробят в одну-две стадии с последующим одностадиальным измельчением в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с классификаторами. К кусковым утяжелителям относят: чушковый ферросилиций с кусками размером до 300 мм, штуфной свинцовый концентрат, магнетитовую руду крупностью до 25 мм, агломерированную руду крупностью более 25 мм.

Магнетитовый концентрат обычно получают с железорудных обогажительных фабрик в виде порошка, пригодного к использованию без дополнительного измельчения. При использовании гранулированного ферросилиция, пирита, железной окалины, пиритных огарков и др. применяют только их измельчение без предварительного дробления.

Наибольшее распространение в практике получил гранулированный ферросилиций, содержащий 15% кремния, так как при содержании кремния более 15% уменьшается его прочность, а при содержании кремния менее 15% происходит его интенсивное окисление.

Гипромашуглеобогащением разработан комплекс оборудования для автоматического приготовления и транспортирования суспензии (КАПТС) (рис. 1.11.). КАПТС выполняет операции по выгрузке магнетита из вагонов, складированию, автоматическому приготовлению суспензии заданной

плотности и транспортированию суспензии к суспензионным сепараторам. Комплекс состоит из грейферного крана, вибрационного грохота для удаления посторонних материалов, бункера, вибропитателя для подачи магнетита в аппарат смешивания магнетита с водой, который работает в автоматическом режиме со всей обогатительной установкой.

Приготовленная суспензия транспортируется по трубопроводу в сборник кондиционной суспензии. Пополнение системы свежей суспензией производится по сигналам датчиков верхнего и нижнего уровней, установленных в баке кондиционной суспензии.

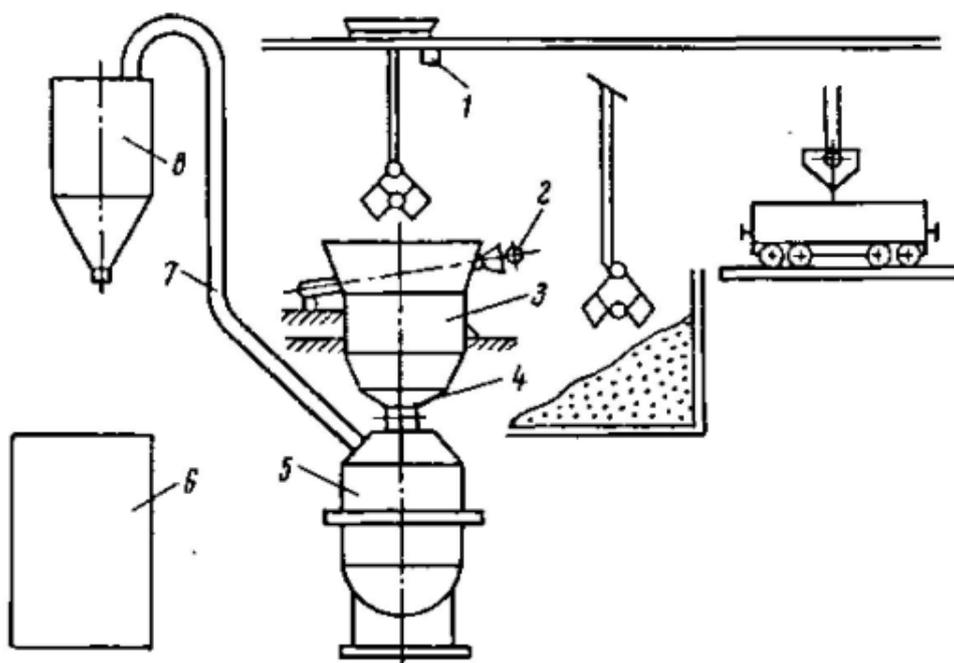


Рис. 1.11. Схема комплекса оборудования для автоматического приготовления и транспортирования суспензии (КАПТС):

1- кран с грейфером; 2 - вибрационный грохот; 3 - бункер; 4 - вибропитатель; 5 - аппарат для приготовления и транспортирования суспензии; 6-станция автоматического управления; 7 - трубопровод; 8 - бак кондиционной суспензии

При необходимости суспензию можно приготавливать в полуавтоматическом режиме или вручную от станции управления.

КАПТС обеспечивает приготовление суспензии плотностью 1200 — 2100 кг/см<sup>3</sup> с подачей на высоту до 25 м. Производительность установки в автоматическом режиме работы -1,5 м<sup>5</sup>/ч.

В процессе длительной эксплуатации суспензионных установок суспензия загрязняется рудными или угольными шламами, в результате чего плотность суспензии уменьшается, повышаются вязкость и начальное

сопротивление сдвигу. Реологические свойства суспензии являются приемлемыми для нормальной эксплуатации суспензионных установок, если содержание шлама не превышает 20%. Это обстоятельство приводит к необходимости частичного удаления кондиционной суспензии, обычно в пределах 10-15% в цикл некондиционной суспензии. Для восстановления первоначальных свойств суспензии ее регенерируют (восстанавливают) с последующим возвращением в процесс.

Регенерация суспензии начинается с дренажа (отделения суспензии от продуктов обогащения) и отмывки утяжелителя от продуктов обогащения.

Дренированная суспензия возвращается в процесс обогащения, а отмытый утяжелитель вместе с водой, (разбавленная суспензия) направляется в бак некондиционной суспензии, а затем на регенерацию. В зависимости от свойств утяжелителя, используемого в разделительном процессе, регенерация производится: гидравлической классификацией, магнитной сепарацией, флотацией, концентрацией на столах, сгущением и обесшламливанием в конусах или гидроциклонах.

Если утяжелитель обладает магнитными свойствами (магнетит, ферросилиций, окалина и др.), то применяют магнитный способ регенерации суспензии. Галенитовую суспензию регенерируют флотацией и концентрацией на столах. Для комплексных утяжелителей, содержащих магнитные и немагнитные частицы, применяют комбинированные способы регенерации. При регенерации удаляют загрязняющие шламы, которые направляют на обогащение.

Утяжелитель, очищенный от примесей, с водой направляется в уплотнитель-классификатор или сгустительный аппарат, где суспензия с помощью автоматических регуляторов приобретает заданную плотность и направляется в циркуляцию. При магнитном способе регенерации перед возвращением суспензии в циркуляцию ее размагничивают.

Наиболее распространены в практике *два способа регулирования плотности суспензии*, находящейся в циркуляции. Первый способ основан на изменении уровня суспензии в бак с кондиционной суспензии перед сепаратором, с помощью специальных устройств измеряется плотность суспензии. Как только плотность циркулирующей суспензии установится ниже заданной, регулятор, на вход которого поступают сигналы от датчиков плотности суспензии, включает исполнительный механизм, и часть суспензии из бака направляется на регенерацию, в результате чего уровень суспензии в баке понизится. В это время второй исполнительный механизм увеличивает поступление в бак воды для восстановления заданного уровня суспензии. Если разбавление суспензии водой таково, что датчик плотности отметит снижение

плотности, исполнительный механизм обеспечит подачу магнетита в мешалку. Этот процесс будет продолжаться до тех пор, пока содержание магнетита в суспензии и ее плотность не достигнут заданного значения.

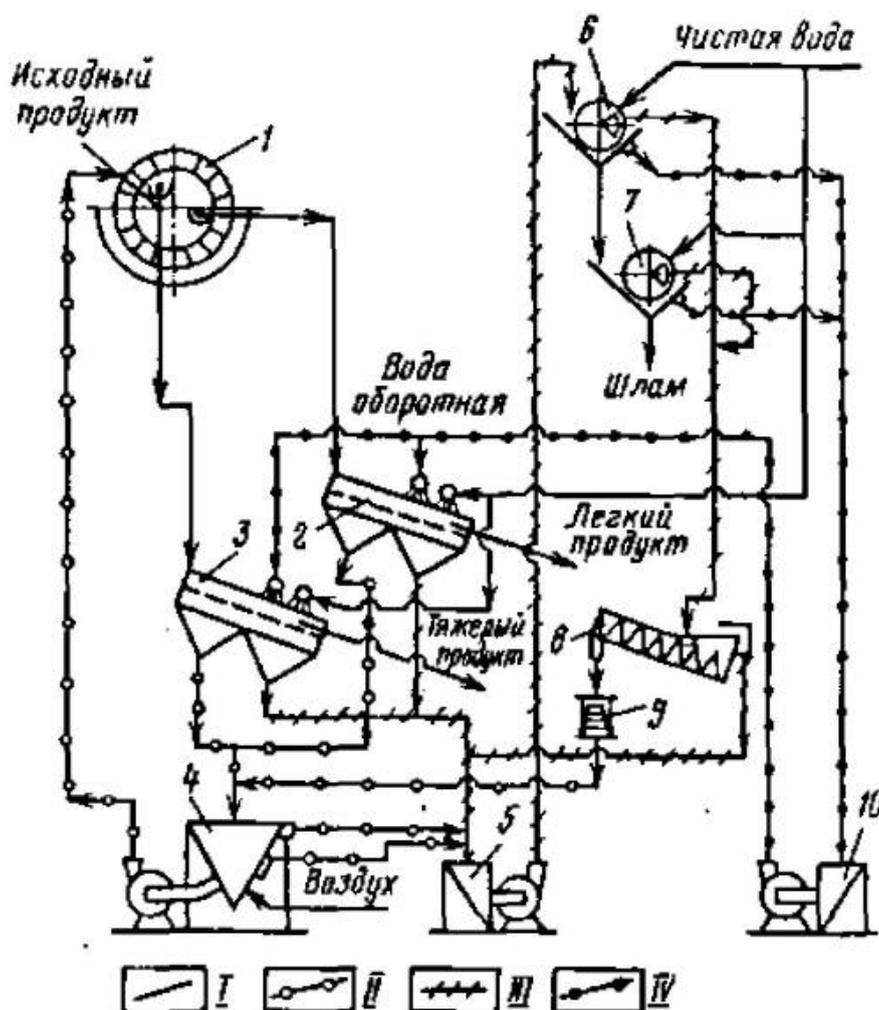


Рис. 1.12. Схема цепи аппаратов цикла регенерации суспензии:  
 I- поток руды и чистой воды; II-кондиционная суспензии, III-некондиционная суспензия; обратная вода; IV- колесный сепаратор; 2-грохот для отделения суспензии и отмывки легкого продукта от утяжелителя; 3 - грохот для отделения суспензии и отмывки тяжелого продукта от утяжелителя; 4 - бак кондиционной суспензии; 5 - бак некондиционной суспензии; 6, 7 - магнитные сепаратор; 8 - классификатор-уплотнитель; 9 - размагничивающая катушка; 10 – зумпф обратной воды

Второй способ основан на изменении объема утяжелителя, подаваемого спиралью классификатора-уплотнителя в циркуляцию. Как и при первом способе, специальными устройствами измеряется плотность суспензии. Если плотность суспензии ниже заданной, регулятор включает исполнительный

механизм, опускающий вращающуюся спираль в корыто классификатора, в результате чего в магистраль кондиционной суспензии увеличивается подача утяжелителя в виде пескового продукта до достижения заданного значения плотности. Если плотность суспензии выше заданной, регулятор включает исполнительный механизм на подъем вращающейся спирали, что способствует уменьшению подачи утяжелителя в магистраль до достижения заданной плотности. Таким образом, положение спирали по высоте в классификаторе-уплотнителе определяет плотность суспензии в циркуляции.

Для регенерации магнетитовых или ферросилициевых суспензий применяют электромагнитные барабанные сепараторы ЭБМ-80/170, ЭБМ-80/250, ленточные ЭЛС-12, магнитные барабанные сепараторы ПБМ-2. В первой стадии регенерации (магнитной сепарации) извлекается 97% железа, а во второй-3% железа.

Для угля получили распространение сепараторы ЭБМ-80/170 и ЭБМ-80/250. Их максимальная производительность по суспензии 210- 310 к/ч.

Основные показатели, характеризующие схему регенерации суспензии:

- объем суспензии, находящейся в циркуляции (1-4 м<sup>3</sup>/т обогащаемого продукта);

- при обогащении в сепараторах со статическими условиями разделения (колесные, конусные и т. д.):

а) объем суспензии, уходящей из сепаратора с легким продуктом (3,0-4,5 м<sup>3</sup>/т легкого продукта);

б) объем суспензии, уходящей из сепаратора с тяжелым продуктом (0,1-0,5 м<sup>3</sup>/т тяжелого продукта);

- при обогащении в сепараторах с динамическими условиями разделения (гидроциклоны и др.):

а) объем суспензии, уходящей из сепаратора с легким продуктом (2-3 м<sup>3</sup>/т легкого продукта);

б) объем суспензии, уходящей из сепаратора с тяжелым продуктом (1-1,5 м<sup>3</sup>/т тяжелого продукта);

- доля возвращаемой из цикла регенерации в магистраль кондиционной суспензии (10-20% общего объема находящейся в циркуляции). При отсутствии частичного сброса кондиционной суспензии в магистраль некондиционной доля возвращаемой из цикла регенерации суспензии составляет всего 1-1,5% общего объема;

- объем шлама, образующегося в процессе истирания при транспортировке по обогатительным аппаратам, желобам, грохотам и т. д. и направляемого в цикл регенерации (0,8-1,5% общего объема обогащаемого материала);

- объем регенерируемого утяжелителя (15-20% общего объема утяжелителя, находящегося в обороте);
- объем воды, направляемой на отмывку утяжелителя (0,7-1,2 мл/т, в том числе чистой воды 0,25 м/т продукта);
- масса утяжелителя, поступающего на отмывку с продуктами обогащения после дренажа суспензии (20-50 кг/т исходного продукта);
- потери утяжелителя 200-600 г/т исходного продукта, в том числе: с хвостами магнитного обогащения 50%, легким продуктом обогащения 20%, тяжелым продуктам обогащения 10%, механические потери 20%;
- расход воздуха для барботажной суспензии в баке кондиционной суспензии в период остановки сепаратора и для системы автоматического регулирования плотности суспензии (2,5-4 м<sup>3</sup> воздуха на 1 м<sup>3</sup> суспензии, находящейся в циркуляции); давление воздуха (4÷7) · 10<sup>5</sup> Па; давление воды (2÷2,5) · 10<sup>5</sup> Па.

Путь воды, утяжелителя и суспензии в водошламовой и суспензионной схемах обогащения показан на рис. 1.13.

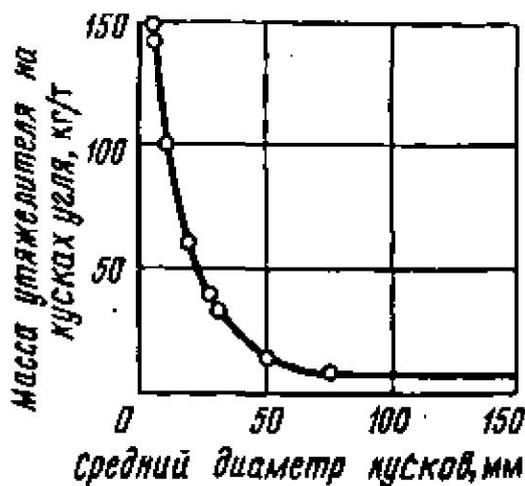


Рис. 1.13. Масса утяжелителя (магнетита), оставшегося на кусках угля различной крупности

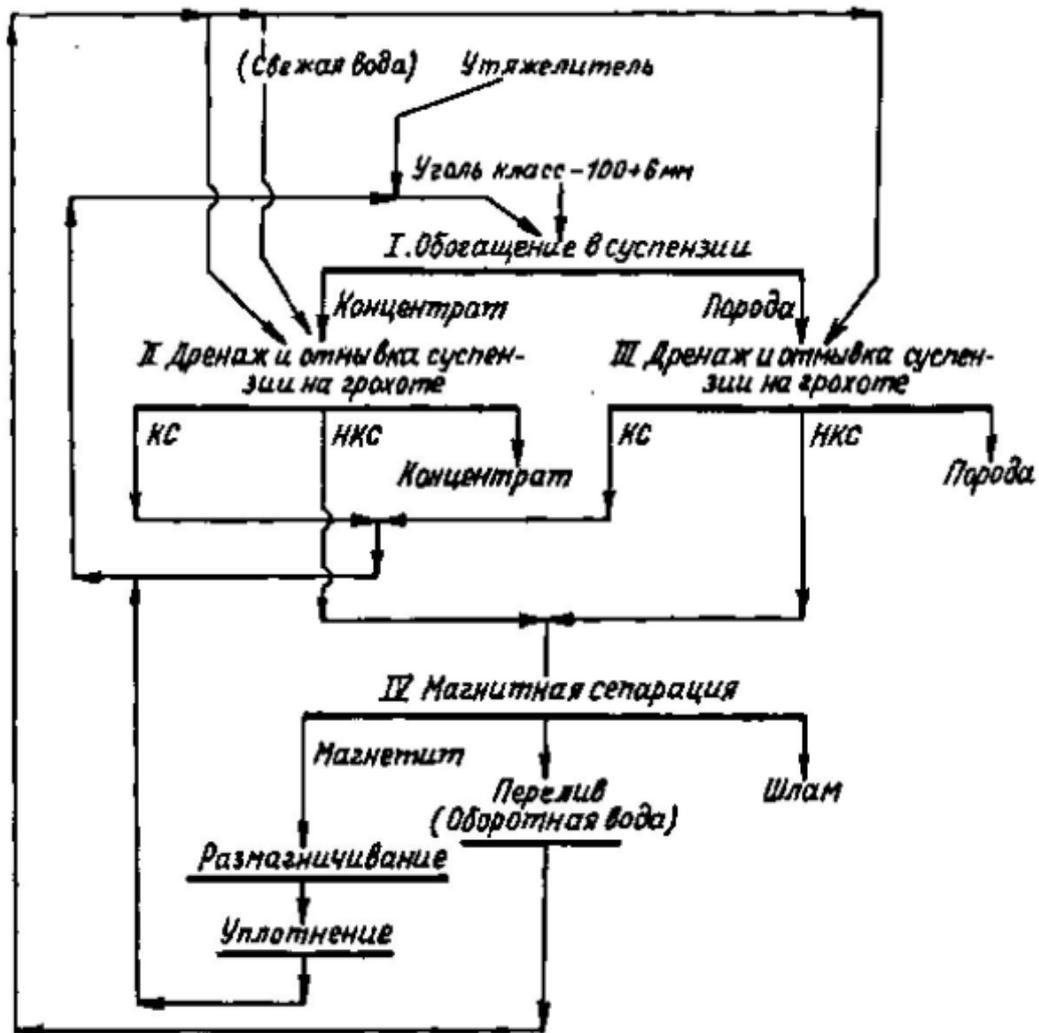


Рис. 1.14. Схема обогащения угля класса  $-100 + 6$  мм в магнетитовой суспензии

### Контрольные вопросы:

1. Что означает обогащение в тяжелых средах, приведите примеры?
2. Что такое устойчивость, вязкость системы?
3. Каковы преимущества процесса обогащения в тяжелых средах?
4. Назовите наиболее применяемые сепараторы?
5. Опишите работу и принцип действия конусных сепараторов.
6. Опишите работу и принцип действия барабанных и колесных сепараторов.
7. Какие машины (аппараты) применяют при обогащении полезных ископаемых в тяжелых суспензиях?

## Лекция №10.

**Тема: Сепараторы, применяемые при обогащении в тяжелых суспензиях**

### План:

1. Сепараторы, применяемые при обогащении в тяжелых суспензиях
2. Барабанные сепараторы.

**Ключевые слова:** руда, минерал, технологическая схема, схема цепи аппаратов, полезный компонент, ценный компонент, концентрат, промпродукт, вводно-шламовая схема, качественная схема, качественно–количественная схема.

Разнообразие вещественного состава полезных ископаемых и физико-механических свойств применяемых утяжелителей, необходимость обеспечения высокой точности разделения, высокие требования к компактности размещения оборудования, а иногда и совмещению двух стадий обогащения в одном аппарате обусловили создание множества конструкций сепараторов, различающихся между собой по следующим основным признакам.

1. По типу применяемых суспензий: гидросуспензионные; аэросуспензионные.
2. По степени гравитационной устойчивости применяемых суспензий:
  - сепараторы с неструктурированными малоустойчивыми суспензиями;
  - сепараторы со структурированными устойчивыми суспензиями.
3. По характеру разделения минеральных зерен в сепараторах:
  - со статическими условиями разделения;
  - с динамическими условиями разделения.
4. По характеру перемещения потока суспензии в сепараторах:
  - с ламинарным перемещением суспензии;
  - турбулентным перемещением суспензии;
  - центробежным перемещением суспензии;
  - вибрационным перемещением суспензии.
5. По способу стабилизации суспензии в сепараторах:
  - с механическим перемешиванием суспензии;
  - внешним воздействием на суспензию горизонтального, вертикального, центробежного, вибрационного, комбинированных потоков;
  - применением поверхностно-активных веществ (реагентов).
6. По способу отделения суспензии от продуктов обогащения:
  - с внешним отделением суспензии от продуктов обогащения на дренажных грохотах;

- внутренним отделением суспензии от продуктов обогащения на решетках;

- комбинированным отделением суспензии от продуктов обогащения.

7. По числу выдаваемых продуктов обогащения:

- двух продуктовые;

- трехпродуктовые.

8. По способу транспортирования легкого продукта обогащения:

- с самотечной разгрузкой легкого продукта;

- принудительной разгрузкой легкого продукта.

9. По способу транспортирования тяжелого продукта обогащения:

- с элеваторными колесами; аэролифтной разгрузкой (внутренний и внешний эрлифты);

- ленточными конвейерами; винтовыми конвейерами;

- со скребковыми конвейерами;

- внутренней спиралью;

- разгрузкой путем центробежного и вибрационного воздействий потоков.

10. По глубине и форме ванны сепаратора:

- глубокие (с пирамидальной ванной, конусные);

- мелкие (барабанные, желобные, цилиндроконические, кольцевые).

Для обогащения крупнозернистых материалов (крупность более 6 мм) рекомендуются сепараторы со статическими условиями разделения, конусные или желобные с элеваторной разгрузкой тяжелого продукта, внешним отделением суспензии от продуктов обогащения на дренажных грохотах, со способом стабилизации суспензии внешним воздействием на нее комбинированных потоков.

Возможность обогащения в сепараторе крупного материала определяется типом разгрузочного устройства для тяжелого продукта. Сепараторы с разгрузкой тяжелого продукта аэролифтами, шнеками, шлюзовыми затворами не могут применяться для обогащения крупного материала. Для обогащения мелкозернистых материалов (крупность менее 6 мм) рекомендуются сепараторы с динамическими условиями разделения, цилиндроконические, с принудительной разгрузкой легкого и тяжелого продуктов путем центробежного воздействия потоков, с внешним отделением суспензии от продуктов обогащения на дренажных грохотах.

Обогащение в тяжелых средах средне- и крупнокускового материала производят в сепараторах, принцип работы которых основан на использовании гравитационных сил. Обогащение мелкозернистого материала осуществляется в центробежных сепараторах (гидроциклонах).

**Тяжелосредние сепараторы и гидроциклоны.** Наиболее распространены сепараторы: конусные, барабанные и колесные.

**Конусные сепараторы** представляют собой металлическую емкость (ванну), в верхней части цилиндрической, а в нижней – конической формы, заполненной тяжелой суспензией.

Предварительное обогащение руд в тяжелых суспензиях позволяет выделить, в отвальные хвосты от 25...30 до 80 % материала, что приводит к увеличению производительности обогатительных фабрик в 1,5-2 раза, при этом капитальные затраты окупаются за 1., 1,5 года, а себестоимость переработки руды снижается на -25...30%.

Высокая точность и технологическая эффективность суспензионного процесса позволяют обогащать отвальные и забалансовые руды, а также перерабатывать хвосты некоторых гравитационных фабрик. Применение этого процесса способствует вовлечению в эксплуатацию бедных руд. Получаемая пустая порода в виде легкой, фракции может быть использована в качестве строительного материала.

**Конусный сепаратор с аэролифтной разгрузкой** тяжелой фракции, имеет аэролифтный подъемник. Руда подается в ванну сепаратора сверху. Разгрузка легкой (всплывшей) фракции осуществляется самотеком в желоб. Тяжелая (потонувшая) фракция опускается вниз, попадает в загрузочную часть аэролифта и поднимается по трубе вверх к месту разгрузки, расположенному выше уровня суспензии. Суспензия подается в сепаратор или с исходной рудой, или отдельно по трубам внутрь ванны сепаратора. Эти сепараторы предназначены для обогащения руд и неметаллических полезных ископаемых крупностью от 100 до 2 мм.

Аэролифтные сепараторы выпускают с диаметром конуса 3000 и 6000 мм. Конусные сепараторы бывают двух модификаций: с внутренним и наружным аэролифтами. Конус с внутренним аэролифтом занимает меньшую высоту, чем с наружным, но менее экономичен и удобен в эксплуатации. Сепаратор с внешним аэролифтом (рис. 1.15.) представляет собой металлическую конструкцию, верхняя часть которой имеет цилиндрическую форму, а нижняя коническую, заканчивающуюся переходным коленом для соединения конуса с аэролифтом, с помощью которого осевшая тяжелая фракция поднимается и разгружается. В трубу аэролифта через форсунки подается сжатый воздух под давлением до  $3,5 \cdot 10^5$  Па.

Диаметр трубы аэролифта принимается равным не менее чем трем размерам наибольшего куска материала и составляет 150...250. Всплывшая легкая фракция вместе с суспензией сливается в желоб, а желая фракция аэролифтом подается в разгрузочную камеру. Производительность сепаратора

изменяется от 40 до 300 т/ч.

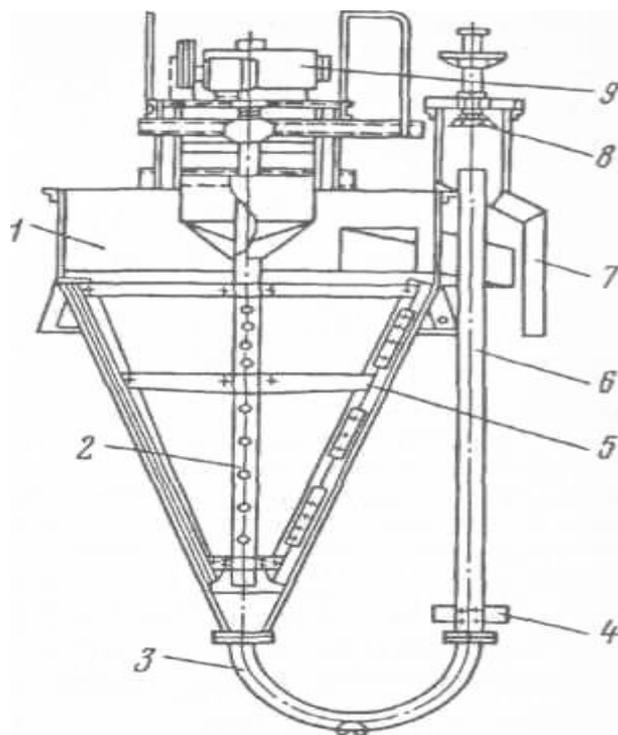


Рис. 1.15. Конусный сепаратор с наружным аэролифтом

- 1 - конус; 2 - мешалка рамочная; 3 - переходное колено от конуса к аэролифту;  
4 - форсунки для подачи сжатого воздуха; 5 - скребки рамочной мешалки;  
6 - аэролифтная труба; 7 - желоб для разгрузки тяжелого продукта;  
8 - отбойный зонт; 9 - привод мешалки

**Конусный сепаратор ОК** (обогащительный конус) имеет размещенную в центре ванны мешалку, вращение которой препятствует расслоению вводно-песчаной суспензии. Легкая (всплывшая) фракция круговым движением суспензии увлекается к разгрузочному желобу, расположенному тангенциально. Тяжелая (потонувшая) фракция попадает в разгрузочную камеру, снабженную шиберными задвижками. Во время наполнения тяжелого продукта в разгрузочной камере верхняя шиберная задвижка открыта, а нижняя – закрыта. После заполнения разгрузочной камеры тяжелым продуктом верхняя задвижка перекрывается и одновременно отрывается нижняя задвижка. После освобождения разгрузочной камеры от тяжелого продукта нижняя задвижка вновь закрывается и открывается верхняя. Эта операция повторяется периодически. Суспензия в сепаратор подается сверху и сбоку.

Внутри конуса в нижней части днища установлены радиально расположенные разделительные клинья, служащие для увеличения степени сужения потока, что в свою очередь способствует более четкому расслоению

материала. По выходе из щелей между клиньями поток пульпы с помощью отсекателей разделяется на концентрат, промпродукт и хвосты, направляемые в соответствующие приемники. Диаметр основания конуса определяет длину пути движения материала и величину рабочей поверхности. Степень сужения потока определяется отношением диаметров верхнего и нижнего оснований конуса.

Конусные сепараторы имеют диаметр от 220 до 5600 мм и предназначены для обогащения углей крупностью от 200 (100) до 13 (6) мм. Производительность их по исходному углю составляет 10 – 16 т/ч на 1м<sup>2</sup> площади зеркала суспензии в сепараторе.

*Сепаратор барабанный со спиральной разгрузкой* состоит из металлического цилиндрического корпуса (барабана), который опирается на упорные и опорные ролики, установленные на раме, и приводится во вращение от привода. Барабан заполняется суспензией, в которой происходит разделение материала. Исходное сырье подается в сепаратор при помощи загрузочного желоба, закрепленного на опорной стойке. Всплывший (легкий) продукт удаляется с переливом суспензии по желобу, а потонувший (тяжелый) продукт с помощью двухзаходной спирали, смонтированной на внутренней поверхности барабана, транспортируется за счет вращения барабана к лопастному элеватору, поднимающему потонувший продукт в разгрузочный желоб, закрепленный на опорной стойке. Концентрат (тяжелая фракция) получается высокого качества, а хвосты (легкая фракция) - недостаточно чистыми из-за непродолжительного пребывания в сепараторе. Барабанные сепараторы конструкции института Механобр имеют диаметр барабана 1800, 2500 и 3000 мм; длина барабана в два раза больше диаметра. Барабан вращается с небольшой скоростью (3...6 об/мин). Производительность сепаратора изменяется от 4 до 150 т/ч.

Барабанные сепараторы выпускают с диаметром 3600 до 6000 мм и применяют для обогащения руд цветных и черных металлов и неметаллических полезных ископаемых крупностью от 150 до 4 мм. Производительность барабанных сепараторов по исходному сырью, составляет от 3 до 14 т/ч на 1м<sup>2</sup> площади зеркала суспензии в сепараторе.

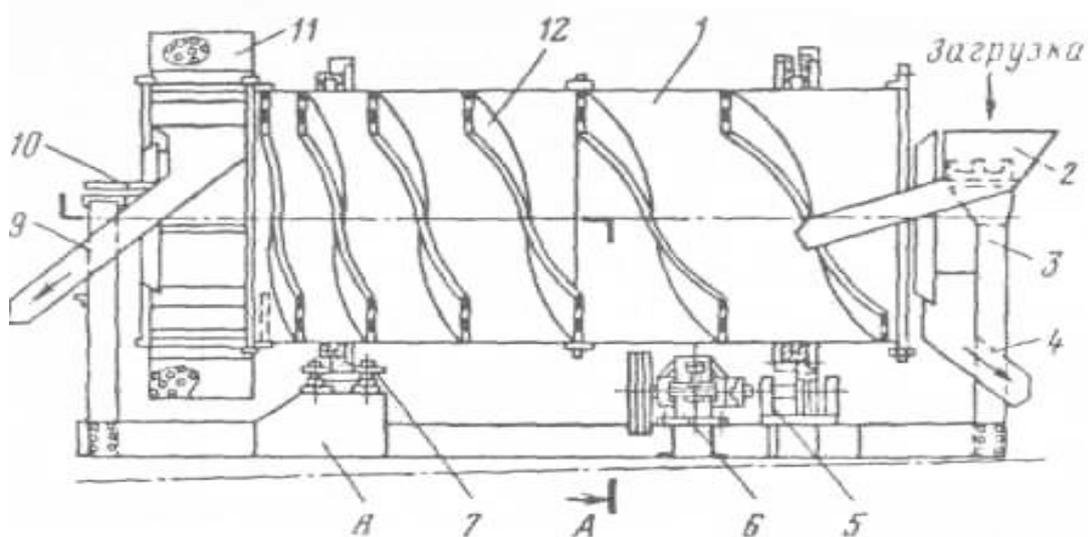


Рис. 1.16. Барабанный сепаратор со спиральной разгрузкой СБС

1 - барабан; 2 -разгрузочный желоб; 3 - опорная стойка загрузочного желоба; 4 - желоб для разгрузки легкого продукта; 5 — узел малой приводной шестерни; 6 - редуктор; 7 - опорные ролики; 8 - рама сепаратора; 9 - желоб для разгрузки тяжелого продукта; 10 – опорная стойка желоба для разгрузки тяжелого продукта; 11 - лопастной элеватор; 12 - двухзаходная спираль

**Колесный сепаратор** с вертикальным элеваторным колесом (СКВ) состоит из корпуса, имеющего четыре опорных кронштейна, в котором смонтировано на опорных катках элеваторное колесо с приводом. Ванна сепаратора заполняется магнетитовой суспензией. Исходный материал по загрузочному желобу поступает в ванну сепаратора. Разгрузка всплывающего (легкого) продукта в желоб осуществляется гребковым устройством, а потонувший (тяжелый) продукт оседает в ковшах с перфорированным дном элеваторного колеса и при вращении последнего поднимается вверх и разгружается в специальный желоб.

Двухпродуктовые сепараторы СКВ применяют для обогащения угля крупностью от 300 до 13 (6) мм. Производительность их по исходному углю составляет 95-120 т/ч на 1м ширины ванны сепаратора.

### Контрольные вопросы:

1. Что означает обогащение в тяжелых средах, приведите примеры?
2. Что такое устойчивость, вязкость системы?
3. Каковы преимущества процесса обогащения в тяжелых средах?
4. Назовите наиболее применяемые сепараторы?
5. Опишите работу и принцип действия конусных сепараторов.

## Лекция №11.

### Тема: Обогащение в безнапорной струе воды, текущей по наклонной плоскости

#### План:

1. Обогащение в безнапорной струе воды, текущей по наклонной плоскости
2. Обогащение на концентрационном столе.

**Ключевые слова:** шлюзы, струйные желоба, струйные концентраторы, конусные сепараторы, концентрационные столы, минеральные зерна, зависимость от плотности, формы и массы, скорость движения, концентратный конец, резиновая нарифленная поверхность, возвратно-поступательной движение, СКМ-1, ЯСК-2, ЯСК-1, СКО-15, производительность

Этот метод обогащения осуществляется в наклонных водных потоках малой глубины (толщины). Исходный материал вместе с водой движется по наклонной плоскости, и минеральная частица, находящаяся в потоке воды, имеющей скорость, испытывает действие следующих сил: силы тяжести, направленной вертикально вниз; силы динамического воздействия потока воды, направленной в сторону его движения; силы от воздействия вертикальной составляющей скорости потока, направленной вверх; силы трения, направленной в сторону, противоположную движению зерна. Разделение минеральных частиц по плотностям и крупности происходит за счет различия в характере их движения. При малых скоростях зерна оседают на дне, при больших – взвешиваются в потоке. Для гравитационного расслоения зерен по плотностям в текущем потоке воды создается такой режим движения, который исключает перенос во взвешенное состояние тяжелых зерен. Поэтому в верхних слоях потока находятся наиболее легкие частицы, а тяжелые медленно скользят по дну. Выносу легких частиц в верхние слои потока способствуют так же образующиеся во время движения пульпы придонные вихри.

Скорость движения отдельных слоев жидкости по глубине потока неодинакова: она максимальна на поверхности потока и минимальна у его дна. Поэтому легкие зерна минералов, находящихся в верхних слоях потока, сносятся потоком быстрее и легче, чем зерна тяжелых минералов.

Данный принцип обогащения используется в шлюзах, мочных и струйных желобах, струйных концентраторах, винтовых и конусных сепараторов, концентрационных столах.

Исходный материал вместе с водой движется по наклонной плоскости, и минеральная частица, находящаяся в потоке воды, испытывает действие

следующих сил (рис. 1.17): силы тяжести  $G_0$ , направленной вертикально вниз, силы динамического воздействия потока воды ( $P_u$ ) в направлении его движения, силы от воздействия вертикальной составляющей скорости потока ( $P_c$ ), направленной вверх

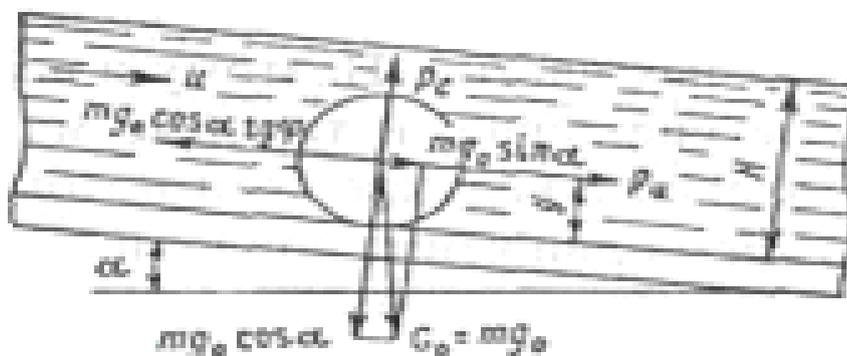


Рис.1.17. Обогащение в струе воды, текущей по наклонной плоскости

Минеральные зерна в зависимости от их формы, плотности и размера под действием рассмотренных сил скользят или перекатываются по дну, периодически подхватываются вихревыми струями, поднимаются на некоторую высоту и перемещаются вместе с водным потоком во взвешенном состоянии, затем снова касаются дна и т. д. Для гравитационного расслоения зерен по плотности в текущем потоке воды создается такой режим движения, который исключает перенос во взвешенное состояние тяжелых частиц. Поэтому в верхних слоях потока находятся наиболее легкие зерна, и тяжелые медленно скользят по дну. Выносу легких частиц в верхние слои потока способствует также образующиеся во время движения придонные вихри.

Скорость движения отдельных слоев жидкости по глубине потока неодинакова: она максимальна у его дна. Поэтому легкие зерна, находящиеся в верхних слоях, сносятся потоком быстрее, чем зерна тяжелых минералов.

Концентрационные столы нашли широкое применение при обогащении оловянных, вольфрамовых, редкометалльных, золотосодержащих руд крупностью от 3 до 0,04 мм, а также углей крупностью менее 10 мм.

Общий вид концентрационного стола показан на рис. 1.18.

Сотрясательный концентрационный стол имеет:

трапецеидальные или ромбические деки из дерева или алюминиевого сплава, покрытие линолеумом или резиной. В последнее время применяют покрытие из стеклопластика или бутакрила. Вдоль деки крепятся узкие рейки-рифли, высота которых уменьшается в направлении к торцевой концентрационной части деки стола; опорное устройство (раму) с механизмом регулирования поперечного наклона деки; приводной механизм, сообщающий

деке асимметричные возвратно-поступательные движения.

Процесс концентрации на столе происходит следующим образом: рудные зерна под воздействием потока воды перемещаются наклонной декой стола (в поперечном направлении), в то же время зерна имеют продольное (вдоль деки) перемещение, обусловленное возвратно-поступательными движениями деки. При этом на частицу действуют: сила тяжести; сила гидродинамического давления турбулентного потока воды и сила трения о деку (для нижнего придонного слоя) или об уплотненную минеральную постель (для верхних слоев взвеси).

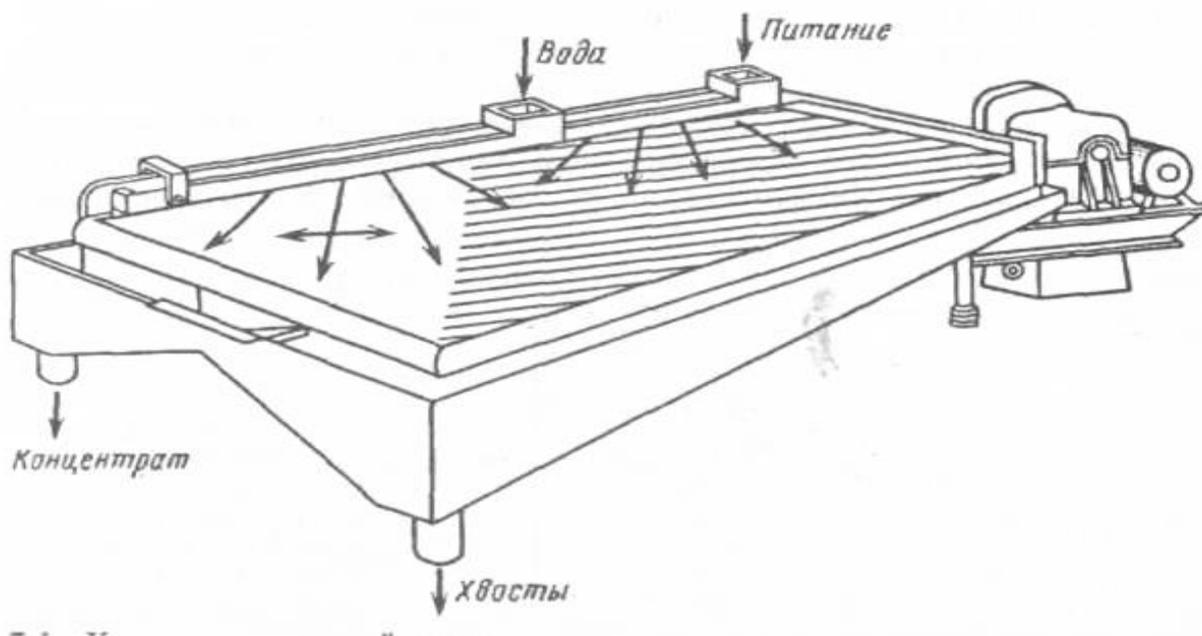


Рис. 1.18. Вид концентрационного стола.

Асимметричность возвратно-поступательных движений деки (более быстрый ход деки назад) приводит к проявлению значительных инерционных сил, превышающих силы трения зерен о поверхность деки стола, и к движению их вдоль деки. Движение зерен, различающихся плотностью и размерами, оказывается неодинаковым: тяжелые зерна имеют значительные инерционные составляющие вектора скорости, а крупные зерна при этом испытывают большое гидродинамическое давление смывного потока воды. В плотных слоях потока происходит сегрегация - просеивание мелких тяжелых частиц в промежутках между крупными.

В результате этого расположение различных зерен на деке стола становится веерообразным (рис. 1.19).

При обогащении углей в первых зонах разгрузки (со стороны привода)

располагаются наиболее крупные и наиболее легкие зерна, в последующих зонах крупность зерен уменьшается, а плотность их увеличивается.

За время продвижения взвеси зерен по деке стола происходят разрыхление, расслаивание ее и избирательное транспортирование зерен в соответствии с их плотностью, крупностью, а также формой.

Частицы верхних слоев потока при движении по деке стола последовательно попадают в межрифельные промежутки, где они повторно расслаиваются. При движении зерен вдоль межрифельных каналов в сторону разгрузки тяжелых зерен (к торцевой стороне деки уменьшается высота нарифлений) поперечный поток смывной воды дополнительно вымывает легкие зерна, т. е. концентрат очищается.

Таким образом, на концентрационном столе происходит последовательное многократное повторение концентрации в промежутках между рифлями и в то же время дополнительная концентрация расслоившегося тяжелого материала при веерообразном движении его к разгрузке. Концентрационный стол обеспечивает одновременно и высокое извлечение тяжелых минералов (бедные хвосты), и высокую степень концентрации (богатые концентраты).

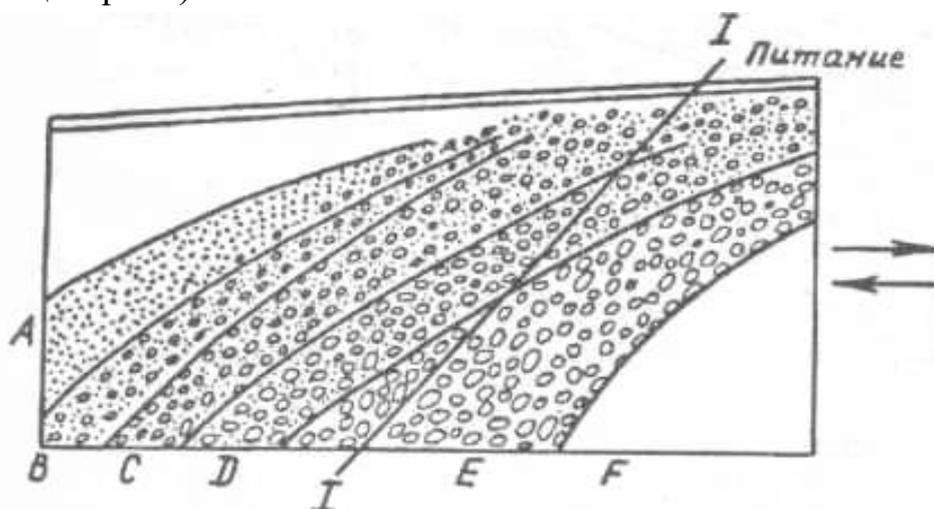


Рис. 1.19. Веерообразное расположение зерен на деке стола:

A — концентрат; B — промпродукт I; C — промпродукт II; D — хвосты;  
E — отвальные хвосты; F — шламы

Однако удельная производительность концентрационных столов из-за малых скоростей и глубин потоков невелика. Поэтому концентрационные столы чаще применяют не в операциях первичного обогащения материалов, а при пересортировке черновых концентратов или при обогащении мелких классов, не обогащаемых другими аппаратами (например, отсадкой).

Концентрация на столах, как указывалось ранее, применяется для обогащения руд олова, вольфрама, редких, цветных, благородных и черных металлов, а также угля крупностью  $-4+0,01$  мм.

Обязательным условием подготовки материала перед обогащением на концентрационных столах является разделение его на классы по равнопадаемости в гидравлических классификаторах. После такой классификации в каждом классе зерна легкого минерала имеют одинаковую скорость падения с зернами тяжелого, причем все зерна тяжелого минерала имеют меньшие размеры, чем минимальное зерно легкого минерала. Это способствует лучшему расслоению материала на столе.

Стол имеет слегка наклонную деку, на которую поступает питание из загрузочного устройства; смывная вода распределяется вдоль питающей стороны.

Дека стола колеблется в продольном направлении с помощью механизма, использующего медленный ход штока вперед (прямой ход) и быстрый ход назад (обратный ход), который позволяет минеральным частицам разворачиваться веером поперек деки. Тяжелые частицы движутся к концентратному концу, где они и разгружаются, а легкие - остаются в суспензии и текут через стол к хвостовому концу.

Основные различия между столами различных конструкций заключаются в форме и способе подвешивания деки, а также - в типе механизма, который придает асимметричное возвратно-поступательное движение деке.

Существуют две основные формы деки: трапецеидальная и диагональная. Диагональная дека обычно имеет более высокую производительность, дает высококачественный концентрат на широкой полосе и снижает выход промпродукта. На диагональной деке лучше извлекаются тонкие частицы. Дека укреплена на двух поперечных стальных шасси с подшипниками скольжения, опирающимися на раму. Деку делают из сосновых досок или алюминия. Поверхность деки обычно покрывается резиной, линолеумом или стеклопластиком, на которые набиваются деревянные, резиновые нарифления (рифли). Вдоль верхнего края деки размещаются загрузочное устройство и желоб для подачи смывной воды.

Асимметричное возвратно-поступательное движение, производимое механическим приводом, таково, что дека и слои частиц на ней оказываются на мгновение в покое до конца движения обратного хода. Затем дека движется вперед и частицы начинают двигаться в направлении к разгрузочному концу стола (концентратному). В конце прямого хода дека резко начинает быстрый обратный ход, однако частицы по инерции продолжают скользить вперед в

течение всего обратного хода.

В результате дифференциального движения стола зерна перемещаются вперед в продольном направлении деки, причем тяжелые зерна продвигаются вперед с большей скоростью, так как приобретенная сила инерции у них больше, чем у зерен меньшей плотности. Сила смывной воды, наоборот, действует в большей степени на легкие зерна, т. е. эти зерна в поперечном направлении перемещаются с большей скоростью, чем тяжелые зерна.

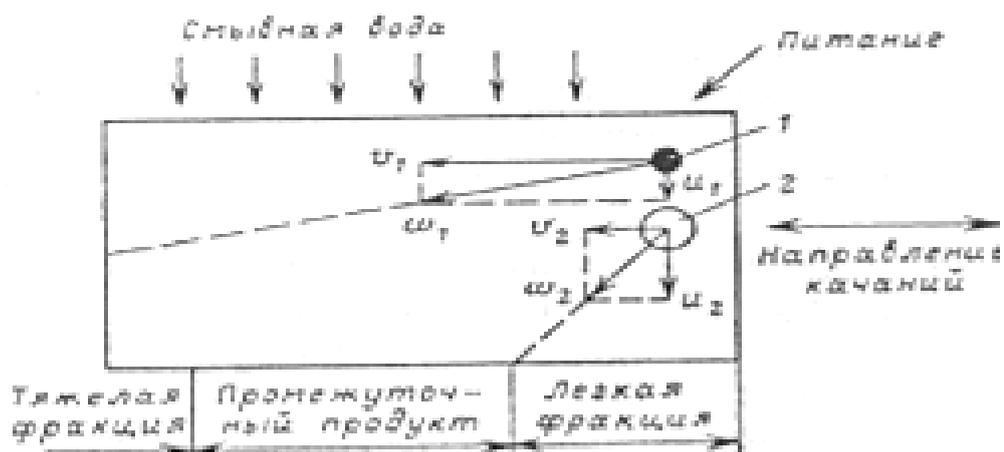


Рис 1.20. Направление движения частиц различной плотности на деке концентрационного стола  
(1 - зерно тяжелого минерала; 2 - зерно легкого минерала).

При воздействии этих сил каждая частица в зависимости от плотности и крупности продвигается в направлении равнодействующей силы. На рис. 1.20 графически представлено движение зерен на поверхности деки стола.

Турбулентный характер движения воды между нарифлениями способствует лучшему расслаиванию материала по плотности и удалению легких минералов из слоя тяжелых. Расположение нарифлений, их высота, расстояние между ними зависят от плотности минералов, угла наклона деки и расхода смывной воды. Высота нарифлений зависит от крупности обогащаемого материала и составляет 6... 12 мм. Нарифления обычно устанавливаются на деке стола не по всей ее поверхности (рис. 1.21). В продольном разрезе нарифления имеют вид треугольника с острым углом, так как они скашиваются в направлении разгрузки тяжелой фракции.

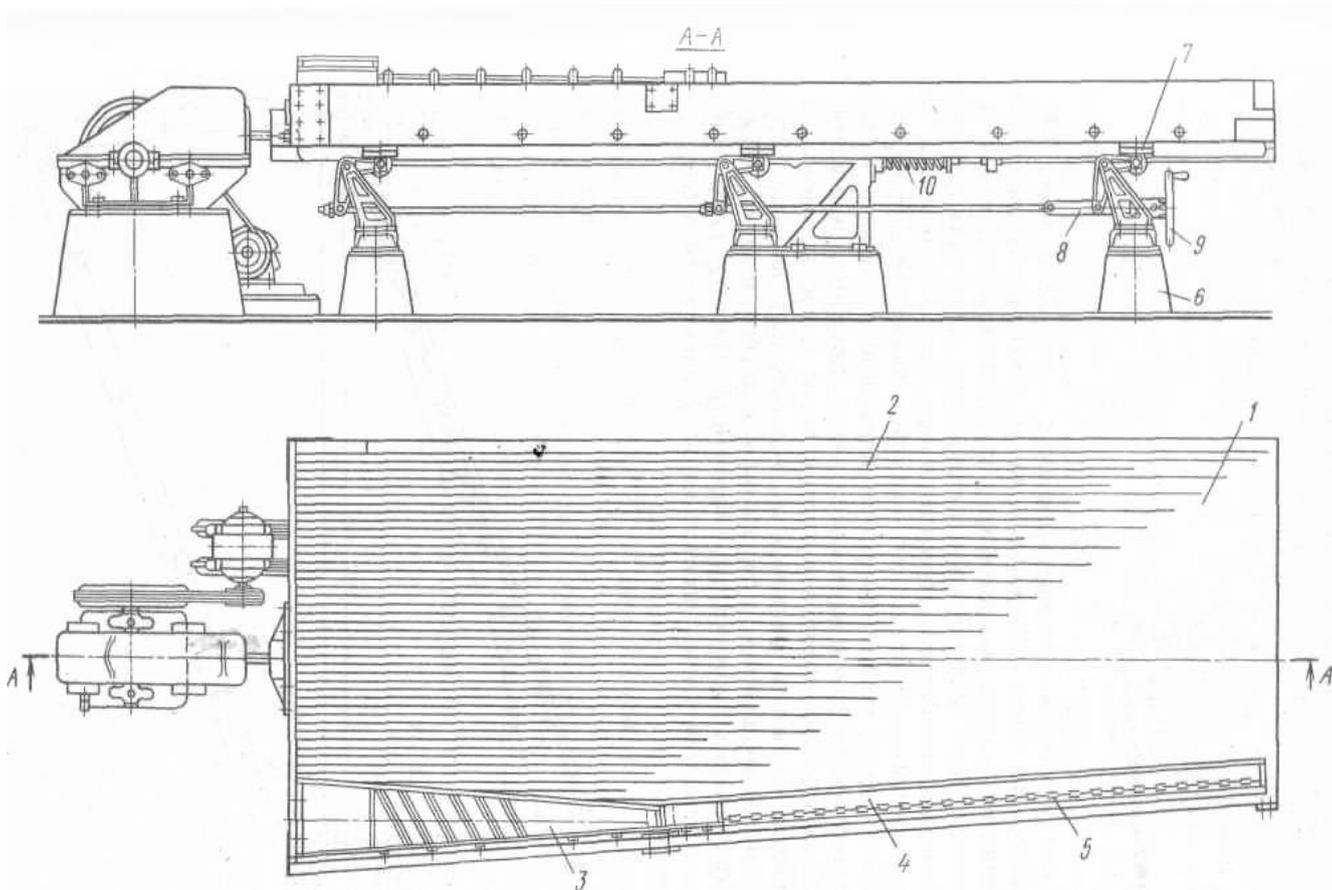


Рис 1.21. Концентрационный стол СКМ-1

1-дека; 2 - нарифление; 3-желоб для пульпы; 4 -желоб для воды; 5- планки для регулирования подачи воды; 6-опора; 7-ролик; 8-винт кренового механизма; 9-маховичок кренового механизма; 10-натяжное устройство

Длина нижних нарифлений равна длине стола, остальные обрезают со стороны привода соответственно линии среза. Поэтому верхние нарифления имеют меньшую высоту, чем нижние, причем каждая последующая рифля выше предыдущей. Это необходимо для удержания зерен верхних слоев материала от быстрого смывания их с деки. В верхней части деки, т. е. ближе к загрузке, зерна тяжелых минералов вследствие своей большей плотности удерживаются между рифлями даже при их небольшой высоте. По мере приближения материала к нижнему краю деки между рифлями должны удерживаться все более легкие зерна, которые для своего задержания требуют большей высоты рифлей. Снашивание на нет рифлей к месту разгрузки концентрата необходимо для смывания с деки струей воды сначала легких зерен верхних слоев материала, затем более тяжелых зерен средних слоев и далее - самых тяжелых зерен нижних слоев. Таким образом, скашивание рифлей способствует расхождению продуктов веером по поверхности деки стола.

Современные концентрационные столы различаются конструкциями дек

и нарифлениями на них. Концентрационный стол с одной декой СКМ-1 (см. рис. 46) предназначен для обогащения руд крупностью  $-3...0$ , мм. Дека стола имеет трапецеидальную форму, сверху покрыта линолеумом, на котором закрепляются прямоугольные рифли шириной 7 мм. Площадь одной деки  $7,5 \text{ м}^2$ , число ходов деки в одну минуту  $230...300$ , длина хода деки  $8...30$  мм, производительность стола  $0,3...3$  т/ч.

Для повышения производительности концентрационные столы делают с двумя, тремя, шестью и двенадцатью деками. На рис. 43. показан трехъярусный сдвоенный стол ЯСК-1 с шестью деками из алюминиевого сплава.

В зависимости от способа установки концентрационные столы выпускаются опорными (дека опирается на подшипники, установленные внизу на неподвижной раме) - СКМ-1, ЯСК-1, ЯСК-2 или опорно-подвесными (дека совершает колебания вместе с подвижной рамой, подвешенной на тросах к опорной раме - СК-22 (три деки с общей площадью  $22,5 \text{ м}^2$  и производительностью  $3...9$  т/час), СКП-20 (двенадцать дек с общей площадью  $20 \text{ м}^2$  и производительностью  $2,5...7$  т/час).

Шлюзы находят широкое применение при обогащении россыпных руд благородных металлов, цветных, черных и редких металлов для предварительного их обогащения, когда содержание ценного компонента низкое и измеряется в г/т или даже в мг/т.

В зависимости от содержания ценного компонента применяют шлюзы стационарные, автоматические или механические. Автоматические и механические шлюзы применяют при повышенном содержании ценного компонента в исходном продукте. Для обогащения мелких фракций часто применяют ворсистые шлюзы.

*Неподвижный концентрационный шлюз* – простейший обогатительный аппарат. Шлюзы представляют собой узкие длинные корыта. Они могут быть сдвоенные - с тремя бортами или двухэтажные – расположенные друг над другом. Длина шлюзов, в зависимости от предназначения, колеблется от  $3,5$  до  $30$  м. Ширина  $0,5-1,0$  м. Дно шлюзов покрывается резиновыми ковриками, на которые устанавливают трафареты – металлические решетки, поперечные наклонные рифли, панцирные сетки или куски породы – галю. Шлюзы используют для предварительного обогащения рассыпных руд благородных металлов, платины, касситерита.

Для эффективного обогащения руд россыпных месторождений необходимо, чтобы отношение  $(\delta_{\text{тяж}} - 1000)/(\delta_{\text{лег}} - 1000)$  составляло не менее  $3,5$ . В этом случае на шлюзах обогащают пески с очень низким содержанием полезных минералов при высокой производительности аппарата – до  $100 \text{ м}^3/\text{ч}$  пульпы при разжижении (ж:т) не менее  $5-6$ .

На шлюзах обогащают неклассифицированные или имеющие широкий диапазон крупности бедные материалы. Верхний предел крупности обогащаемого материала 100 мм, реже 200 мм.

При этом исходный продукт разделяют на два класса крупности: класс 100(200)-16 мм – для обогащения на шлюзах глубокого наполнения со скоростью потока до 3 м/с; класс 16-0 мм – на шлюзах малого наполнения, подшлюзках со скоростью потока 1÷1,5 м/с.

На рис. 1.22. показана схема движения пульпы в шлюзе.

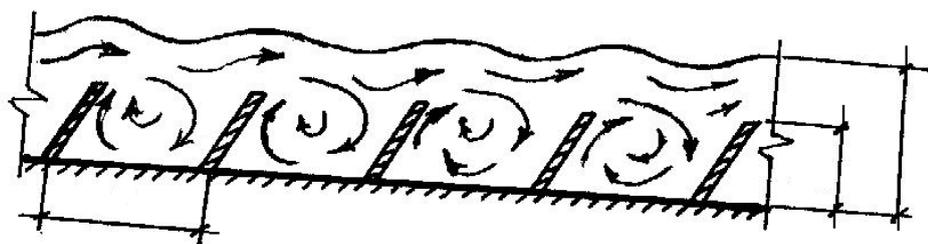


Рис.1.22. Схема движения пульпы в шлюзе

При движении в потоке пульпы зерна минералов расслаиваются по плотности и крупности. В начале работы шлюза пространство между рифлями заполняется исходным материалом. Оседающие на дне тяжелые зерна внедряются в рыхлую постель между рифлями и вытесняют оттуда легкие зерна. Сальтирующие мелкие зерна тяжелого минерала также оседают там, постепенно внедряясь в межрифлевые отложения. Таким образом, межрифлевое пространство постепенно заполняется тяжелыми частицами, а образовавшаяся постель, состоящая из тяжелых и частично легких частиц, уплотняется и обогащение прекращается.

Подачу материала на шлюз прекращают и осуществляют *съем шлихов или сполоск шлюза*. Сполоск стационарных шлюзов осуществляют вручную.

Таким образом, работа шлюзов характеризуется периодичностью, а рабочий цикл делится на два этапа: шлюзование, затем сполоск. Частота сполоска регламентируется содержанием ценного компонента в исходном материале. Время шлюзования между сполосками может колебаться от нескольких часов до нескольких суток.

В табл. 1.2. приведена примерная техническая характеристика шлюзов

Таблица 1.2. Техническая характеристика шлюзов

Параметры	Шлюзы	Подшлюзки
Длина, м	18-20	6

Ширина, м	0,7-0,8	0,7-0,8
Уклон на 1 м длины, мм	110	100-110
Высота трафаретов, мм	50-55	25-30
Расстояние между планками трафаретов, мм	90-150	25-30
Наполнение шлюзов (глубина потока) над трафаретами, мм	50	20
Средняя скорость потока, м/с	1,7	0,7

При расчете шлюзов скорости потока и разжижения пульпы выбирают в зависимости от максимальной крупности кусков в питании по данным табл. 1.3.

Таблица 1.3. Зависимость параметров работы шлюзов от крупности обогащаемого материала

Параметры	Максимальная крупность кусков, мм					
	6-12	12-25	25-30	50-100	100-200	>200
Ж:Т (по объему)	8-10	10-12	12-14	14-16	16-20	16-20
Скорость потока, м/с	1,2-1,6	1,4-1,8	1,6-2,0	1,8-2,2	2,0-2,5	2,5-3,0
Коэффициент $a$	2-2,2	1,7-2,0	1,5-1,7	1,3-1,5	1,2-1,3	1,0-1,2

Минимальную высоту потока пульпы  $h$  определяют из выражения, мм  
 $h = a d_{\max}$ ,

Общая ширина шлюзов  $B$  находится по заданной объемной производительности из соотношения, м

$$B = Q/V_{\text{cp}} h,$$

где  $Q$  – объемная производительность (расход пульпы), м<sup>3</sup>/с;  $V_{\text{cp}}$  – скорость потока пульпы, м/с;  $h$  – высота потока, м.

Расход пульпы, протекающей через шлюз, определяется с учетом разжижения питания из соотношения, м<sup>3</sup>/с

$$Q = q(1+R)/\delta,$$

где  $q$  – количество твердого, поступающего на шлюз, кг/с;  $R$  – разжижение пульпы Ж:Т (по объему), которое находится по табл. 9.2;  $\delta$  – плотность твердого, кг/м<sup>3</sup>.

Шлюзы с движущейся рабочей поверхностью (механические) делятся на три вида: с периодически поворачивающимися желобами для осуществления сполоска, с подвижным резиновым покрытием, вибрационные. Первые два вида

используются на драгах – плавучих фабриках.

К шлюзам с периодически переворачивающимися желобами относится металлический шлюз ШМС (рис. 1.23), который состоит из каскада неподвижных шлюзов, смонтированных на двух бесконечных цепях, натянутых на звездочки, укрепленные на валах. Периодическое движение шлюзов при их сполоске осуществляется с помощью электропривода. Вода для сполоски подается под напором из оросительной трубы при огибании желобом звездочки. Эти шлюзы отличаются большой металлоемкостью.

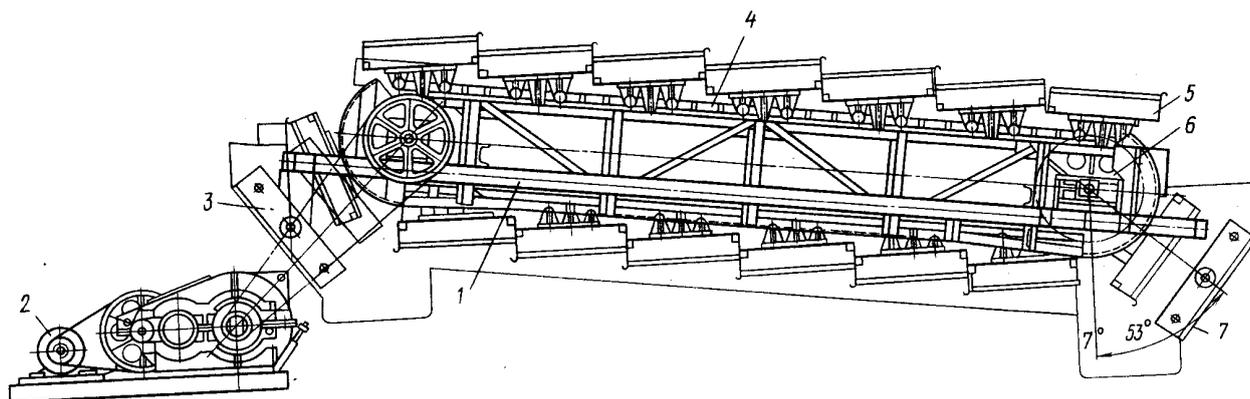


Рис. 1.23. Металлический подвижный шлюз (ШМС):

1 – несущая рама; 2 – привод; 3 – ороситель; 4 – бесконечная цепь;  
5 – шлюзовой желоб; 6 – натяжная звездочка; 7 – устройство для разгрузки хвостов

К этому же типу относятся автоматические шлюзы ША-1М и 34-Кц, применяемые для обогащения руд редких металлов. Эти шлюзы имеют по пять деки размером 900(1800)·1800 мм, расположенных друг над другом и работающих параллельно. Деки покрыты вафельной резиной. В рабочем положении деки располагаются под углом  $-9^\circ$ , а при сполоске – под углом  $+45^\circ$ . Рабочий цикл длится пять минут: 4,5 – шлюзование; 0,5 мин - сполоск.

В дражной практике применяются опрокидывающиеся вокруг горизонтальной оси укороченные шлюзы, что облегчает осуществление сполоски.

*Шлюз с подвижным резиновым покрытием ШПРП* представляет собой бесконечную коробчатую резиновую ленту, выполненную заодно с бортами и улавливающим покрытием в виде ряда порогов и ячеек между ними и натянутую на два барабана, закрепленных на раме. При сполоске шлюза лента со скоростью 0,8 м/мин движется навстречу потоку. При огибании барабана лента орошается водой для смыва концентрата.

Шлюз ШПРП работает непрерывно, а сполоск осуществляется периодически без прекращения процесса шлюзования. Недостатком шлюзов с подвижным резиновым покрытием является их относительная высокая стоимость и затраты на эксплуатацию выше, чем у металлических шлюзов.

В практике обогащения применяют ряд оригинальных конструкций шлюзов: вибрационный шлюз, шлюз–грохот, орбитальный шлюз “Бартлез–Мозли”, ленточный концентратор, круглый вращающийся шлюз и др. Применение этих шлюзов ограничено вследствие высокой их стоимости и малой производительности.

Для обогащения тонких фракций (шламов) применяют специальные шлюзы с ворсистым покрытием. Ширина таких шлюзов около одного метра, а длина больше ширины в 2-3 раза. Деревянные деки шлюзов покрываются съемными полотнами брезента, сукна или войлока. Сполоск концентрата осуществляется периодическим снятием полотна и полосканием его в баке с водой. С  $1 \text{ м}^2$  при сполоске снимают от 0,4 до 3 кг концентрата. После чего полотно вновь натягивается на деку и шлюз включается в работу. Шлюзы с ворсистым покрытием имеют низкую производительность и применяются редко.

Самым простым шлюзом, применяемым при геолого-разведочных работах, а также при доводке концентраторов, является вашгерд (рис.1.24).

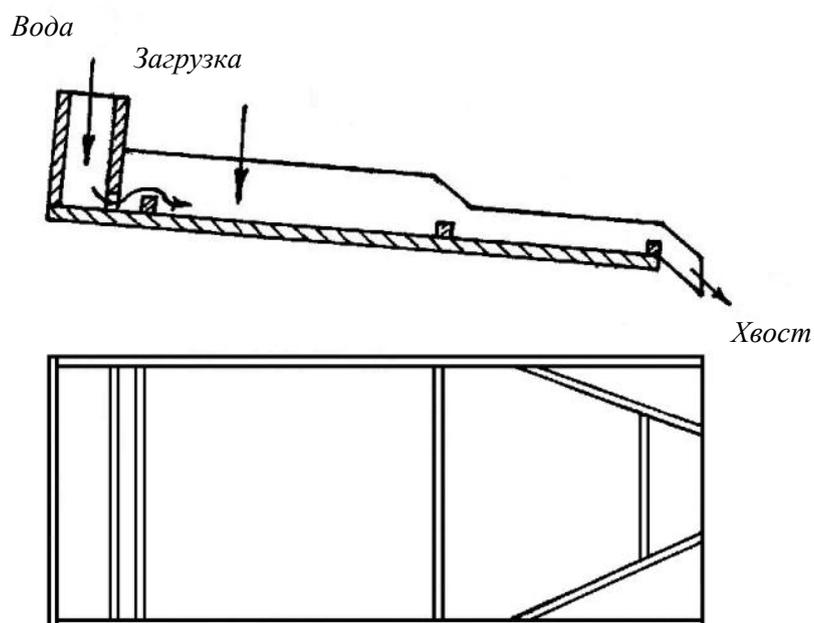


Рис. 1.24. Вашгерд

Короткий шлюз с гладким дном устанавливается с уклоном 0,01–0,02

к горизонту. На шлюз подают воду, которая, благодаря перегородкам в начале желоба, распределяется равномерным потоком по ширине шлюза. В начало желоба порциями подают исходный продукт и растирают его совком в потоке воды. Легкие частицы смываются и уносятся потоком воды, а тяжелые остаются на дне потока, задерживаясь поперечными планками, и периодически выгружаются вручную.

Винтовой сепаратор (рис. 1.28) представляет собой неподвижный гладкий наклонный желоб, закрученный по спирали вокруг вертикальной оси. Профиль поперечного сечения (след, образованный от пересечения желоба с вертикальной плоскостью) может представлять собой элемент горизонтального или вертикального эллипса с разным соотношением полуосей, окружность или наклонную прямую линию.

Пульпа подается в верхнюю часть желоба и под действием силы тяжести стекает по нему вниз в виде относительно тонкого, разного по глубине потока.

При движении пульпы по спиральному желобу на поток пульпы в целом и на каждую минеральную частицу помимо гравитационных и гидродинамических сил действуют центробежные силы, которые придают потоку следующие характерные особенности.

1. Поток принимает наклонное положение по отношению к горизонту с характерным серповидным профилем поперечного сечения.

2. Глубина потока в разных зонах поперечного сечения различна: малая у внутреннего борта, наибольшая – в средней части, ближе к внешнему борту.

3. Скорость потока в различных зонах поперечного сечения также различна. Максимальная продольная скорость потока имеет место у внешнего борта и достигает 1,5–2,0 м/с, а минимальная у внутреннего борта – 0,1–0,2 м/с. По высоте потока скорости элементарных слоев также различны, как и в прямолинейных потоках.

4. В винтовом желобе из-за различия скоростей потока по глубине потока и по периметру смачивания возникают циркуляционные течения. Верхние слои потока удаляются от оси вращения, а нижние перемещаются в направлении наибольшего уклона винтовой поверхности. Возникает *поперечная циркуляция* потока, способствующая перемещению зерен тяжелого минерала, движущихся в придонном слое, к внутреннему борту желоба (рис. 1.29).

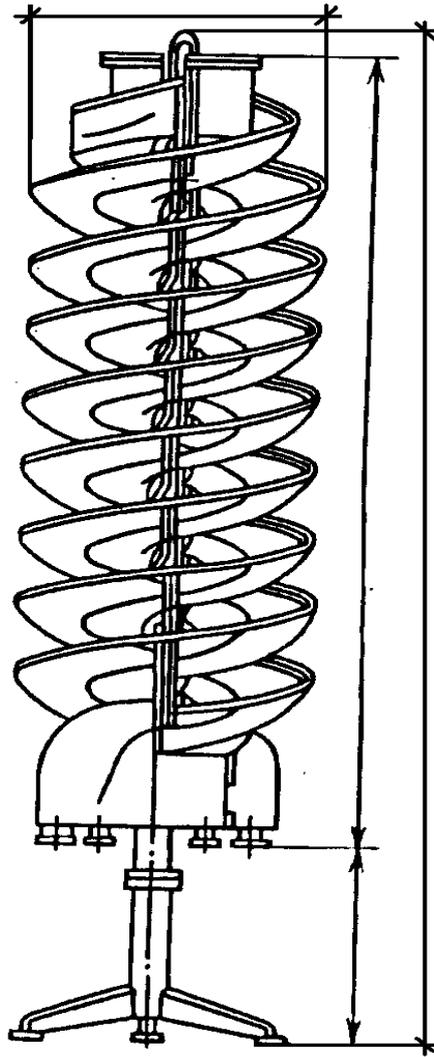


Рис. 1.28. Винтовой сепаратор

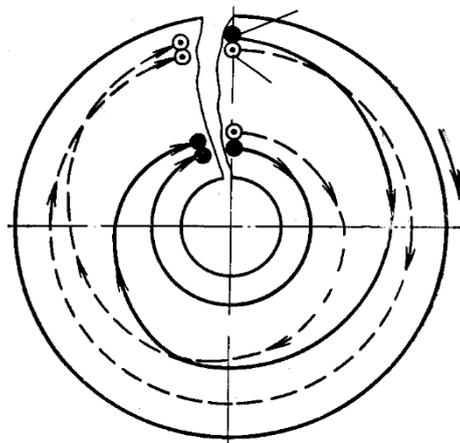


Рис 1.29. Схема движения минеральных частиц по винтовому желобу:  
*1* – легкие частицы; *2* – тяжелые частицы

Скорость поперечной циркуляции потока составляет 0,3-0,4 м/с у внешнего борта и 0,1-0,13 м/с – у внутреннего. Таким образом, поток пульпы при движении по винтовому желобу вращается вокруг вертикальной оси и одновременно вращается вокруг спиральной (собственной продольной) оси. Полный оборот поток пульпы вокруг собственной продольной оси совершает примерно через полтора оборота вокруг вертикальной оси, т. е. на полуторах витках винтового желоба.

Различают винтовые сепараторы, применяемые для обогащения руд крупностью до 8–12 мм при максимальной крупности тяжелых минералов в ней 2–3 мм. Нижний предел крупности обогащаемого материала – 0,07 мм. Шламистую часть руды - минус 0,07 мм обогащают на *винтовых шлюзах*, которые отличаются формой поперечного сечения желоба в виде прямой линии под углом 5 ° к горизонту.

Отечественные винтовые сепараторы (СВ) и винтовые шлюзы (ВШ) изготавливаются из силумина или в армоцементе исполнении и футеруются резиной. Каждый сепаратор состоит из двух, трех или четырех винтовых желобов, установленных друг над другом. Число желобов у винтовых шлюзов колеблется от одного до пяти. Винтовые желоба состоят из трех или четырех витков. Каждый желоб имеет свой пульпоприемник с задвижкой для гашения скорости пульпы при выходе её в желоб. В нескольких местах по высоте желоба и обязательно в конце желоба устанавливаются устройства для подачи свежей смывной воды. Смывная вода подается с внутреннего борта желоба для отмыва зерен легкого минерала из потока зерен тяжелых минералов.

На нижнем конце желоба устанавливаются подвижные ножи для рассекания потока пульпы с целью выделения концентрата, промпродукта и хвостов.

Винтовые сепараторы и шлюзы характеризуются наружным диаметром винтового желоба. Промышленные сепараторы и шлюзы могут иметь диаметры: 250; 500; 600; 750; 1000; 1500; 2000 мм.

Винтовые сепараторы применяют: а) для предварительного обогащения россыпей редких металлов, ильменита, рутила, циркона, монацита и других минералов с получением черного концентрата с последующим его дообогащением (доводке) другими методами; б) при обогащении руд редких металлов с получением концентратов в голове процесса перед флотацией, а также для попутного извлечения редких металлов из хвостов флотации; в) при обогащении слабомагнитных железных руд самостоятельно или в комбинации с флотацией, магнитной сепарацией, обогащением в тяжелых средах. Особенно успешно использование винтовых сепараторов при обогащении магнетитогематитовых руд, у которых раскрытие основной массы полезных минералов

происходит при крупности измельчения 1,2–0,6 мм; г) при обогащении углей класса 0,5÷2,0 мм с получением готового угольного концентрата в легкой фракции.

Результаты обогащения в винтовых сепараторах улучшаются при предварительной классификации исходного продукта. Одним из основных условий подготовки исходной руды к сепарации является обесшламливание исходного продукта.

Содержание твердого в исходном продукте поддерживают: при обогащении россыпей 15–25 % (по массе); при обогащении коренных руд 30–40 %. Минимально-допустимое содержание твердого в исходной пульпе составляет 6–8 %.

Расход смывной воды, подаваемой с внутреннего борта желоба, составляет 0,2–1,0 л/с на один сепаратор.

Производительность винтовых сепараторов зависит от диаметра спирали, числа желобов, вещественного состава и крупности обогащаемого материала и колеблется от 1 до 75 т/ч. Ориентировочно производительность сепаратора можно рассчитать по эмпирической формуле, т/ч

$$Q = K_{и} \delta_{и} D^2 n \sqrt{d_{\max} (\delta_2 - 1000) / (\delta_1 - 1000)} 10^{-3}, \quad (8.1)$$

где  $K_{и}$  – коэффициент, зависящий от обогатимости исходного материала,  $K_{и} = 0,4 \div 0,7$ ;  $\delta_{и}$ ,  $\delta_2$ ,  $\delta_1$  – плотность исходного, тяжелого и легких минералов соответственно, кг/м<sup>3</sup>;  $D$  – диаметр сепаратора, м;  $n$  – число желобов;  $d_{\max}$  – максимальный размер минеральных частиц в исходном, мм.

### Контрольные вопросы:

1. Где и как осуществляется данный метод обогащения полезных ископаемых?
2. Какие силы действуют на процесс обогащения?
3. Как происходит обогащение на винтовых сепараторах, какие силы действуют на минералы, по какому принципу происходит обогащение?
4. В каких машинах происходит данное обогащение полезных ископаемых?
5. Приведите примеры винтовых шлюзов, применяемых в практике.
6. Где и как осуществляется данный метод обогащения полезных ископаемых?
7. Какие силы действуют на процесс обогащения?

8. Как происходит обогащение на концентрационных столах, какие силы действуют на минералы, по какому принципу происходит обогащение?
9. В каких машинах происходит данное обогащение полезных ископаемых?
10. Приведите примеры концентрационных столов, применяемых в практике.
11. Подробно опишите работу концентрационного стола СКМ-1.
12. Что Вы знаете о ЯСК-1?

## Лекция №12.

### Тема: Технология обогащения на центробежных концентраторах

#### План:

1. Обогащение на центробежных концентраторах
2. Устройства и работа центробежных концентраторов.

**Ключевые слова:** руда, минерал, технологическая схема, схема цепи аппаратов, полезный компонент, ценный компонент, концентрат, промпродукт, вводно-шламовая схема качественная схема, качественно–количественная схема.

В последние десятилетия 20-го столетия в практике обогащения руд, содержащих самородное золото, а также россыпных руд, содержащих минералы тяжелых металлов (например, касситерит) получили применение *центробежные концентраторы*. В центробежных концентраторах используется принцип разделения минеральных частиц в потоке воды, но процесс разделения осуществляется в центробежном поле.

Создание центробежного поля в зоне разделения минералов значительно ускоряет процесс их разделения во времени и позволяет осуществлять этот процесс в аппаратах небольших размеров.

Существует два типа центробежных концентраторов, отличающихся по принципу создания центробежного поля.

1. *Короткоконусные обогатительные циклоны*, в которые исходная пульпа подается под давлением.

2. *Безнапорные центробежные концентраторы* типа центрифуг.

*Обогатительный циклон* (рис. 1.25), как и циклон классифицирующий, состоит из цилиндрической и конической частей. В отличие от классифицирующего обогатительный циклон имеет большой угол конусности – от 90 до 120 (140) °. Однако известны случаи использования классифицирующих циклонов с углом конусности 20 ° в качестве обогатительных.

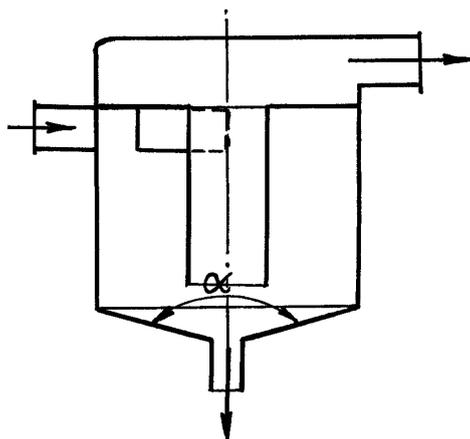


Рис. 1.25. Центробежный концентратор циклонного типа

Угол конусности в циклоне может быть переменным. Так из зарубежной практики известно использование для обогащения оловосодержащих морских песков обогатительных циклонов типа «Трикон» с переменным углом конусности (рис. 1.26).

Центробежный концентратор – обогатительный циклон лучше работает на разбавленных пульпах, т. е. при отношениях Ж:Т от 10:1 до 20:1.

Оптимальное давление пульпы на входе в циклон находится в пределах  $(0,5 \div 1) \cdot 10^5$  Па. Меньшее давление принимается при обогащении относительно крупного материала, а большее – при обогащении тонкозернистого материала.

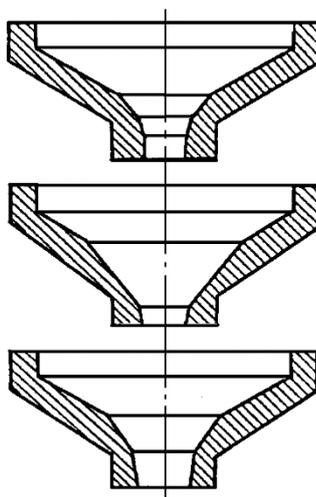


Рис. 1.26. Типы конусов центробежного концентратора «Трикон»

*Отношение диаметров пескового и сливного патрубков – основной регулировочный параметр при работе аппарата. Оптимальное значение этого*

параметра находится в пределах от 0,15 до 0,3 (0,4) в зависимости от крупности обогащаемого материала и содержания в нем тяжелой фракции. В отличие от классифицирующих обогатительные циклоны могут работать с меньшими по диаметру песковыми насадками без забивания песками. При этом удельная производительность по пескам в несколько раз меньше, чем у классифицирующих циклонов.

Поток пульпы, поступающей в циклон, вращаясь, опускается вниз. Минеральные частицы под действием центробежных сил перемещаются к стенкам циклона, образуя слой пульпы повышенной плотности, который расслаивается. В нижнем пристенном слое сосредотачиваются тяжелые зерна, которые в конусной части двигаются по дну потока и разгружаются через песковое отверстие.

*Центробежные концентраторы* типа центрифуг широко используются при обогащении руд, содержащих самородное золото: при разведке и разработке россыпных месторождений, при попутном извлечении золота перед флотацией или из хвостов флотационных фабрик при обогащении руд цветных металлов и т. д.

В настоящее время существует ряд концентраторов – центрифуг, отличающихся размерами и конфигурацией ротора, типом и размерами кольцевых рифлей на внутренней стенке ротора. Один из промышленных концентраторов у которого ротор имеет форму полусферы, показан на рис. 23.

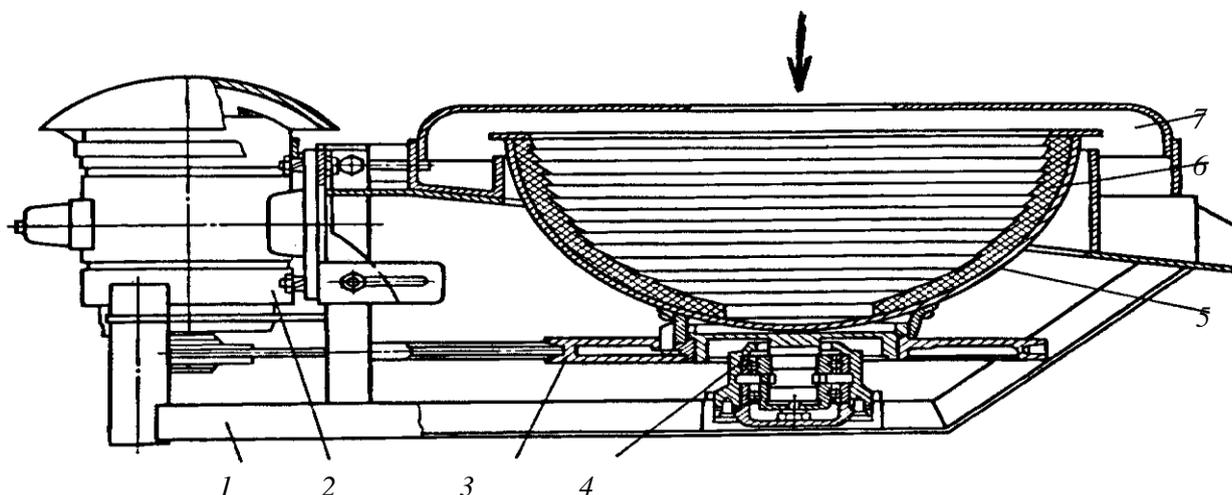


Рис. 1.27. Промышленный концентратор – центрифуга:  
 1 – рама; 2 – электродвигатель; 3 – шкив; 4 – подшипник; 5 – ротор;  
 6 – футеровка; 7 – крышка

В ротор устанавливается резиновая вставка – футеровка. Ротор приводится во вращение электродвигателем посредством клиноременной передачи. Исходная пульпа подается сверху в центральную нижнюю часть чаши – ротора. Под действием центробежного поля пульпа, вращаясь вместе с ротором, образует свободную поверхность при своем течении снизу вверх. При этом пульпа отстаёт во вращении от ротора и движется по спирали. Путь, проходимый пульпой от места загрузки до сливного края ротора, значительно длиннее образующей линии чаши ротора. Частицы более тяжелого минерала (металла) оседают на «дне» потока, т. е. на стенках ротора в межрифловом пространстве, где и накапливаются. Для разгрузки концентрата, уловленного рифленой резиновой поверхностью, чашу останавливают и производят сполоск. Таким образом, центробежные концентраторы – центрифуги работают по тому же принципу, что и шлюзы. Их можно назвать *центробежными шлюзами*.

Другие концентраторы, в отличие от показанного на рис. 1.27, имеют ротор в форме перевернутого усеченного конуса с малым углом конусности или цилиндрическую. Они могут отличаться высотой кольцевых рифлей и их конфигурацией.

Из зарубежных конструкций промышленное применение имеет центробежный концентратор «Нельсон». Принципиальное отличие его заключается в том, что осевшая минеральная постель в слабokonическом роторе дополнительно разрыхляется водой, подаваемой через перфорации в корпусе ротора. Такое решение позволяет увеличить степень концентрации, т. е. получать относительно богатые концентраты и, кроме того, увеличить время шлюзования между сполосками.

Ротор сепаратора «Нельсон» двойной, состоящий из наружного сплошного корпуса и внутреннего перфорированного. Пространство между этими корпусами заполняется водой под небольшим (регулируемым) давлением, что позволяет просачиваться воде через перфорации и разрыхлять осевший на стенках ротора материал. Разрыхление постели способствует накоплению в ней тяжелых частиц по всей высоте постели. Сепаратор «Нельсон» требует использования чистой воды. Использование оборотной воды приводит к заиливанию межкорпусного пространства ротора.

Другое решение разрыхления постели в межрифловом пространстве осуществлено в сепараторе конструкции УГГА, в котором вовнутрь вращающегося сплошного слабokonического ротора вставляется вертикальная трубка с отверстиями, через которые выходят под давлением струи воды, направленные в межрифловые пространства. Осевший в межрифловом пространстве материал взмучивается периодически с частотой 7-9 Гц, что предотвращает быстрое уплотнение постели и повышает улавливающую

способность ее по отношению к тяжелым частицам.

Крупность обогащаемого материала в безнапорных центробежных концентраторах зависит от их размеров. Максимальная крупность частиц в исходном продукте для концентраторов диаметром 120, 300, 400 мм равна соответственно 4, 6, 8 мм. Максимальная крупность частиц при этом зависит от расхода воды (объемной производительности), который должен быть оптимальным.

Частота вращения ротора центробежных сепараторов зависит от максимального диаметра ротора и от крупности обогащаемого материала. Обычно она подбирается таковой, чтобы обеспечить величину *фактора разделения* в диапазоне  $15 \div 20$ , что соответствует окружной скорости вращения стенки ротора в верхней его части от 4 до 6 м/с.

Центробежные концентраторы циклонного типа отличаются высокой производительностью и успешно применяются для предварительного обогащения золото- и оловосодержащих руд и продуктов. Используемые на сливах классификаторов, они, вместе с отсадочными машинами, работающими на песках классификатора, позволяют извлечь из руды 80-90 % свободного золота до гидрометаллургического или флотационного процесса.

Циклонные сепараторы применяются также для контрольного обогащения хвостов обогатительных фабрик с получением продукта, близкого по качеству к исходной руде. Такой продукт направляют в голову процесса на повторное обогащение.

Степень концентрации тяжелых минералов в короткокonusных циклонах достигает 10.

Безнапорные центробежные концентраторы обладают меньшей производительностью, чем циклонные аппараты (при одинаковом диаметре). Однако их удельная производительность во много раз выше, чем, например, у сотрясательных концентрационных столов. Кроме того, степень концентрации в этих аппаратах при обогащении золотосодержащих песков достигает 1000 и больше.

### **Контрольные вопросы:**

1. Где и как осуществляется данный метод обогащения полезных ископаемых?
2. Какие силы действуют на процесс обогащения на шлюзах?
3. Как происходит обогащение на шлюзах, какие силы действуют на минералы, по какому принципу происходит обогащение?
4. В каких машинах происходит данное обогащение полезных ископаемых?

## Лекция №13.

### Тема: Технология флотационного обогащения

#### План:

1. Физико-химические основы флотационного обогащения.
2. Смачивание частиц с водой. Угол смачивания

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

**Флотационным обогащением** называют процесс разделения минералов, основанный на различной способности частиц закрепляться и удерживаться на границе раздела жидкой и газовой фаз. При этом гидрофобные частицы, закрепляясь на границе раздела фаз, всплывают на поверхность пульпы или плавают на этой поверхности, а гидрофильные не могут закрепиться на границе раздела фаз и остаются в объёме пульпы.

Флотационные методы обогащения могут быть использованы для разделения практически любых минералов, для обогащения бедных руд с весьма тонкой вкрапленностью полезных минералов. В настоящее время флотационный метод обогащения широко применяется для обогащения руд чёрных и цветных металлов, нерудных полезных ископаемых, техногенных продуктов. В промышленном масштабе с помощью флотационного метода обогащения извлекается свыше 100 минералов, при этом перерабатывается более 1 млрд. тонн в год разнообразного сырья.

При флотационном обогащении используют различия в естественной или искусственно создаваемой **смачиваемости** поверхности минералов водой, то есть её адсорбционной способности к молекулам воды. Различие в смачиваемости минеральной поверхности обусловлено значением их удельной свободной поверхностной энергии.

К группе **гидрофильных** относятся минералы, поверхность которых активно взаимодействует с водой и хорошо смачивается. Группу **гидрофобных** представляют минералы, для которых характерно слабо выраженное взаимодействие с водой. Основная масса минералов с различной степенью смачиваемости водой входит в промежуточную группу.

Под флотационной системой понимают совокупность фаз, участвующих во флотации и находящихся во взаимодействии друг с другом.

**Фаза** – это однородная по химическому составу и физическим свойствам часть флотационной системы, отделённая от других частей (фаз), имеющих иные свойства, границами раздела.

Во флотации принимают участие три фазы: твёрдая (Т), жидкая (Ж) и газовая (Г). *Твёрдой фазой* являются разделяемые частицы полезных ископаемых. *Жидкая фаза* представлена водой и растворёнными в ней веществами. Вода во флотации является средой разделения минералов, в которой протекают разнообразные физические, химические и физико-химические процессы, обуславливающие отделение одних минералов от других. *Газовой фазой* могут служить воздух и различные газы. Газовые

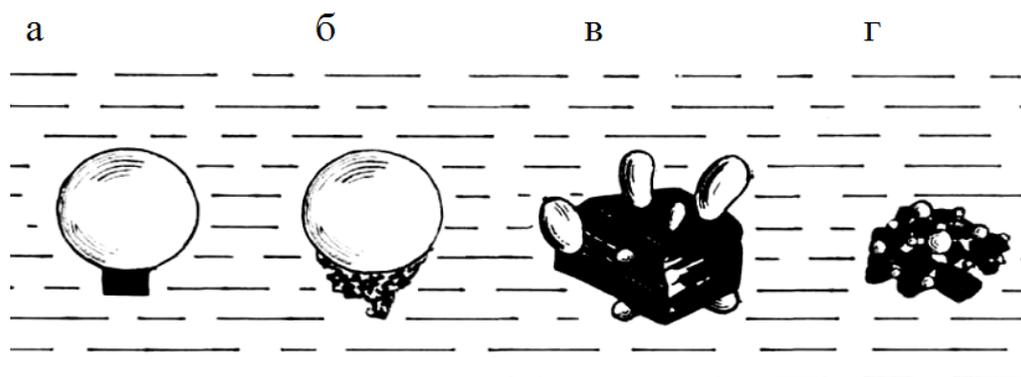
пузырьки используются в качестве транспортирующего средства минеральных частиц, кроме того, газовая фаза может быть использована в качестве химического флотационного агента.

При взаимодействии фаз образуются границы раздела фаз. Всего может быть реализовано пять границ раздела фаз: твёрдой и жидкой, жидкой и газовой, твёрдой и газовой, жидкой и жидкой, твёрдой и твёрдой. Граница раздела газовой и газовой фаз не может быть реализована, поскольку газы смешиваются друг с другом. Граница раздела по сравнению с каждой из граничащих фаз обладает избытком свободной поверхностной энергии, которая называется *свободной поверхностной энергией*.

Уменьшение смачиваемости минерала называется *гидрофобизацией*.

Процесс флотационного разделения реализуется во *флотационной пульпе*, под которой понимают смесь тонкоизмельчённых минеральных частиц и их сростков (твёрдая фаза) с водой и растворёнными в ней веществами (жидкая фаза).

Флотация складывается из последовательных процессов: формирование флотационной системы, образование флотокомплексов и их всплывание, формирование пенного слоя, выделение пенного и камерного продуктов. Все процессы взаимосвязаны и происходят одновременно.



○ газовая фаза; - жидкая фаза; - твёрдая фаза

Рис. 1.1. Флотокомплексы, образованные: а - частицей и пузырьком, б - группой частиц и пузырьком, в - частицей и группой пузырьков, г - группами частиц и пузырьков (аэрофлокула)

Под *флотокомплексом* понимают флотационную систему, состоящую из одной или нескольких частиц, закрепившихся на одном или нескольких газовых пузырьках и находящихся в жидкой фазе. Под *элементарным флотокомплексом* понимают флотационную систему, состоящую из одного пузырька и одной частицы. Примеры флотокомплексов приведены на рис. 1.1.

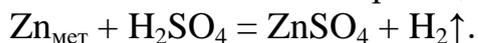
Образование флотокомплекса происходит в соответствии со *вторым законом термодинамики*, который гласит: всякая система при постоянных

температуре и объёме самопроизвольно перейдёт из состояния, в котором она обладает более высокой свободной энергией, в состояние, соответствующее более низкой свободной энергии, если на пути перехода нет энергетических барьеров, или, если системе будет сообщена энергия, достаточная для преодоления этих барьеров. Процесс может идти самопроизвольно только до состояния, характеризуемого минимумом свободной поверхностной энергии. В условиях равновесия полная свободная поверхностная энергия системы минимальна.

Во флотации для образования флотокомплексов пульпу подвергают аэрированию.

Под **аэрированием** пульпы понимают её искусственное насыщение воздухом, газами или парогазовой смесью. Пульпа может быть аэрирована путём диспергирования газовой фазы, выделением газов из жидкой фазы или получением газов электрохимическим и химическим способами.

*Диспергирование* воздуха – это тонкое измельчение воздуха или газов в жидкой фазе. Выделение газов из раствора происходит при снижении парциального давления газов над жидкой фазой или нагревании. Электрохимическое получение газов (кислорода, водорода, хлора) осуществляется при электролизе воды и растворов. Химическое получение газов связано с химическими реакциями. Например:



**Флотационная пена** – это ячеистая дисперсная флотационная система, представляющая собой совокупность воздушных пузырьков, разделённых тонкими прослойками воды, на границе раздела которых закреплены минеральные частицы. Во флотационную пену переводят полезный минерал или группу полезных минералов. Флотационный пенный продукт является **концентратом**. Гидрофильные частицы остаются в объёме флотационной пульпы, образуя камерный продукт, который называется **хвостами** (или отходами). Пенные и камерные продукты постоянно выводят из флотационной системы.

Способ и порядок выделения ценных компонентов из руд может быть различным. При извлечении ценных минералов в пенный продукт флотацию называют *прямой*, а при извлечении в пенный продукт породных частиц – *обратной*. При **коллективной** флотации в общий концентрат выделяют одновременно несколько ценных компонентов и концентрат называют **коллективным**. **Селективная** флотация предполагает последовательное получение концентратов различных ценных компонентов.

С помощью флотации можно разделить почти все минералы, так как разницу в смачиваемости поверхности разделяемых минералов можно изменять искусственно введением в процесс различных флотационных реагентов.

**Флотационные реагенты** – это химические вещества, способные избирательно адсорбироваться на границах раздела фаз и изменять физико-химические свойства, создавая условия для избирательной флотации частиц определённых минералов.

По назначению и характеру воздействия на процесс флотационные

реагенты подразделяются на *гидрофобизаторы* (гидрофобизируют минеральную поверхность), *пенообразователи* (стабилизируют воздушные пузырьки и флотационную пену) и *модификаторы* (повышают избирательность закрепления собирателей на поверхности определённых минералов). Для успешной флотации применяются процессы кондиционирования реагентов, жидкой фазы и пульпы.

**Кондиционирование** – это процесс доведения флотационной системы до состояния, обеспечивающего требуемые показатели качества.

Флотацию осуществляют во флотационных машинах и аппаратах, в которых происходит перемешивание и аэрирование пульпы, избирательная минерализация воздушных пузырьков гидрофобными частицами, образование минерализованной пены и её удаление. В зависимости от способа аэрирования и перемешивания пульпы флотационные машины подразделяют на следующие группы: механические, пневмомеханические, пневматические, электрофлотационные, машины с изменяемым давлением и комбинированные.

С использованием флотационного метода обогащения перерабатывается более 90% добываемых руд цветных металлов, большое количества неметаллических полезных ископаемых, железных, марганцевых руд, углей. Широкое применение флотации объясняется универсальностью его и преимуществами перед другими методами обогащения:

- высокая производительность и высокая степень автоматизации,
- возможность переработки бедных руд с низким содержанием металлов (меди до 0,5...1%, молибдена до 0,05...0,06%),
- обогащение тонковкрапленных руд, для которых другие методы неприемлемы,
- получать высокие технологические показатели (качество концентратов и извлечение),
- комплексно перерабатывать сложные, например, полиметаллические руды с выделением в концентраты основных ценных компонентов

Термин флотация (Float – всплывать) используется для обозначения процесса сепарации, основанного на различии в физико-химических свойствах поверхности разделяемых минералов. В процессе участвуют три фазы: твердая - измельченное полезное ископаемое, жидкая - пульпа и газообразная – пузырьки воздуха.

Разделение происходит вследствие различий в способности твердых частиц закрепляться и удерживаться на границе раздела фаз. Эти различия обусловлены разными значениями удельной поверхностной энергии частиц разных минералов, мерой которых является смачиваемость поверхности. Отделяемые частицы всплывают вместе с фазой, к которой они прилипли. Различают пенную, пленочную и масляную флотацию.

Одни минералы в тонкоизмельченном состоянии в водной среде не смачиваются водой, прилипают к вводимым в воду пузырькам воздуха и всплывают с ними на поверхность, другие минералы, которые не смачиваются водой, не прилипают к пузырьками воздуха и остаются в объеме пульпы.

Флотированность различных минералов зависит от способности поверхности их смачиваться водой. Эти способности можно изменять искусственно, применяя флотационные реагенты.

Для обеспечения избирательности прилипания частиц к пузырькам воздуха вводятся различные неорганические и органические химические соединения.

Все минералы обладают большей или меньшей флотационной способностью и могут быть сфлотированы, если их поверхность будет для этого подготовлена. Не смачиваются водой и хорошо флотируются такие минералы, как графит, сера уголь, молибденит. После обработки соответствующими флотационными реагентами хорошо флотируются сульфидные минералы- галенит  $PbS$ , пирит  $FeS_2$ , халькопирит  $CuFeS_2$ . В тех же условиях плохо или совсем не флотируются окисленные минералы, например, церуссит  $PbCO_3$ , малахит  $CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$ , хризоколла  $CuSiO_3 \cdot 2H_2O$ , кварц  $SiO_2$  и др.

В начале развития флотационного процесса применялось лишь отделение пустой породы и ценных компонентов, которые извлекались в один общий — коллективный концентрат. Такая флотация называется коллективной. Позже были разработаны методы разделения руды на несколько продуктов с выделением ряда ценных компонентов в разные концентраты. Получила развитие селективная флотация, основанная на различном действии реагентов на разделяемые минералы.

Для всплывания крупных частиц подъемной силы пузырька может быть недостаточно. Тогда слипание частицы с пузырьком используют для избирательного отделения минералов, например сульфидов, которые образуют комплекс частицы — пузырек, т.е. флотогранулы, имеющий меньший удельный вес. При этом путем гравитационного обогащения отделяют частицы, образовавшие с пузырьками воздуха флотогранулы. Комбинированный флотационно-гравитационный процесс, называемый флотогравитацией, применяется при обогащении крупнозернистого материала.

Крупность частиц, способных обогащаться флотацией, находится в пределах от  $10^{-4}$  до 4,5 мм. При пенной флотации руда измельчается до размера менее 0,2 мм.

Потери в отходах (хвостах) возрастают в случае флотации самых тонких классов, близких по размеру к коллоидным, разделение которых затруднено. Пределы крупности флотированных частиц зависят от их формы, удельного веса и от поверхностных свойств. Чешуйчатые минералы и даже листообразное золото с большим удельным весом относительно легко переходят в пенный продукт.

Крупные частицы угля (1,5—2 мм) могут также перейти в пенный продукт благодаря малому удельному весу и природной гидрофобности.

Путем подбора флотационных реагентов можно создать такие условия, когда одни минералы, присутствующие в руде, будут флотироваться, а другие нет.

Например, если в полиметаллической руде содержатся одновременно галенит, халькопирит, сфалерит и пирит, обладающие примерно одинаковой флотуируемостью, то во флотационной пульпе применением различных флотационных реагентов создаются такие условия, при которых выделяются свинцовый, медный, цинковый и пиритный концентраты.

Флотация может применяться также для извлечения из промышленных растворов и сточных вод тонкодисперсных гидрофобных осадков (флотация осадков) или ионов и молекул (ионная флотация). Разработка широкой номенклатуры флотационных реагентов различного химического состава и свойств обеспечило создание методов селективной флотации полиметаллических комплексных руд.

### **Краевой угол смачивания**

Краевой угол смачивания - угол, образованный касательными к поверхности минерала и пузырька на границе раздела трех фаз

Краевой угол смачивания изменяется в широких пределах от  $0^\circ$  до  $180^\circ$ .

$0^\circ$  – абсолютная смачиваемость, полная гидрофильность, капля полностью растекается по поверхности минерала.

$18^\circ$  – абсолютная несмачиваемость, предельная гидрофобность, капля воды совершенно не растекается по поверхности минерала.

Чем больше значение краевого угла, тем хуже минерал смачивается водой, тем лучше флотуируемость.

Практика флотации показала, что минеральные частицы могут флотироваться не только тогда, когда краевой угол больше  $90^\circ$ , но и тогда, когда значение его меньше  $90^\circ$ . Так многие минералы флотуируются при значении краевого угла  $10...15^\circ$ .

Рассмотренные закономерности и зависимости справедливы лишь для статических условий, в то время как процесс прилипания минеральных частиц к пузырькам воздуха происходит в пульпе при непрерывном и интенсивном перемешивании. Прилипание, следовательно, и флотуируемость минералов зависит от большого количества факторов:

- физико-химических свойств поверхности минералов;
- их крупности;
- характера и концентрации реагентов;
- степени (времени) перемешивания;
- плотности пульпы (соотношение Т : Ж);
- количества, крупности и прочности пузырьков воздуха;
- вероятности столкновения пузырьков с зернами минералов

Активность поверхности минералов по отношению к воде и флотационным реагентам определяется ее энергетическим состоянием. На поверхности имеются атомы с некомпенсированными зарядами и часть их энергии остается свободной. Это удельная свободная поверхностная энергия – избыток энергии, приходящейся на единицу поверхности раздела фаз. Возникает из-за некомпенсированности сил в межфазном поверхностном слое, обозначается  $\sigma_{ж-г}$ ,  $\sigma_{ж-г}$ ,  $\sigma_{ж-г}$ . Для жидкостей употребляют термин

«поверхностное натяжение», который является условным и представляет собой математическое понятие, эквивалентное поверхностной энергии.

Результаты взаимодействия минерала с водой зависят не только от его свободной поверхностной энергии, но и от энергии взаимодействия молекул воды между собой, т.е. от явлений адгезии и когезии. Взаимное притяжение молекул одного и того же вещества называется когезией. Характеризуется работой когезии ( $\text{эрг}/\text{см}^2$ ), которую необходимо произвести для разрыва, например, столба жидкости сечением  $1 \text{ см}^2$  на два столба того же сечения.

Первой стадией взаимодействия воды с поверхностью минерала является смачивание ее водой. Для растекания воды (смачивания) по поверхности частицы необходимо, чтобы работа адгезии между водой и минералом была больше работы когезии для воды  $W_a > W_k$ .

Для воды, частицы и воздушного пузырька, работа адгезии равна:

$$W_a = \sigma_{\text{ж-г}} + \sigma_{\text{ж-г}} - \sigma_{\text{ж-ж}}$$

Степень смачивания твердой поверхности водой количественно выражается величиной краевого угла смачивания  $\Theta$ , который принято отсчитывать в сторону жидкой фазы (рис. 1.7).

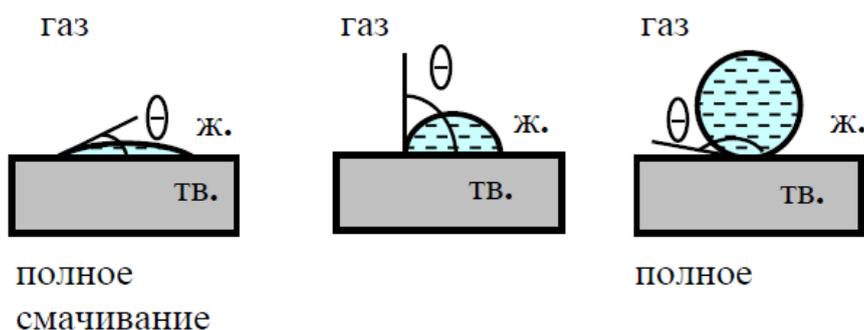


Рис 1.7. Степень смачивания твердой поверхности с водой

Равновесное значение краевого угла определяется из условия равновесия сил поверхностного натяжения на трехфазном периметре контакта (уравнение Давидова-Неймана, рис. 1.8)

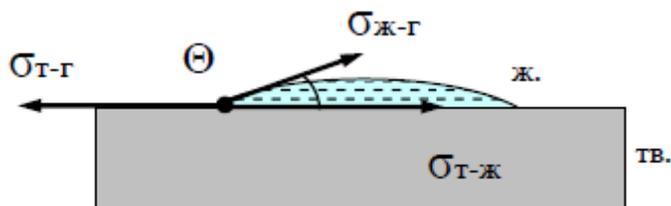


Рис 1.8. Равновесное значение краевого угла смачивания

Силы приложены к единице длины периметра контакта и спроектированы на плоскость, в которой он находится. Этот периметр

называют трехфазным периметром смачивания. Уравнение Давидова-Неймана имеет вид:

$$\sigma_{т-ж} + \sigma_{т-ж} \cos \Theta = \sigma_{т-ж}$$

Отсюда равновесный угол смачивания

$$\cos \Theta = (\sigma_{т-ж} - \sigma_{т-ж}) / \sigma_{т-ж}$$

Работу адгезии можно выразить через краевой угол

$$Wa = \sigma_{т-ж} (1 + \cos \Theta)$$

Если  $\Theta = 0$ ,  $\cos \Theta = 1$  – полное смачивание, предельно гидрофильная поверхность;  $Wa = 2 \sigma_{т-ж}$ . При  $\Theta = 90^\circ$ ,  $\cos \Theta = 0$  – гидрофобный материал,  $Wa = \sigma_{т-ж}$ .

При  $\Theta = 180^\circ$ ,  $\cos \Theta = -1$  – полное несмачивание, предельно гидрофобная поверхность;  $Wa = 0$ .

В реальных условиях  $0 \leq Wa \leq 2 \sigma_{т-ж}$ .

Чем хуже минерал смачивается водой, т.е. чем он гидрофобнее, тем легче происходит вытеснение воды с поверхности минерала при закреплении частицы на воздушном пузырьке. Уменьшение смачиваемости минерала достигается введением в пульпу специальных реагентов.

Исследованиями Б.В. Дерягина установлено, что при взаимодействии кристаллической решетки минералов с водой на твердой поверхности образуются упорядоченные гидратные слои, толщина которых может достигать 0.1 мкм (1000 ангстрем). Упорядоченность диполей воды в гидратных слоях зависит от расстояния от поверхности минерала.

Первые слои гидратной оболочки на твердой поверхности образуются в результате адсорбции диполей воды. Эти слои правильно ориентированы. В последующих слоях действуют в основном силы водородной связи. По мере удаления от твердой поверхности упорядоченность и устойчивость гидратных слоев снижается (рис. 1.9). Это снижение происходит тем быстрее, чем ниже поверхностная энергия минерала и доля ионных связей в этой энергии.

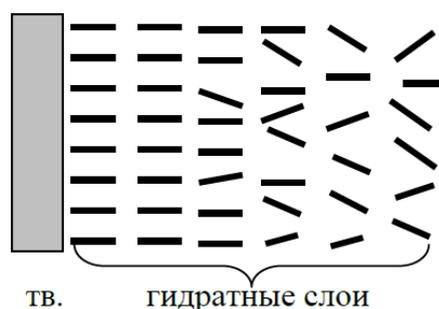


Рис 1.9. Удаления от твердой поверхности упорядоченность и устойчивость гидратных слоев

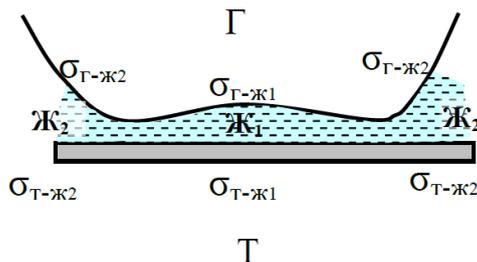
Свойства гидратных слоев отличаются от свойств воды в объеме. Они имеют повышенную вязкость, пониженную растворяющую способность и скорость диффузии растворенных веществ. Эти особенности связаны с высокой прочностью сцепления ориентированных диполей воды между собой и с поверхностью минерала. Гидратированность частиц определяется в основном

устойчивостью гидратного слоя, а не его толщиной. Степень гидратации поверхности:

$$H = e^2(1 - 1/D) / r,$$

где  $e$  – заряд иона,  $r$  – радиус иона, к которому прикрепился диполь воды,  $D$  – диэлектрическая постоянная, для воды  $D = 81$ .

Исследованиями А.Н. Фрумкина установлено, что под прилипшим к твердой поверхности пузырьком воздуха остается остаточный гидратный слой толщиной от 3 до 400 Å. Он расположен по всей площади основания пузырька и не препятствует прилипанию, что объясняется особым состоянием молекул воды в нем.



При этом образуется как бы новая пленочная фаза, отличная по свойствам от свойств воды в объеме. Толщина остаточного слоя тем меньше, чем более гидрофобна поверхность минерала. Чем меньше толщина остаточного гидратного слоя, тем больше значение краевого угла смачивания.

Структура и устойчивость гидратных слоев зависит также и от состояния воды. Например, в талой воде определенное время еще сохраняется высокая упорядоченность молекул как в твердом состоянии воды (лед). Большая часть энергии этих молекул израсходована на взаимодействие друг с другом, что ослабляет их взаимодействие с минералом. Поэтому некоторые гидрофильные минералы в талой воде, например кварц, входящий в состав сопутствующих пород, проявляют некоторую гидрофобность (краевой угол смачивания доходит до 60°). Аномальные свойства приобретает и вода, прошедшая магнитную обработку.

Флотиримость минерала определяется суммарным эффектом, вызываемым гидратным слоем молекул воды и адсорбционным слоем реагента.

### Контрольные вопросы:

1. Общие понятие о флотационных методов обогащения?
2. На какие виды разделяется флотация?
3. Назовите типы флотационных реагентов?
4. Какие продукты получают после флотации?
5. Общие понятие о флотационных методов обогащения?
6. На какие виды разделяется флотация?
7. Назовите типы флотационных реагентов?

## Лекция №14.

### Тема: Методы флотации

#### План:

1. Пенная флотация.
2. Пленочная флотация. Масленная флотация

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

#### Разновидности флотационных процессов

Флотационное разделение минералов может быть осуществлено на следующих поверхностях раздела: жидкость — газ, жидкость — жидкость, жидкость — твердое и газ — твердое.

#### Плѐночная флотация

Флотационное разделение минералов на поверхности раздела жидкость — газ. Флотационное разделение минералов, происходящее на плоской поверхности раздела вода — воздух, получило название *плѐночной флотации*.

Плѐночная флотация основана на избирательном смачивании минеральных частиц водой и различной способности частиц закрепляться на плоской границе раздела жидкой и газовой фаз.

Недостатками плѐночной флотации являются низкая производительность и нестабильность процесса. Плѐночная флотация может использоваться при флотации минералов с высокой степенью гидрофобности.

Исходная смесь флотирующихся и нефлотирующихся частиц при этом подается на водную поверхность сверху. Флотирующиеся частицы удерживаются на поверхности и переносятся потоком к месту разгрузки концентрата, а нефлотирующиеся тонут и удаляются в виде хвостов. При кажущейся простоте этот процесс достаточно чувствителен, малопроизводителен и в чистом виде не получил промышленного применения.

Принцип *плѐночной флотации* использован в настоящее время при флотогравитационном способе обогащения, широко применяемом в схемах доводки редкометалльных концентратов. По данному способу смесь относительно крупных частиц разделяемых минералов (С мм и более) сначала обрабатывается реагентами для повышения флотируемости загрязняющих концентрат сульфидных минералов, а затем поступает на концентрационный стол. Флотирующиеся частицы сульфидных минералов плывут по поверхности воды (плѐночная флотация), а нефлотирующиеся минералы разделяются на столе обычным способом: на тяжелую (например, касситерит или вольфрамит) и легкую (силикаты, кварц) фракции.

#### Пенная флотация

Производительность процесса резко возрастает, если при разделении используют не плоскую поверхность раздела жидкость — газ, а криволинейную поверхность пузырьков, образуемых в пульпе, как в процессе *пенной флотации* и различных ее модификациях. В этом случае флотирующиеся

частицы закрепляются на пузырьках и выносятся ими на поверхность пульпы, образуя слой минерализованной пены. В зависимости от способа насыщения пульпы пузырьками газа пенная флотация подразделяется на несколько разновидностей.

При обычной *пенной флотации*, используемой в настоящее время практически на всех флотационных фабриках, газом является засасываемый или подаваемый под давлением воздух, который диспергируется в пульпе на мелкие пузырьки с помощью различных устройств.

При *вакуумной флотации* аэрация пульпы-обеспечивается выделением воздуха из раствора. Процесс используется для обогащения коксующихся углей и является перспективным для флотации тонких шламов других полезных ископаемых.

Аналогичный процесс флотации получается, если сначала вода насыщается воздухом под повышенным давлением, а затем при атмосферном давлении выделяются пузырьки. Такая, *флотация с повышенным давлением*, или компрессионная флотация, используется для очистки воды от тонких капелек нефти, которые закрепляются на поверхности выделяющихся пузырьков и всплывают вместе с ними на поверхности очистного сооружения.

Принцип, компрессионной флотации получил развитие и используется в настоящее время в разработанном В. А. Малиновским процессе адгезионной сепарации, которая включает в себя по существу три по-разному аппаратурно оформленных метода: адгезионную каскадную сепарацию (АКС), глубинную адгезионную сепарацию (ГАС) и поверхностную адгезионную сепарацию (ПАС). Все они предназначены для извлечения из шахтных, сточных или оборотных вод гидрофобных частиц, осадков и веществ в результате адгезии их на поверхности выделяющихся из раствора пузырьков газа и отделения образующихся флотационных комплексов от объема жидкости или пульпы.

Образование пузырьков пара и выделение растворенного в воде воздуха происходят и при кипячении пульпы. Флотация кипячением применялась некоторое время для обогащения графитовых руд.

При *химической, или газовой, флотации* пузырьки газа образуются вследствие химического взаимодействия, например, между загружаемой в пульпу кислотой и карбонатами пустой породы. В этом случае флотирующиеся минералы закрепляются на выделяющихся пузырьках углекислоты. Процесс в течение ряда лет применялся в Австралии для переработки отвалов хвостов отсадки, содержащих сфалерит.

При электрофлотации используется междуфазовая поверхность образующихся при электролизе пузырьков водорода или кислорода» крупность которых легко регулируется изменением силы тока. Процесс может быть использован для флотации мелких или весьма мелких частиц, а также при осуществлении так называемой ионной флотации и ее разновидностей (пенного фракционирования, флотации гидрофобных и гидрофобизированных осадков, флотоэкстракции), если поверхность раздела жидкость — газ используется для извлечения из растворов иона и молекул органических соединений или продуктов их взаимодействия с ионами или молекулами неорганических

соединений.

При пенной сепарации исходная пульпа, предварительно обработанная реагентами, подается на пену или аэрированную жидкость. Флотирующиеся частицы удаляются с пеной, а нефлотирующиеся проходят сквозь пену под действием - силы тяжести и разгружаются в виде камерного, продукта.

Процесс пенной сепарации предложен в В.А.Малиновским и используется в настоящее время для флотационного обогащения фосфоритовых, калийных и других типов минерального сырья. Его применение оказывается особенно эффективным при обогащении материалов, крупность которых слишком велика для обычной пенной флотации, но мала для эффективного гравитационного обогащения.

Процесс гидрообеспыливания также основан на флотационных явлениях, происходящих на границе раздела жидкость—газ. В этом случае через запыленный воздух движутся капельки воды. При столкновении частичек пыли с каплями воды флотирующиеся частицы закрепляются на поверхности капель (т.е. на междуфазовой поверхности раздела жидкость — газ), а нефлотирующиеся частицы переходят внутрь капель (т. е. в жидкую фазу).

#### **Масляная флотация**

Масляная флотация основана на избирательном смачивании минеральных частиц маслом и различной способности частиц закрепляться на границе раздела жидкой и жидкой фаз (масло-вода).

Для реализации масляной флотации в пульпу добавляют масло плотностью меньше плотности воды. При перемешивании пульпы образуется эмульсия из капель масла в воде. Масло хорошо смачивает поверхность гидрофобных частиц, образуя флотокомплексы из капель масла и частиц. Флотокомплексы всплывают на поверхность пульпы, образуя слой масла с гидрофобными частицами. В случае, когда плотность флотокомплекса будет больше плотности окружающей среды, флотокомплексы тонут и удаляются в виде камерного продукта. Поверхность гидрофильных частиц плохо смачивается маслом, поэтому они не закрепляются на каплях масла и остаются в пульпе.

Недостатками масляной флотации являются: высокий расход масла, низкие производительность и селективность разделения. Широкого промышленного использования масляная флотация не получила. Ранее она использовалась при флотации коксующихся углей и сульфидов.

Флотационное разделение минералов на поверхности раздела жидкость — жидкость. На различной способности минералов закрепляться на поверхности раздела вода — масло основан процесс масляной флотации. Столкнувшись с каплями диспергированного в пульпе масла и закрепившись на них, флотирующиеся частицы удерживаются на поверхности раздела масло — вода, а нефлотирующиеся частицы остаются в пульпе. Если плотность масла меньше единицы, то его капельки вместе с закрепившимися частицами всплывают на поверхность пульпы, образуя слой минерализованного масла, который затем удаляется. Если используется небольшое количество масла с высокой плотностью, то образующиеся минерализованные гранулы опускаются

на дно, а нефлотирующиеся зерна выносятся наверх восходящим потоком воды. Флотационный процесс в таком исполнении называется грануляционным.

Процесс масляной флотации вследствие большого расхода масла промышленного применения не получил.

Грануляционный процесс применяется до настоящего времени на некоторых зарубежных фабриках для обогащения коксующихся углей. Используемое в процессе флотации масло регенерируется при коксовании угля.

Поверхность раздела жир — вода используется в промышленных условиях для улавливания алмазов. При обогащении на жировых поверхностях на дно желоба, по которому течет содержащая алмазы пульпа, или на барабан наносится слой вязкого жира. Алмазы закрепляются на поверхности раздела жир — вода, а пустая порода сносится потоком пульпы.

В процессе флотации при автоклавной плавке серных концентратов используется способность частиц пустой породы закрепляться на поверхности капель воды, находящихся внутри расплава серы, т. е. на поверхности раздела вода — расплав серы. Так как плотность нагруженных капелек воды, меньше плотности расплава серы, то они поднимаются на поверхность расплавленной серы, вынося с собой пустую породу, в результате чего достигается очистка серы от загрязняющих ее минеральных примесей.

Флотационные процессы на поверхностях раздела твердое — жидкость и твердое — газ. Лабораторными исследованиями установлено, что на поверхности раздела вода — стекло или вода — металл могут закрепляться некоторые минералы. Такой способ выделения минералов получил название *флотации твердой стенкой*.

В настоящее время принцип флотации твердой стенкой реализуется в так называемой флотации с носителем, когда для повышения извлечения тонких гидрофобных частиц в пульпу добавляют хорошо извлекаемые крупные частицы (носители). Тонкие частицы закрепляются на поверхности частиц носителя и флотируются вместе с ними в пену.

В качестве флотационного процесса на поверхности раздела твердое — вода можно рассматривать коагуляцию (слипание) минеральных частиц в пульпе, широко используемую в технике для осветления шламовых вод. Роль твердой фазы в данном случае играют слипшиеся минеральные частицы.

Аналогичным образом явление слипания твердых частиц в аэрозолях и дымах можно рассматривать как процесс их закрепления на поверхности раздела газ — твердое. Роль твердой фазы здесь играют взвешенные частички пыли, а газообразной — воздух или дымовой газ.

При пенной флотации через пульпу, содержащую флотационные реагенты, продувают воздух. Частицы, не смачиваемые водой, прилипают к поверхности воздушных пузырьков. Пузырьки с закрепившимися на них частицами всплывают в камере флотационной машины вверх и формируют на поверхности пульпы пенный слой. Частицы других минералов, хорошо смачиваемые водой, не прилипают к пузырькам воздуха и остаются в объеме пульпы во взвешенном состоянии.

При пленочной флотации измельченная руда, подлежащая разделению, насыпается с небольшой высоты на поверхность воды. Несмачиваемые частицы остаются на поверхности воды и выделяются во флотационный продукт, смачиваемые водой — переходят в водную фазу и выделяются в другой продукт.

Масляная флотация состоит в избирательном смачивании частиц минералов диспергированным в воде жидким маслом (керосином и др.) в виде мелких капель. При этом образуются агрегаты частиц, заключенные в масляные оболочки, которые всплывают на поверхность пульпы.

Пленочная и масляная флотации имеют низкую производительность. Наиболее распространена пенная флотация.

Несмачиваемые или плохо смачиваемые водой минералы называют гидрофобными (с древнегреческого «гидро» – вода, «фобос» - страх), т.е. боящимися воды. Смачиваемые минералы называют гидрофильными («филеус» – любовь), т.е. любящими воду.

При флотации одна часть извлекаемых минералов (чаще — ценный компонент) переходит в пенный продукт, другая — остается в пульпе и образует камерный продукт. При извлечении в пенный продукт ценных минералов флотацию называют прямой; при извлечении в пенный продукт пустой породы — обратной.

Для флотации необходимо вводить в пульпу флотационные реагенты. Собиратели или коллекторы адсорбируются на поверхности твердой фазы, формируют или усиливают природную гидрофобность поверхности и способствуют прилипанию частиц к пузырькам.

Вспениватели адсорбируются на поверхности раздела жидкость – газ и способствуют образованию пены. Для регулирования флотации применяются реагенты-регуляторы, которые регулируют водородный показатель среды рН. Кроме того, есть реагенты-активаторы, активирующие прилипание минералов к пузырькам воздуха. Активаторы образуют на поверхности минералов химические соединения и тем активируют флотацию частиц. Реагенты-подавители или депрессоры подавляют прилипание.

В начале развития флотационного процесса применялось лишь отделение пустой породы и ценных компонентов, которые извлекались в один общий — коллективный концентрат. Такая флотация называется коллективной. Позже были разработаны методы разделения руды на несколько продуктов с выделением ряда ценных компонентов в разные концентраты. Получила развитие селективная флотация, основанная на различном действии реагентов на разделяемые минералы.

Для всплывания крупных частиц подъемной силы пузырька может быть недостаточно. Тогда слипание частицы с пузырьком используют для избирательного отделения минералов, например сульфидов, которые образуют комплекс частицы — пузырек, т.е. флотогранулы, имеющий меньший удельный вес. При этом путем гравитационного обогащения отделяют частицы, образовавшие с пузырьками воздуха флотогранулы. Комбинированный

флотационно-гравитационный процесс, называемый флотогравитацией, применяется при обогащении крупнозернистого материала.

Крупность частиц, способных обогащаться флотацией, находится в пределах от 10-4 до 4.5 мм. При пенной флотации руда измельчается до размера менее 0,2 мм. Потери в отходах (хвостах) возрастают в случае флотации самых тонких классов, близких по размеру к коллоидным, разделение которых затруднено. Пределы крупности флотируемых частиц зависят от их формы, удельного веса и от поверхностных свойств. Чешуйчатые минералы и даже листообразное золото с большим удельным весом относительно легко переходят в пенный продукт. Крупные частицы угля (1,5—2 мм) могут также перейти в пенный продукт благодаря малому удельному весу и природной гидрофобности.

## Лекция №15.

### Тема: Классификация и применение флотационных реагентов

#### План:

1. Реагенты собиратели
2. Реагенты пенообразователи
3. Реагенты активаторы
4. Депрессоры и регуляторы среды

**Ключевые слова:** Собиратели, полезные ископаемые, пенообразователь, ценный компонент, полезные примеси, депрессор, вредные примеси, минерал.

Собиратели - органические вещества, закрепляющиеся преимущественно на поверхности раздела: твердое - жидкость.

Назначение собирателей – гидрофобизировать минеральную поверхность (понижать ее смачиваемость водой) и увеличивать скорость и прочность прилипания частиц к пузырькам воздуха.

Молекулы или ионы собирателей (за исключением некоторых других) являются полярно – аполярными (дифильными).

Полярная часть реагента на минеральной поверхности и селективность действия собирателя на различные минералы. В свою очередь, активность минерала к собирателям определяется характером связей между структурными элементами кристаллической решетки и состояния поверхности (чистотой, однородностью, степенью окисленности и т. п.) и может быть изменена под воздействием реагентов регуляторов.

Закрепляясь на границе раздела: минерал – вода, собиратели ориентируются аполярной частью в водную фазу, обуславливая гидрофобизирующий эффект. В результате гидрофобизации устойчивость гидратных слоев, разделяющих минеральную частицу и воздушный пузырек, снижается, и создаются условия для образования трехфазного периметра смачивания и прилипания пузырька. Над участком поверхности с мономолекулярным покрытием собирателя гидратные слои разрушаются с мономолекулярным покрытием собирателя, на расстоянии порядка 5 – 15 Å.

Чем длиннее углеводородная цепь собирателя с одной и той же полярной группой тем сильнее гидрофобизация минеральной поверхности (тем сильнее собиратель).

Вместе с тем применение собирателей с чрезмерно длинными углеводородными цепями не целесообразно, а часто и невозможно в следствии малой растворимости в воде, менее благоприятных условий закрепления на минерале и т. п.

По способности диссоциировать на ионы реагенты – собиратели делят на две большие группы: ионогенные (ионизирующие в водной среде) и неионогенные (не распадающиеся в водной среде на ионы). В практике флотации наиболее распространены ионогенные собиратели.

Классификация ионогенных собирателей учитывает, с каким ионом связан гидрофобизирующий эффект (т. е. вхождение углеводородного радикала в анион или в катион), и состав полярной части. Соответственно, среди ионогенных различают анионные собиратели, в которых гидрофобизирующим ионом является катион.

В зависимости от состава и структуры полярной части анионные собиратели делят на сульфгидрильные (в состав полярной части входит двухвалентная сера, которая служит связующим звеном между анионом собирателя и поверхностью минерала) и оксигидрильные (связующим звеном между анионами собирателя и минеральной поверхностью служит атом кислорода). Аполярная часть сульфгидрильных собирателей содержит 2 – 6 атомов углерода, оксигидрильных – 12 – 18.

В зависимости от состава и структуры полярной части катионные собиратели также делят на первичные алифатические анионы и их соли (с полярной группой на основе аммиака), соли четырехзамещенного аммония (с полярной группой на основе аммония). Аполярная часть катионных собирателей содержит 12 – 18 атомов углерода.

Из неионогенных собирателей в практике флотации применяют аполярные масла и нерастворимые в воде серосодержащие маслообразные реагенты.

Собирательная способность реагентов зависит от их природы и удельного расхода, а также от условий применения.

Для флотации руд тяжелых цветных металлов наиболее эффективны сульфгидрильные собиратели, неактивные или малоактивные по отношению к кварцу, алюмосиликатам или минералам с щелочными или щелочноземельными катионами в кристаллической решетке.

Оксигидрильные и катионные собиратели в принципе можно применять и при флотации окисленных минералов руд редких, тяжелых, некоторых цветных металлов, сульфидных руд цветных металлов, и т. д.

Неионогенные собиратели являются основными реагентами при флотации природногидрофобных минералов (графит, сера, молибденит и др.), в качестве дополнительных собирателей их применяют при флотации самых разнообразных минералов (в дополнении к ионогенным собирателям).

При более грубом помоле руды необходимы более сильные собиратели (с большей длиной аполярной части), чем при тонком. Флотацию частиц крайних размеров (крупных и тонких) интенсифицируют добавки аполярных масел.

Основными собирателями при флотации руд цветных металлов являются ксантогенаты и дитиофосфаты или аэрофлоты, последние особенно широко применяют на зарубежных фабриках.

Отличительной чертой реагентных режимов флотации на многих фабриках является широкое применение относительно слабых реагентов – собирателей, которые для обеспечения более высокого извлечения металлов в ряде случаев используют в сочетании с более сильными собирателями при очень малых расходах. Минимальный расход собирателя способствует

селективному разделению руды с высокими показателями. В современной практике характерно применяют сочетание реагентов собирателей в одном и том же цикле флотации.

### **Классификация пенобразователей.**

Пенообразователи – поверхностно – активные органические вещества, адсорбирующиеся преимущественно на поверхности раздела жидкость – газ.

Назначение пенообразователей – образовывать в объеме пульпы достаточно устойчивый слой пены, необходимого строения.

Молекулы пенообразователей являются полярно – аполярными (дифильными), полярная часть может быть представлена гидроксильной, карбонильной, сульфогруппой, аминогруппой и др.

Поверхностное натяжение чистых пенообразователей и их растворов значительно меньше поверхностного натяжения воды. Поверхностное натяжение воды на границе с воздухом при 18 С равно 72,8 дин см, этилового спирта – 22 дин см, ТЭБ – 22,4 дин см, 0,5 % - ного раствора ДС – РАС – 35 дин см, 0,5 – ного раствора Азолята А – 28 дин см, 0,5 – ного раствора реагентов типа ОП – 35 – 37 дин см.

Различают три типа пен: пленочно – структурные, агрегатные, пленочные. Тип пены можно определить по характеру ее распада и по содержанию воды в продуктах распада.

**Пленочно – структурная.** Пленочно – структурная пена при флотации частиц обычной крупности встречается наиболее часто, она характеризуется значительной обводненностью, имеет относительно большую высоту и содержит повышенное количество увеличенных частиц пустой породы.

**Агрегатные.** Агрегатными называют плотные минерализованные пены, содержащие относительно небольшое количество воды. Образованию агрегатных пен способствует относительно крупные флотирующиеся частицы, а также добавки аполярных масел, агрегатные пены могут получаться также при распаде обычных пленочно – структурных пен. Этим пенам часто соответствует максимальная скорость флотации.

**Пленочные.** Пленочные пены аналогичны агрегатным, но имеют небольшую толщину, получаются при флотации крупных гидрофобных частиц небольшой плотности, например угля.

Аполярная группа пенообразователя, замещающая молекулы воды на поверхности раздела фаз и уменьшающая поверхностное натяжение, должна быть достаточно длинной, чтобы выталкиваться из воды. У пенообразователей полярная группа находится в определенной связи с размером углеводородного радикала. Например, спирты с числом атомов углерода в молекуле до четырех, не являются пенообразователями, так как и спирты, содержащие более восьми атомов, углерода (в первом случае превалирует взаимодействие группы – ОН с водой над взаимодействием аполярного радикала с воздухом, во втором – наоборот).

Пенообразователи способствуют диссоциированию воздуха во флотомашине, препятствуют коалесценции воздушных пузырьков, снижают

скорость подъема пузырьков воздуха в пульпе (приблизительно в два раза), улучшая минерализацию, увеличивают силу прилипания пузырьков к флотирующимся минералам, способствуют образованию трехфазной флотационной пены определенных свойств и характера.

Пенообразующая способность реагентов зависит от их природы и концентрации. В ряду нормальных спиртов наибольшими пенообразующими действиями обладает акриловый спирт, затем следует гептиловый и гексиловый, в ряду низших фенолов – крезол, затем ксилол и фенол. Наиболее сильными пенообразователями из применяемых в современной практике, являются ТЭБ и ОПСБ. Чем сильнее пенообразователь, тем меньше его расход во флотации. Расход пенообразователя должен поддерживаться на минимально необходимом уровне во избежание снижения качества концентратов и увеличения объема флотируемой пульпы (из-за повышенного выхода продукта).

### **Классификация реагентов регуляторов.**

Регуляторами называют флотационные реагенты, применяющиеся в дополнении к собирателям и пенообразователям для повышения селективности флотации или извлечения минералов. Регуляторами флотации могут быть как неорганические, так и органические вещества.

В зависимости от целевого назначения при флотации в каждом конкретном случае различают регуляторы активизирующего действия, регуляторы депрессирующего, или подавляющего действия и регуляторы среды.

**Регуляторы – депрессоры.** Регуляторы – депрессоры применяют при флотационном разделении минералов, когда их флотируемость мало или недостаточно отличается друг от друга данным собирателем.

**Регуляторы – активаторы.** Регуляторы – активаторы применяют при флотации минералов, извлечение которых единым собирателем или пенообразователем затруднено.

**Регуляторы – среды.** Регуляторы – среды контролируют величину рН пульпы и нейтрализуют вредное влияние шламов, коллоидов и растворимых солей.

Активирующее действие регуляторов флотации, способствующее улучшению флотируемости минералов, может связано:

- с очисткой поверхности минерала (удаление окисленных пленок и шламовых покрытий), а также с изменением химического состава поверхностного слоя (например, кислотная обработка гельменита, корунда, топаза, берилла, окисленной поверхности пирита и халькопирита);

- с адсорбцией ионов, способствующих последнему взаимодействию минерала с собирателем (например, адсорбция катионов меди, свинца, серебра и марганца на вольфрамите, ионов тяжелых металлов на силикатах и окислах, сульфид – иона на окисленных минералах тяжелых цветных металлов;

- с осаждением или связыванием в комплексные соединения ионов, затрудняющих закрепление собирателя на поверхности минерала (например,

добавка осаждение избытка сернистых ионов добавками солей тяжелых металлов, связывание ионов циана в малодиссоциированную синильную кислоту снижением рН и др.);

- с улучшением пенообразующей способности флотационной суспензии (например, добавка сернистого натрия при наличии в пульпе тонких гидрофобных осадков ксантогенатов тяжелых цветных металлов, добавка конденсированных катионов при мыльной флотации и др.);

- с изменением электростатического состояния поверхности минерала и строение двойного электрического слоя, уменьшающих гидратацию минеральной поверхности и способствующих закреплению собирателя, снижением или предотвращением закрепления собирателя, на минеральной поверхности (например, действие гидроксильных ионов, цианида и сернистого натрия при флотации полиметаллических руд);

- со связыванием активирующих ионов на поверхности минерала и в объеме пульпы (например, предотвращение активации кварца ионами двухвалентного железа и кальция за счет их осаждения добавками соды, жидкого стекла и др., предотвращение активации сфалерита связыванием ионов меди сернистым натрием, цианидом, сульфатом натрия, ионитами);

- с переводом собирателя в труднорастворимые соединения в объеме пульпы (например, образование осадков при взаимодействии анионов ксантогенатов и карбоновых кислот с ионами кальция, магния и катионами тяжелых металлов, перевод ксантогенатов в диксантогенаты с помощью перекиси водорода и др.);

- с образованием на минерале покрытий, препятствующих прилипанию к пузырьку воздуха (шламы, мицеллы жидкого стекла, крахмал и др.);

### **Классификация реагентов флокулянтов.**

Процессы обезвоживания продуктов обогащения можно интенсифицировать применением реагентов – флокулянтов, способствующих увеличению скорости сгущения и фильтрования (повышение производительности сгустителей и фильтров), а также получению более чистых сливов и менее влажных кеков, эти же реагенты можно использовать для осветления промышленных стоков.

Класс реагентов – флокулянтов включает в себя неорганические реагенты электролиты и высокомолекулярные органические вещества (природные и синтетические).

В свою очередь, синтетические высокомолекулярные флокулянты в зависимости от способности реагировать в воде условно делят на анионные полиэлектролиты (при диссоциации образуют сложный полимерный органический анион и простой катион), катионные полиэлектролиты (при диссоциации образуют полимерный органический катион и простой анион), амфотерные (катионно– анионные), полиэлектролиты (содержат функциональные группы кислотного и основного характера) и неионогенные (не диссоциируют на ионы).

При введении в пульпу неорганических электролитов увеличение

скорости осаждения суспензии связано с коагуляцией твердых частиц вследствие снижения электролитического потенциала (электролитическое отталкивание одноименно заряженных частиц затрудняет их слипание).

Поскольку дзетта – потенциал не связан однозначно с гидратированностью поверхности, противодействующей слипанию, добавление неорганических электролитов не всегда приводит к коагуляции суспензии.

При введении в пульпу органических высокомолекулярных флокулянтов увеличение скорости осаждения суспензии объясняется образованием крупных флокул вследствие связывания частиц суспензии в агрегаты при закреплении на них клубков молекул реагента (последние играют роль своеобразных «мостов»). При этом органические флокулянты – полиэлектролиты также могут менять величину и знак заряда частиц (аналогично неорганическим электролитам).

Высокомолекулярные флокулянты по эффективности значительно превосходят неорганические электролиты; иногда лучших результатов достигают при совместных применениях органических и неорганических флокулянтов.

В практике обезвоживания продуктов обогащения руд тяжелых цветных металлов из неорганических электролитов наиболее широко применяют гашеную известь, серную и соляную кислоты, квасцы, поваренную соль и др., а из высокомолекулярных флокулянтов – полиакриламид, сепаран, супефлок, аэрофлот, ПАНГ, Номсо – 600, гуартек, полиокс и др. Особенно широко применяют флокулянты при обезвоживании концентратов на обогатительных фабриках США.

Расход флокулянтов составляет примерно 5 – 250 г/т, часто 5 – 10 г/т.

Чрезмерно большие расходы флокулянтов могут привести к уменьшению скорости осаждения и загрязнению сливов.

### **Контрольные вопросы:**

Что называется флотацией?

Чем и как обеспечивается процесс флотации?

Каковы физико-химические основы процесса флотации?

Каковы основные законы процесса флотации?

Какие реагенты применяют при процессе флотации?

Каково действие каждого из видов?

Охарактеризуйте реагенты собиратели и пенообразователи.

Охарактеризуйте реагенты регуляторы среды и флокулянты.

Каков реагентный режим при простейшем флотационном обогащении?

Какие реагенты применяются чаще всего и почему?

## Лекция №16.

### Тема: Теоретические основы флотационных процессов

#### План:

1. Теоретические основы флотационных процессов
2. Факторы, влияющие на процесс флотации

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

#### Сущность флотационного процесса

Как и всякий процесс обогащения полезных ископаемых, флотация основана на различиях в свойствах разделяемых минералов. При этом используется различие в физико-химических свойствах поверхностей минералов, а именно, различие в их удельных свободных поверхностных энергиях.

Свободная энергия частицы в любой системе складывается из ее потенциальной и поверхностной энергии. Первая из них пропорциональна массе или объему частицы, т.е. диаметру частицы в кубе, а вторая — ее поверхности, т. е. диаметру в квадрате. Очевидно, что с уменьшением размера (диаметра) частицы ее потенциальная энергия уменьшается в гораздо большей степени, чем поверхностная энергия. Поэтому, как бы ни была мала поверхностная энергия частицы по сравнению с потенциальной, всегда можно получить частицы малых размеров, у которых поверхностная энергия будет намного больше потенциальной. Именно такие частицы участвуют во флотационном процессе разделения. Крупность флотируемых частиц обычно не превышает 0,6 мм, а при особых режимах флотации — нескольких миллиметров.

Флотационная система является гетерогенной, включающей твердую, жидкую и газообразную фазы, которые образуют поверхности раздела: жидкость — газ (ж—г), жидкость — твердое (ж—т) и твердое — газ (т—г). Каждая из поверхностей раздела фаз характеризуется своим значением свободной поверхностной энергии, появление которой обусловлено неодинаковым притяжением молекул поверхностного слоя со стороны соприкасающихся фаз (рис. 1.2). Так как молекулярные силы имеют небольшой радиус действия, то предполагают, что поверхностная энергия локализована в тонком поверхностном слое, толщина которого ненамного превышает размеры двух- трех молекул. В объемах соприкасающихся фаз 1 и 2 плотности энергий  $f_1$  и  $f_2$  постоянны; в поверхностном слое толщиной  $h = h_1 + h_2$  плотность энергии возрастает, достигая максимума на границе раздела фаз.

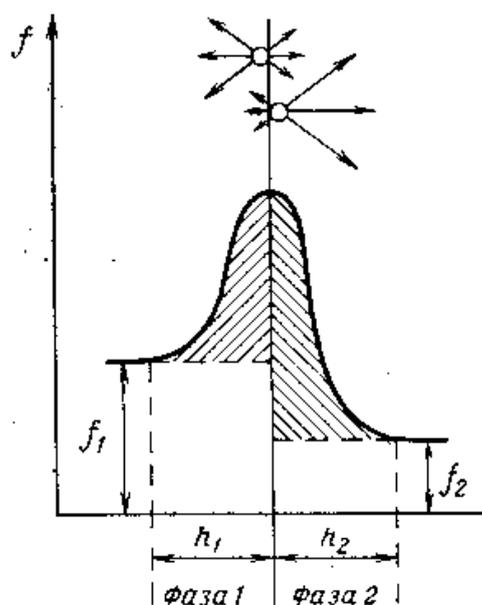


Рис. 1.2. Схема сил молекулярного притяжения на поверхности раздела фаз и распределение свободной энергии в поверхностном слое

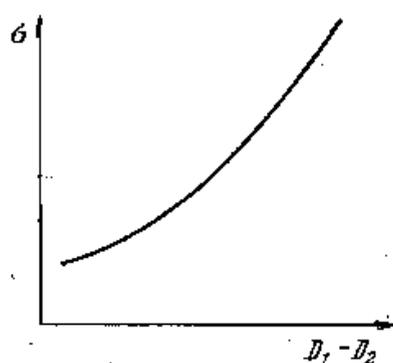


Рис. 1.3. Влияние различия в диэлектрических постоянных  $D_1-D_2$  соприкасающихся фаз на значение удельной свободной поверхностной энергии  $\sigma$  на границе их раздела (по данным К.А.Разумова)

Значение удельной свободной поверхностной энергии  $\sigma$  зависит от разницы в значениях полярности соприкасающихся фаз, т.е. разницы в значениях интенсивности действующих в них молекулярных сил. Мерой полярности фазы могут служить такие ее свойства, как диэлектрическая постоянная, дипольный момент молекул и другие, так называемые молекулярные, свойства фазы. Чем больше разница в значениях полярности соприкасающихся фаз, тем меньше компенсируется взаимодействие между молекулами и ионами граничащих фаз и тем больше удельная поверхностная энергия на границе их раздела. По этой причине значение поверхностной энергии на границе раздела двух полярных фаз, а также на границе раздела двух неполярных фаз будет малое, а на границе раздела полярной и неполярной фаз — большое.

Например, воздух имеет низкую диэлектрическую постоянную, поэтому

на границе его раздела с разными жидкостями удельная поверхностная энергия  $\sigma_{ж-г}$  будет более высокой для жидкостей с большими диэлектрическими постоянными (рис. 1.3). Значение  $\sigma_{ж-г}$  для воды при 20 °С составляет 72,5 мДж·м<sup>-2</sup> (72,5 мН·м<sup>-1</sup>), для жидких органических веществ оно изменяется от 20 до 40 мДж·м<sup>-2</sup>.

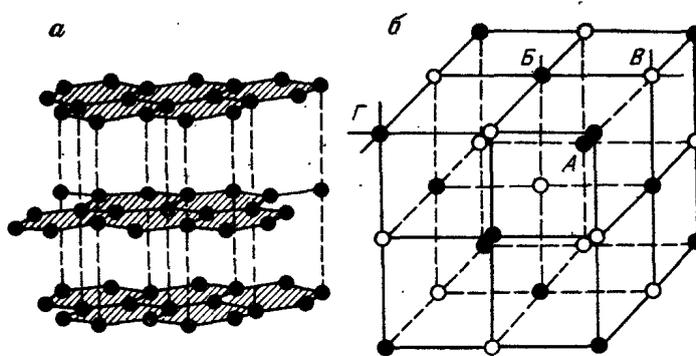


Рис. 1.4.. Кристаллические решетки графита (а) и галита (б)

Энергия взаимодействия минеральных поверхностей с водой и воздухом и значения поверхностной энергии на границе их раздела определяются характером связей, разрушаемых при дроблении и измельчении. Структурные элементы (атомы, ионы или молекулы) кристаллической решетки минералов располагаются с определенной закономерностью относительно друг друга и существующие между ними связи отличаются по своей прочности. Для прочных или сильных связей, таких, как ионная, ковалентная, металлическая и других форм атомных связей, энергия равна 80—800 кДж/моль. Молекулярная связь значительно менее прочная. Энергия, необходимая для ее разрушения, составляет всего лишь 0,08—8 кДж/моль.

Водородная связь слабее химических, но прочнее молекулярных. Если при разрушении кристалла рвутся сильные полярные связи, то энергия взаимодействия поверхности с полярными молекулами воды будет велика (значение  $\sigma_{ж-г}$  — мало), а с неполярными молекулами, например, воздуха — мала (значение  $\sigma_{ж-г}$  — велико). В этом случае молекулы воды притягиваются к поверхности твердого тела, хорошо смачивают ее и поверхность становится гидрофильной. Если же при разрушении кристалла происходит разрыв слабых связей, то образующаяся неполярная поверхность слабее притягивает дипольные молекулы воды и сильнее взаимодействует с воздухом, т.е. поверхность становится гидрофобной.

Характер обнажающихся на поверхности связей при дроблении и измельчении минералов определяется строением их кристаллических решеток.

### **Значение флотационного процесса**

Флотация способствует решению ряда важных народнохозяйственных проблем, к числу которых относятся: проблема расширения минеральных ресурсов. До открытия флотационного процесса в эксплуатацию вовлекались

месторождения только богатых мономинеральных и полиминеральных крупновкрапленных руд, поддающихся обогащению другими нефлотационными методами. Флотация позволила вовлечь и эксплуатацию месторождения едних, тонковкрапленных комплексных руд; проблема комплексного использования руд

До применения флотации, например, из полиметаллических руд удавалось получать только коллективные концентраты, поскольку полезные минералы, обладающие близкими физическими свойствами, нельзя было разделить гравитационными, магнитными и другими нефлотационными процессами обогащения полезных ископаемых. Получаемые коллективные концентраты обычно были непригодны для эффективного металлургического передела, поэтому при их переработке некоторые металлы и элементы терялись и полного использования всех ценных компонентов руды не достигалось. При обогащении ряда руд и особенно руд редких металлов, в которых полезные минералы или часть их по плотности и магнитным свойствам часто близки к минеральным породам, флотация является практически единственным способом разделения минералов и извлечения каждого из них в соответствующий концентрат; - проблема обогащения шламов. При обогащении многих полезных ископаемых гравитационными процессами иногда значительная часть извлекаемых минералов переизмельчается и Переходит в шламы До появления флотации эти шламы не могли перерабатываться и поэтому направлялись в хвосты или использовались в необогащенном виде.

Применение флотации для переработки шламов гравитационного обогащения позволило значительно улучшить комплексное использование оловянных руд, ценных и дефицитных коксующихся углей и другого сырья.

Применение флотационного процесса непрерывно расширяется. По количеству и разнообразию перерабатываемого сырья флотация занимает первое место среди других технологических процессов обогащения. Кроме того, флотацию широко применяют в металлургии (для флотационного разделения фанштейна, отделения криолита от частиц угля и алюминия), химическом производстве (для разделения хлористого аммония и бикарбоната натрия), биологии (для разделения различных видов бактерий), экологии (для удаления вредных веществ из сточных вод или нефти и мазута с поверхности прибрежных вод), сельском хозяйстве (для разделения различных семян), геологии, медицине и других отраслях народного хозяйства.

Несомненно, что вследствие универсальности флотационного процесса его значение будет все время возрастать.

### **Факторы, влияющие на минерализацию пузырьков и пенную флотацию частиц**

Пенная флотация осуществляется в условиях турбулентного (вихревого) движения пульпы, так как при ламинарном ее движении частицы минералов стали бы осаждаться на дно флотационной машины. При этом пульпа вместе с увлекаемыми частицами и пузырьками перемещается по криволинейным траекториям, что вызывает появление центробежных сил, под действием

которых пузырьки воздуха, имеющие плотность меньше плотности пульпы, начинают двигаться в пульпе от периферии вихря к его центру и одновременно всплывать. Частицы минералов, плотность которых больше плотности пульпы, наоборот, двигаются в пульпе от центра вихря к периферии и одновременно тонут под действием силы тяжести. Противоположное движение частицы и пузырька приводит к их встрече и закреплению частицы на пузырьке.

Общую схему векторов ускорений и сил, действующих на частицу при ее закреплении на пузырьке и криволинейном движении минерализованного пузырька в пульпе, по К. А. Разумову, можно представить следующим образом.

Скорости пузырька и частицы до ее закрепления на пузырьке складываются из скорости переносного движения пульпы и скорости относительно движения их в пульпе. Так как центробежные силы, возникающие при вихревом движении пульпы, намного больше сил тяжести, то вертикальные составляющие относительных скоростей движения пузырьков и частиц малы по сравнению с радиальными составляющими этих скоростей. Поэтому скоростями всплывания пузырьков и падения частиц можно пренебречь и учитывать только скорости радиального движения пузырьков к центру вихря, а частиц — к периферии.

Вследствие относительного движения пузырька пульпа обтекает его поверхность по линиям  $a-a$  (рис. 1.10), и частица после столкновения с пузырьком (положение Л)' начинает скользить по его поверхности к кормовой части. Вектор абсолютной скорости скользящей частицы равен геометрической сумме трех векторов: скорости  $v_n$  переносного движения пульпы, скорости  $v_R$  относительного (радиального) движения пузырька в пульпе и скорости  $v_0$  относительного движения частицы по пузырьку.

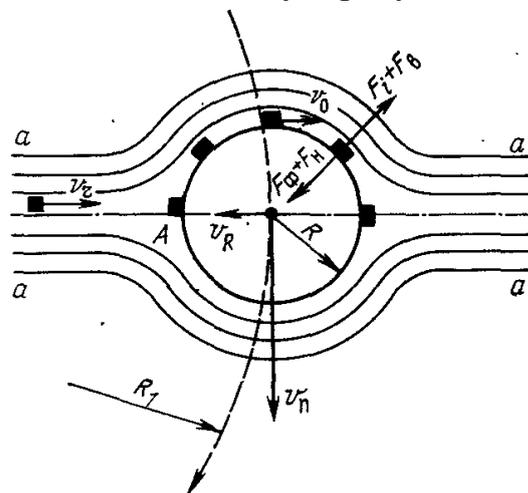


Рис.1.10 Закрепление частицы на пузырьке: R-радиус вращения пульпы и пузырька

Вектор абсолютного ускорения частицы будет также равен геометрической сумме трех векторов: ускорения переносного движения пульпы; ускорения относительного движения (скольжения) частицы по поверхности пузырька и ускорения Кориолиса, направленного перпендикулярно к относительной скорости частицы в пульпе и возникающего

благодаря силе Кориолиса, обусловленной движением тела относительно вращающейся системы. Предполагается, что скорость радиального перемещения пузырька постоянна, поэтому ускорение относительного движения пузырька в пульпе равно нулю.

При работе механической флотационной машины ускорение относительного движения частицы по пузырьку во много раз больше ускорения переносного движения. Поэтому в первом приближении можно считать, что абсолютное ускорение частицы равно ускорению скольжения частицы по пузырьку и направлено от центра тяжести к центру пузырька. Отрывают частицу от пузырька центробежная сила  $F_i$  и сила, обусловленная давлением воздуха  $F_n$  на контактирующую с пузырьком грань частицы. Последняя равна сумме сил, обусловленных гидростатическим давлением пульпы на уровне точки Л, давлением лобового сопротивления пульпы в точке Д, возникающим вследствие движения пузырька в пульпе, и капиллярным давлением вследствие поверхностного натяжения и кривизны пузырька в точке А (см. рис. 3.2). Препятствует отрыву частицы от пузырька флотационная сила  $F_\phi$  и сила  $F_n$ , обусловленная давлением пульпы на нижнюю, обращенную в сторону пульпы грань частицы. Последняя определяется разницей между гидростатическим давлением пульпы на уровне нижней грани частицы и понижением давления, обусловленным движением пузырька и частицы в пульпе.

В условиях равновесия сумма сил, отрывающих частицу от пузырька и препятствующих ее отрыву, будет равна, т. е.

$$F_\phi + F_n = F_i + F_e.$$

Чем больше сдвинуто равновесие в сторону преобладания сил прикрепления, тем прочнее контакт минеральных частичек с пузырьком.

Механизм минерализации пузырьков при флотации отличается большой сложностью. В процессе флотации участвуют миллионы пузырьков и частиц и вероятность флотации каждой из них зависит от вероятности отдельных этапов этого процесса. К ним относятся: взаимодействие частиц с реагентами, столкновение их с пузырьками, закрепление на пузырьках, действие отрывающих сил, условия образования и разрушения сложных аэрофлокулов, процессы, происходящие в пенном слое, и т. д. В реальных условиях каждый этап осложняется тем, что в нем участвуют частицы разных минералов, различающиеся свойствами поверхности, формой, плотностью, размерами и др. Поэтому взаимосвязь явлений единого флотационного процесса весьма сложна и многообразна. Об этом наглядно свидетельствует схема главных факторов, определяющих вероятность флотации (по В. И. Классену), приведенная на рис. 1.11.

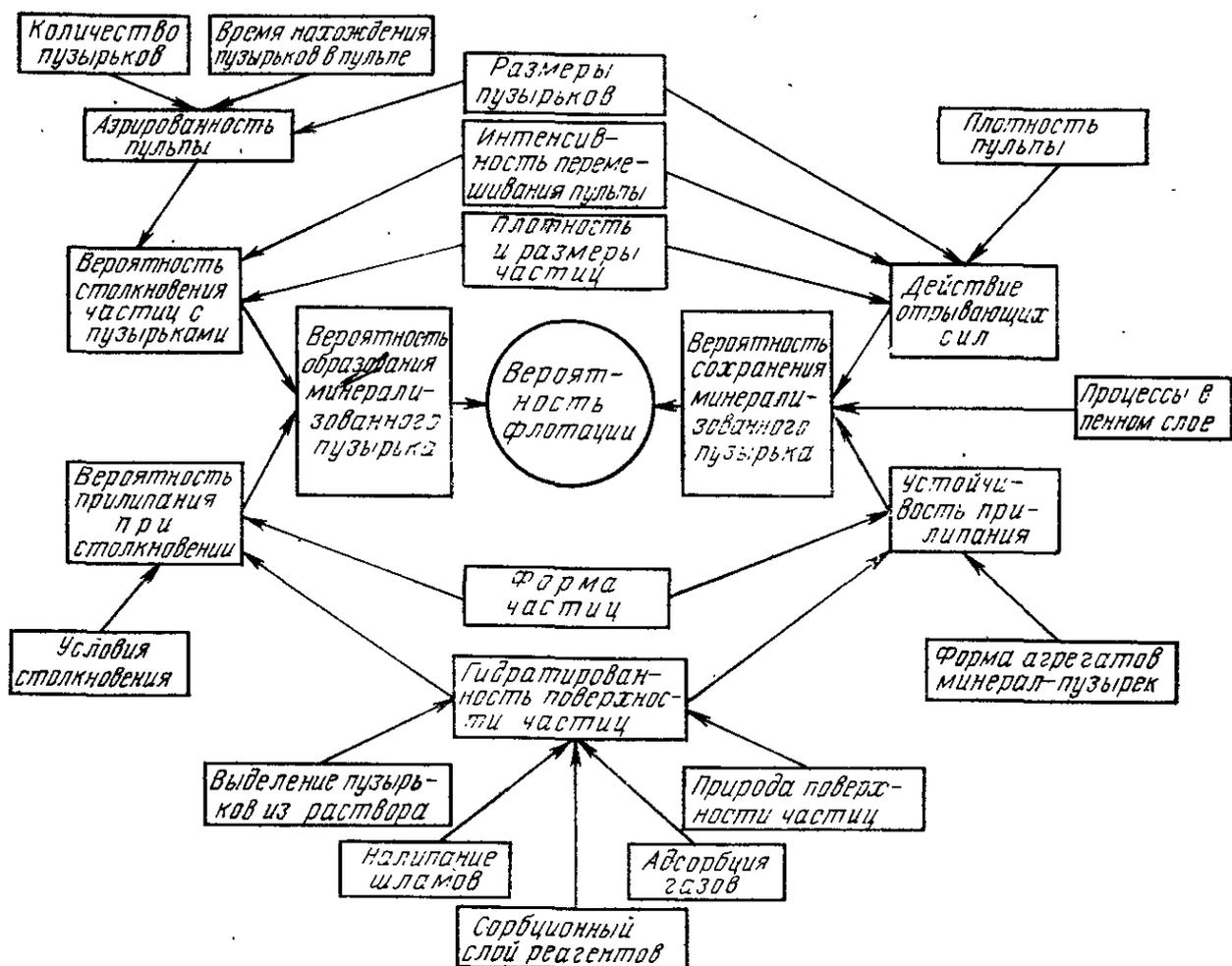


Рис. 1.11. Главные факторы, определяющие вероятность флотации (по В.И.Классену)

Под столкновением понимается сближение пузырька и частицы до расстояний, когда начинают преобладать не гидродинамические, а поверхностные силы. Вероятность  $\omega_c$  характеризуется отношением массы частиц, столкнувшихся с пузырьками в единицу времени, к общей массе частиц в пульпе.

Под закреплением понимается проявление поверхностных свойств частицы и пузырька, заканчивающееся образованием трехфазного контакта между ними. Вероятность  $\omega_{закр}$  характеризуется отношением массы закрепившихся на пузырьках частиц к массе частиц, столкнувшихся с пузырьками. Под сохранением закрепившихся на пузырьках частиц понимается сохранение трехфазного контакта между ними до выхода в пенный слой. Вероятность  $\omega_{сохр}$  характеризуется отношением массы частиц, вынесенных в пену, к массе частиц, закрепившихся на пузырьках.

Вероятностью  $\omega_f$  удержания частиц в пене называется отношение массы частиц, извлеченных в концентрат, к массе частиц, вынесенных в пену.

Чем больше вероятность каждого из перечисленных событий, тем

больше вероятность  $\omega_{\text{ф}}$  пенной флотации.

### **Вероятность столкновения частицы с пузырьком**

Вероятность  $\omega_{\text{с}}$  столкновения частиц с пузырьком зависит от их скорости движения, количества, формы и размера; на нее влияют также плотность частиц, вязкость и плотность среды. Столкновение частицы с пузырьком определяется в основном гидродинамическим режимом, для характеристики которого используются: число (параметр) Рейнольдса  $Re$ , характеризующее режим движения частицы и пузырька; число (критерий) Стокса  $St$ , характеризующее инерционность частицы, и иногда критерий Фруда  $Fr$ , характеризующий соотношение между инерционными факторами, с одной стороны, и влиянием эффекта закрепления и седиментации — с другой.

Вследствие увлечения частиц током жидкости (см. рис. 3.2) с пузырьком столкнется лишь часть частиц, двигающихся в цилиндрической трубке, радиус поперечного сечения которой, (площадью  $\sigma_c$ ) равен сумме радиусов пузырька  $R$  и частицы  $r$ .

Наибольшее сечение (площадью  $\sigma_c$ ) трубки радиусом  $l$ , из которой все частицы осаждаются на пузырек, называется сечением столкновения.

Отношение числа частиц, столкнувшихся с пузырьком, к числу частиц, которые столкнулись бы с ним, если бы двигались (как и в отсутствие пузырька) прямолинейно, а не по - линиям тока, называют коэффициентом захвата  $E$ . Значение его, характеризующее вероятность  $\omega_{\text{с}}$  столкновения определяется соотношением площадей поперечного сечения  $\sigma_c$  и  $\sigma_0$ :

$$E = \sigma_c / \sigma_0 = \pi l^2 / \pi (R + r)^2 = l^2 / (R + r)^2.$$

Результаты экспериментальных исследований и расчета по приближенным формулам показывают, что коэффициент захвата возрастает с увеличением размера  $d$  и плотности частиц и убывает с ростом размера  $D$  пузырька (рис. 3.4,а). Это объясняется тем, что, чем больше диаметр  $D$  пузырька, тем сильнее искажается поле скоростей жидкости и увеличивается вероятность огибания частицей (вместе с потоком жидкости) пузырька без столкновения с ним

### **Вероятность закрепления частицы на пузырьке**

Вероятность  $\omega_{\text{закр}}$  закрепления частицы на пузырьке зависит как от гидродинамических параметров процесса (скорости, размера и формы пузырька и частицы, времени их контакта при соударении, массы частицы), так и от свойств поверхности пузырька и частицы, для регулирования которых используются флотационные реагенты.

Основной потенциальный барьер при закреплении частицы на пузырьке обусловлен необходимостью понизить толщину гидратной прослойки между ними в каком-либо месте до критического значения.

Для крупных частиц это достигается за счет инерционных сил. Вероятность закрепления частицы на пузырьке возрастает с увеличением плотности частиц и силы удара ее о пузырек. Оптимальная скорость

столкновения частиц флотационной крупности, по данным Ф. Шпетла и Ф. Дедека, находится в пределах 2—10 см/с. При большей скорости частицы отскакивают от упругой поверхности пузырька.

Если инерции частицы недостаточно для разрушения водной прослойки в месте удара, то закрепление ее может произойти при последующем скольжении по пузырьку. Условия скольжения зависят от силы удара и угла падения частицы. Чем больше угол, под которым частица ударяется о поверхность пузырька, и чем дальше точка удара от вертикальной оси, тем меньше нормальная составляющая силы удара, способствующая разрушению гидратной прослойки, и больше тангенциальная его составляющая, под действием которой частица отскакивает от поверхности пузырька или скользит по ней. С увеличением тангенциальной составляющей вероятность закрепления частиц на пузырьке уменьшается.

Для мелких частиц, обладающих малой инерцией, скольжение по поверхности пузырька является основным механизмом их закрепления.

«Безынерционные» частицы могут соприкоснуться с поверхностью пузырька, например, вследствие возникновения прижимной силы, обусловленной тем, что выше экваториальной плоскости линии тока жидкости все же стремятся приблизиться к пузырьку и увлекают за собой частицы. По достижении критической толщины водной прослойки между частицей и пузырьком начинают действовать дальнедействующие молекулярные и электростатические силы, которые могут привести к притяжению и преодолению энергетического барьера с образованием трехфазного периметра смачивания. Вероятность закрепления по такому механизму, однако, не может быть большой, так как частице трудно подойти близко к поверхности пузырька.

Второй причиной закрепления «безынерционных» частиц может быть образование завихрений в кормовой области пузырька, также способствующих сближению с ним мелких частиц. Подсос частиц на корму пузырька в результате возвратно-вихревого движения жидкости может наблюдаться только в присутствии гетерополярных молекул, обеспечивающих жесткость пузырька, и значения числа  $Re$  более 20. При возникновении стационарных вихрей создаются особые чисто гидродинамические условия соударения на корме сферического препятствия. По такому механизму могут закрепляться только те частицы, диаметр которых меньше толщины гидратного слоя пузырька, т. е. крупностью несколько микрометров.

Коллоидные частицы, ионы и молекулы гетерополярных соединений могут достичь поверхности пузырька благодаря диффузии.

Минимальное время контакта, необходимое для закрепления частицы на пузырьке, принято называть временем индукции. Для крупных частиц контакт при ударе значительно эффективнее, чем при скольжении. Для мелких частиц время контакта определяется временем скольжения их по пузырьку. Для средних по размеру частиц общее время контакта состоит из времени удара (более эффективного) и времени скольжения (менее эффективного). Чем гидрофобнее поверхность частицы, тем меньше требуется сила удара ее о

пузырек и время контакта с пузырьком, обеспечивающие преодоление энергетического барьера.

Исследованиями с применением скоростной киносъемки установлено, что определяющей для образования комплекса пузырек.— частица при соударении и скольжении является кинетическая энергия обоих компонен

## Лекция №17.

### Тема: Схемы флотации и принцип их составления

#### План:

1. Схемы флотации и принцип их составления
2. Стадиальные схемы флотации

**Ключевые слова:** коллективная схема, селективная схема, стадия, основная флотация, качественная схема, межцикловая флотация

Под схемой флотации понимают определенную последовательность операций флотации и их сочетание с операциями измельчения и классификации. При разработке и выборе схем флотации учитывают характер и размер вкрапленности полезных минералов, их содержание в руде и флотируемость, наличие и характер шламов, требования к качеству концентратов, необходимость комплексного использования сырья при минимальных затратах на обогащение.

#### Классификация операций флотации

Первая операция флотационного извлечения минералов одного или нескольких металлов называется *основной флотацией*. В результате ее проведения обычно не удается получить кондиционный концентрат и отвальные хвосты вследствие близости флотационных свойств разделяемых минералов, недостаточного раскрытия их сростков, несовершенства флотационных аппаратов. Получаемые некондиционные (бедные, грубые) концентраты и богатые хвосты подвергаются, иногда после их доизмельчения, повторной флотации.

Операция повторной флотации концентрата основной флотации называется *перечистной*, а операция повторной флотации хвостов — *контрольной*. Цель перечистой флотации концентрата — повышение его качества до необходимого по содержанию основных компонентов и загрязняющих примесей. Цель проведения контрольной флотации — получение бедных по отношению к извлекаемым минеральным компонентам хвостов флотации.

Число перечистных и контрольных операций зависит от содержания флотируемых компонентов в исходном материале, их флотируемости и требований, предъявляемых к концентрату и хвостам. Число перечистных операций обычно тем больше, чем выше требования к концентрату, ниже содержание извлекаемых минералов в исходном материале и лучше их флотируемость. В противоположных условиях увеличивается число контрольных операций флотации и уменьшается число перечистных.

В большинстве случаев число контрольных операций не превышает двух-трех, а перечистных — двух-четырех.

Совокупность основной, контрольных и перечистных операций называется циклом флотации. В схеме может быть несколько циклов флотации.

Они именуются по получаемому в них концентрату: свинцовый, медный, цинковый, медно-свинцовый, медно-цинковый и т. д.

Конечными продуктами каждого цикла флотации являются получаемые концентраты и хвосты. Все остальные продукты, циркулирующие внутри схемы, называются промежуточными продуктами или промпродуктами. Каждый цикл может включать в себя одну или несколько операций доизмельчения промпродуктов. Промпродукты обычно возвращаются в предыдущую операцию, но они могут направляться и в другие операции. Во всех случаях промпродукты стремятся подать в ту операцию, в которую поступает материал, примерно с таким же содержанием извлекаемых минералов. В ряде случаев промпродукты перерабатываются в отдельном цикле. Это может быть связано, например, с большим содержанием в них шламов, необходимостью создания особых условий доизмельчения и флотации и с рядом других причин.

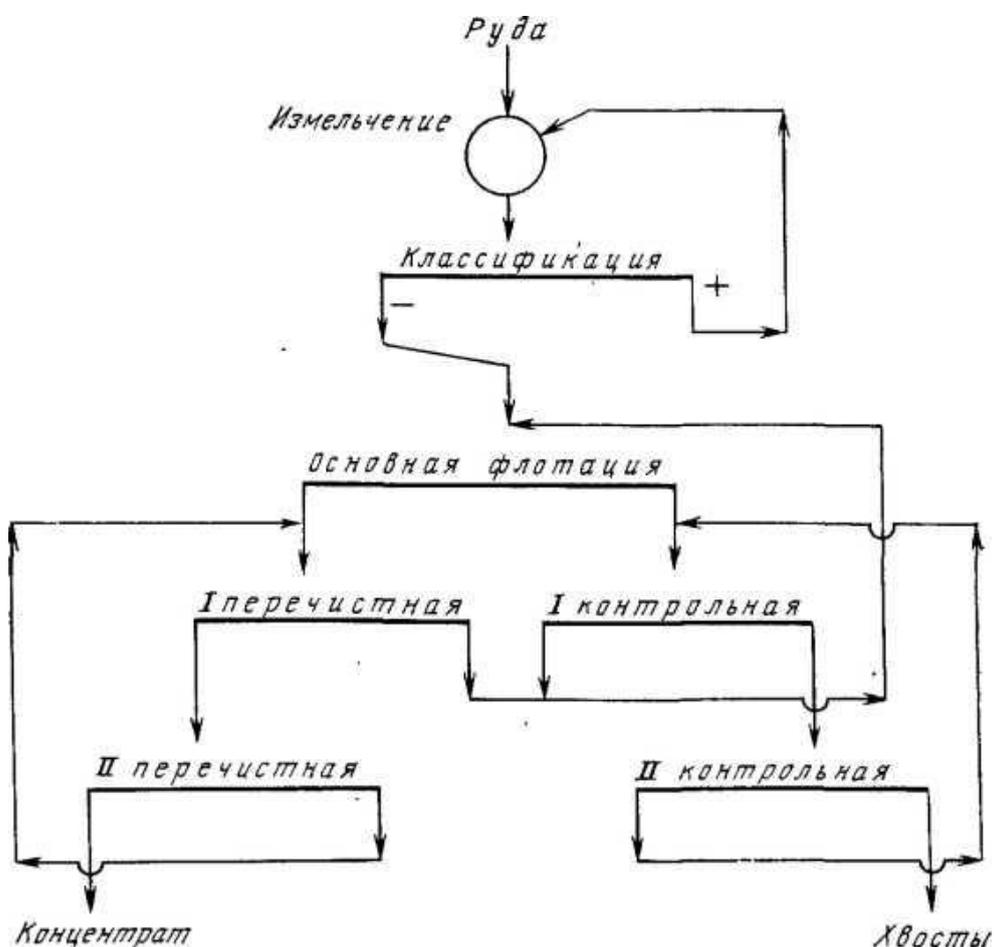


Рис. 13.1. Развернутая схема цикла флотации с предварительным измельчением исходного материала

Развернутая схема цикла флотации, состоящего из основной, двух контрольных и двух перечистных операций, представлена на рис. 13.1. В схеме флотации все пенные продукты всегда изображаются слева, а камерные —

справа от наименования операции флотации. В любой операции схемы минеральные частицы должны иметь выход в оба конечных продукта цикла флотации, чтобы случайно попавшие в операцию частицы могли перейти в результате перераспределения и контрольных операций в соответствующий конечный продукт.

### **Стадиальность схем флотационного обогащения**

Под стадией обогащения понимается совокупность операций измельчения, классификации и флотации, в результате которых получается один или несколько конечных продуктов обогащения (концентраты, хвосты).

Число стадий обогащения зависит от размера и характера вкрапленности минералов и склонности руды к ошламование.

По одностадиальным схемам обогащаются лишь руды с относительно равномерной вкрапленностью и мало шламующиеся. К таким рудам относятся некоторые богатые медные руды, шеелитовые, баритовые, флюоритовые, берилловые и сподуменовые руды ряда месторождений. При обогащении этих руд по одностадиальной схеме они измельчаются до необходимой крупности и обогащаются без дополнительного доизмельчения каких-либо продуктов флотации, например по схеме рис. 1.15.

При неравномерной вкрапленности полезных минералов и склонности их к переизмельчению применяются многостадиальные схемы измельчения и флотации. Схемы усложняются с увеличением сложности характера вкрапленности и склонности к переизмельчению полезных минералов.

Двух- и трехстадиальные схемы могут быть представлены следующими тремя принципиальными вариантами.

Выделение после относительно грубого измельчения в I стадии хвостов и бедного концентрата, подвергаемого доизмельчению и флотации во II стадии (рис. 1.15. а) или во II и III стадиях (рис. 1.15. б). По таким схемам обогащаются некоторые медно-пиритные, полиметаллические, медно-молибденовые и графитовые руды, в которых полезные минералы тесно связаны между собой или с небольшим количеством пустой породы, но их агрегаты могут быть легко отделены от остальной части вмещающих пород уже при грубом измельчении. Это позволяет резко снизить стоимость измельчения, поскольку измельчению до конечной крупности и перефлотации подвергается только концентрат.

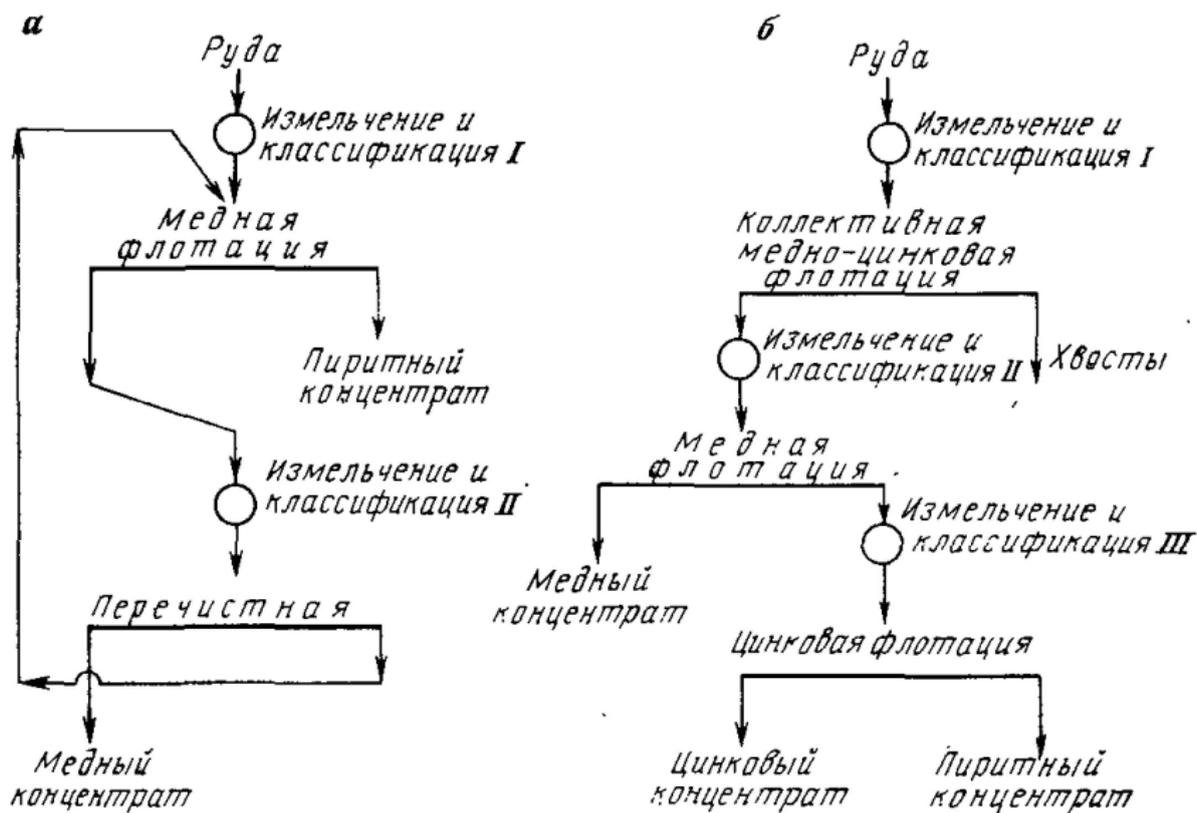


Рис. 1.15. Принципиальные двухстадиальная (а) и трехстадиальная (б) схемы флотации с доизмельчением бедного концентрата

Выделение после относительно грубого измельчения в I стадии готового или достаточно богатого концентрата и богатых хвостов с доизмельчением и флотацией их во II стадии (рис.

а) или во II и III стадиях (рис. 1.16. б). По таким схемам могут обогащаться некоторые, например полиметаллические медно-никелевые, медные и другие, руды, в которых наряду с крупной вкрапленностью имеются тонкие вкрапления полезного минерала во всей массе вмещающей породы. Применение стадийных схем в этом случае является реализацией принципа «не дробить ничего лишнего» и позволяет резко снизить переизмельчение полезных минералов, улучшить селективность их разделения и тем самым повысить технико-экономические показатели обогащения.

Выделение после предварительного измельчения в I стадии готового концентрата, бедных хвостов и промпродукта с большим содержанием сростков, который доизмельчается и подвергается флотации во II стадии (рис. 1.17. а). Такие схемы применяются обычно в более сложном исполнении, когда доизмельчаются и другие продукты флотации (рис. 1.17. б). Такие схемы позволяют избежать переизмельчения, снизить стоимость обогащения и повысить качество концентрата.

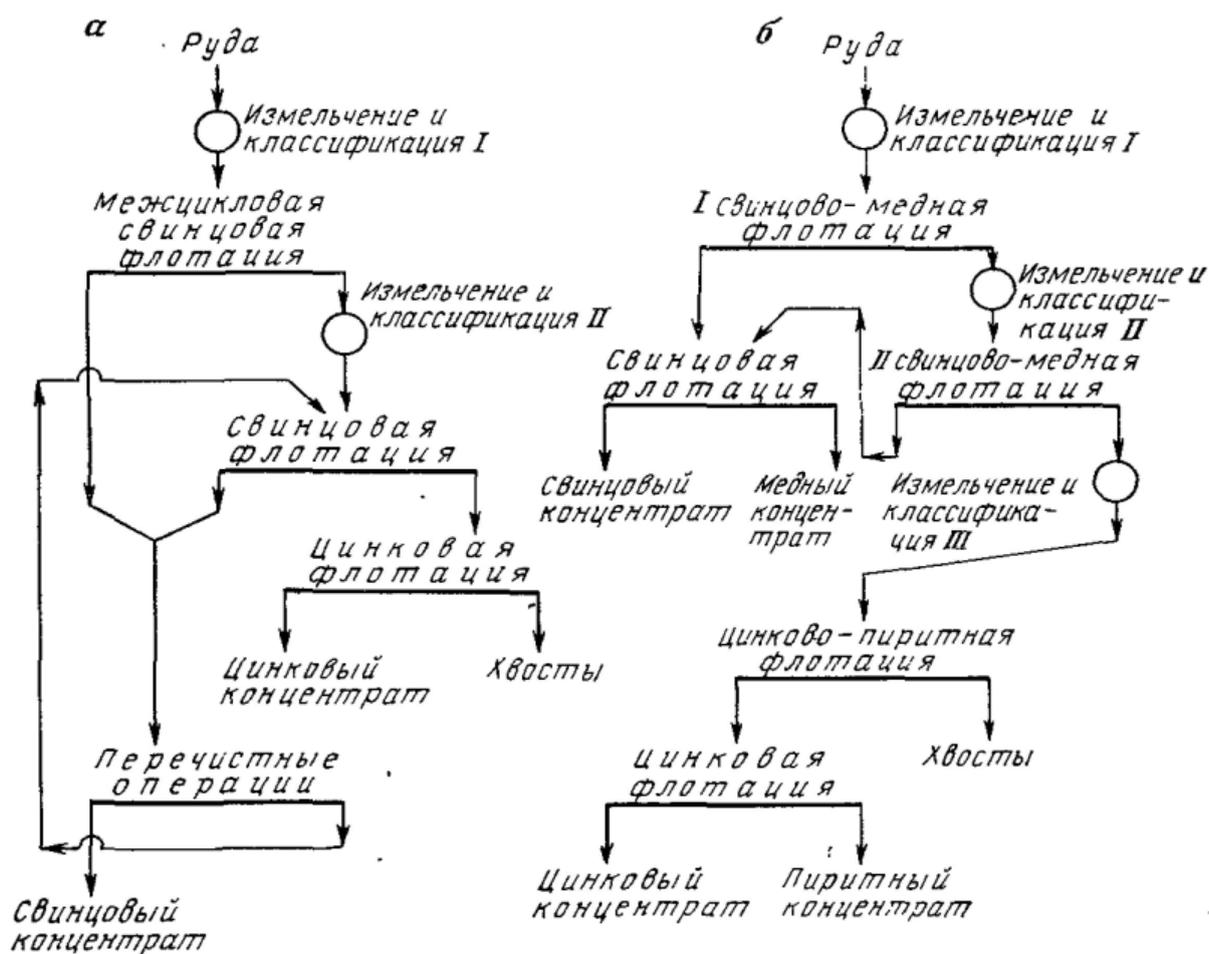


Рис. 1.16. Принципиальные двухстадиальная (а) и трехстадиальная (б) схемы с доизмельчением богатых хвостов флотации

Таким образом, применение стадийных схем позволяет учесть особенности вещественного состава флотируемых руд и получить за счет снижения ошламования полезных минералов технологические, а за счет снижения стоимости измельчения и повышения извлечения металлов экономические преимущества по сравнению с одностадийной схемой обогащения.

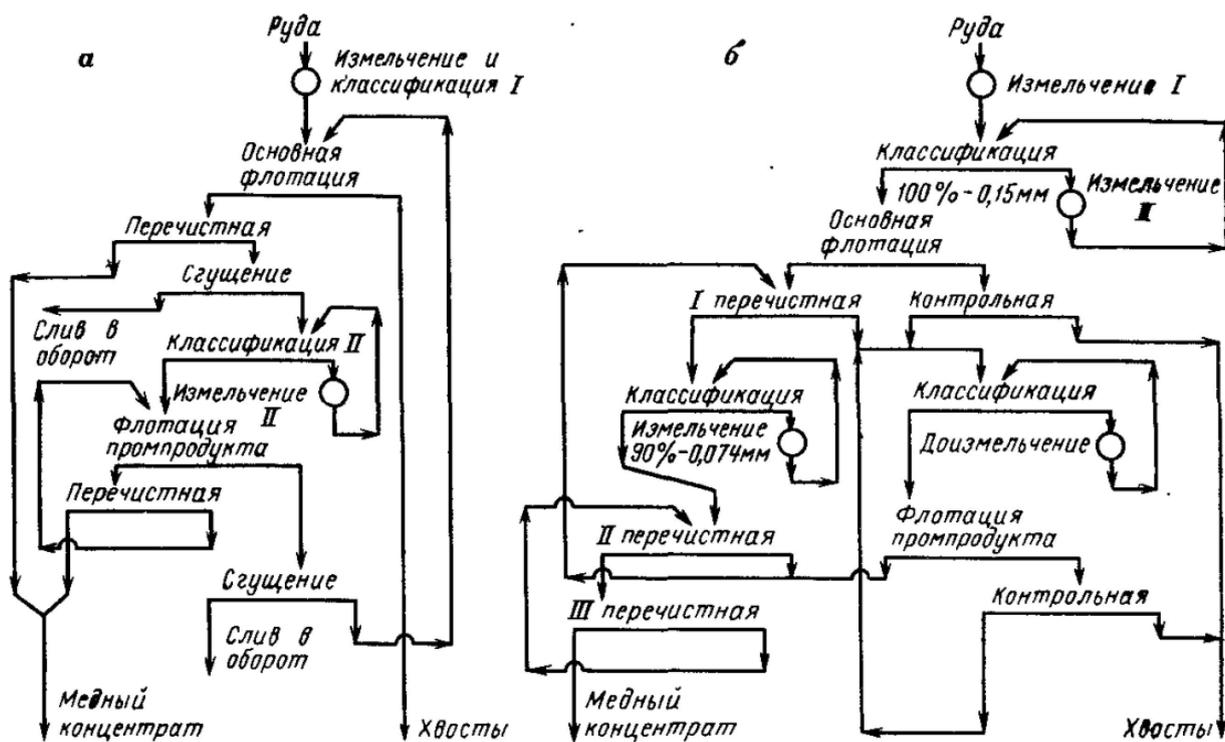


Рис. 1.17. Двухстадиальная (а) и трехстадиальная (б) схемы с доизмельчением промпродуктов флотации.

### Схемы с раздельной обработкой и флотацией песков и шламов

Основной целью применения таких схем при переработке руд с большим содержанием первичных шламов или быстро шламующихся в процессе измельчения является предотвращение вредного влияния шламов при флотации. Причинами их вредного влияния является следующее:

Резкое изменение поглощательной способности пульпы по отношению к флотационным реагентам. Так как шламы обладают развитой поверхностью и большой адсорбционной способностью, то даже незначительное изменение их содержания приводит к резким изменениям концентрации основных реагентов в пульпе. Поддержание необходимой концентрации реагентов в этих условиях становится затруднительным, а при отсутствии систем автоматического контроля и регулирования практически невозможным. Недостаточная концентрация собирателя в пульпе приводит к возрастанию потерь особенно крупных частиц флотируемого минерала в хвостах, а недостаток депрессора — к нарушению селективности и ухудшению качества концентрата. Попытка обеспечить заведомо достаточную концентрацию собирателя в пульпе за счет больших его расходов также приводит, как правило, к ухудшению селективности флотации.

Неселективная коагуляция шламистых частиц полезного минерала и минералов пустой породы, что приводит: при значительном содержании в агрегате частиц полезного минерала — к переходу его в пенный продукт и загрязнению концентрата тонкими фракциями пустой породы; при значительном содержании в агрегате частиц пустой породы — к переходу его в

камерный продукт и возрастанию потерь тонких частиц полезного минерала в хвостах флотации. В свою очередь, налипание тонких частиц породы на крупную частицу флотируемого минерала вызывает гидрофилизацию\* поверхности частицы и подавление ее флотации. Если прилипшие к крупной частице тонкие шламы полезного минерала достаточно гидрофобны, то пузырек может к ним прилипнуть. Однако устойчивость слипания пузырька с частицей минерала будет весьма невысокой — пузырек легко оторвется, увлекая с собой часть шламового покрытия (см. рис. 1.18. б). В обоих случаях наблюдается снижение извлечения крупных частиц флотируемого минерала.

«Бронирование» пузырьков тонкими частицами и изменение прочности пены. При большом содержании тонких частиц флотируемого минерала в обычных условиях флотации поверхность пузырьков «бронирована» тонкими частицами, однако поверхности раздела вода — воздух недостаточно для эффективной флотации всех гидрофобных тонких частиц. Кроме того, к «бронированным» пузырькам плохо прилипают флотируемые частицы нормальной крупности. По этим причинам скорость флотации как тонких, так и крупных частиц резко уменьшается, а потери извлекаемых минералов в хвостах увеличиваются. Большое содержание слабогидрофобных шламов приводит к образованию трудноразрушаемой пены, что также вызывает нарушение селективности флотации.

Вредное влияние шламов при небольшом их содержании удается предотвратить с помощью реагентов-пентизаторов, предотвращающих образование шламовых покрытий на минералах и пузырьках, дробной подачи реагентов, позволяющей поддерживать более постоянную их концентрацию в пульпе, реагентов, снижающих поглотительную способность шламов (сернистого натрия, гексаметафосфата и др.).

При значительном содержании в руде тонких шламов схема обогащения может предусматривать предварительное разделение руды на песковую и шламовую фракции, отдельную их обработку реагентами в разных режимах и последующую совместную флотацию обеих фракций. Таким способом, предложенным В. А. Глембоцким, удается учесть различные физические и физико-химические свойства минералов Песковой и шламовой фракций и оптимизировать их реагентную обработку перед флотацией.

Еще более широкие возможности представляются при использовании схем не только с отдельной обработкой. Песковой и шламовой фракций, но и с отдельной их флотацией. По таким схемам работают, например, медная Джезказганская (рис. 1.18), медно-молибденовая Сорская и некоторые другие обогатительные фабрики.

**Схема с отдельной обработкой и флотацией песковой и шламовой фракций** позволяет:

- практически полностью устранить вредное влияние тонких частиц сульфидных минералов и концентрацию в шламовой фракции минералов, склонных к переизмельчению;

- осуществить селективную флокуляцию тонких частиц полезных минералов с помощью реагентов-флокулянтов или эмульсии аполярных

реагентов;

-создать наиболее благоприятные условия флотационного извлечения полезных минералов как из шламовой, так и песковой фракций. Например, для флотационного извлечения тонких частиц могут быть использованы флотация с минералами-носителями, флотация газами, выделяющимися из раствора, электрофлотация. В свою очередь, флотация песковой фракции может быть проведена в специальных аппаратах (машинах пенной сепарации, кипящего слоя и др.). Кроме того, при флотации каждой фракции могут быть установлены оптимальные плотность пульпы, режимы перемешивания, условия аэрации и пенообразования, время флотации.

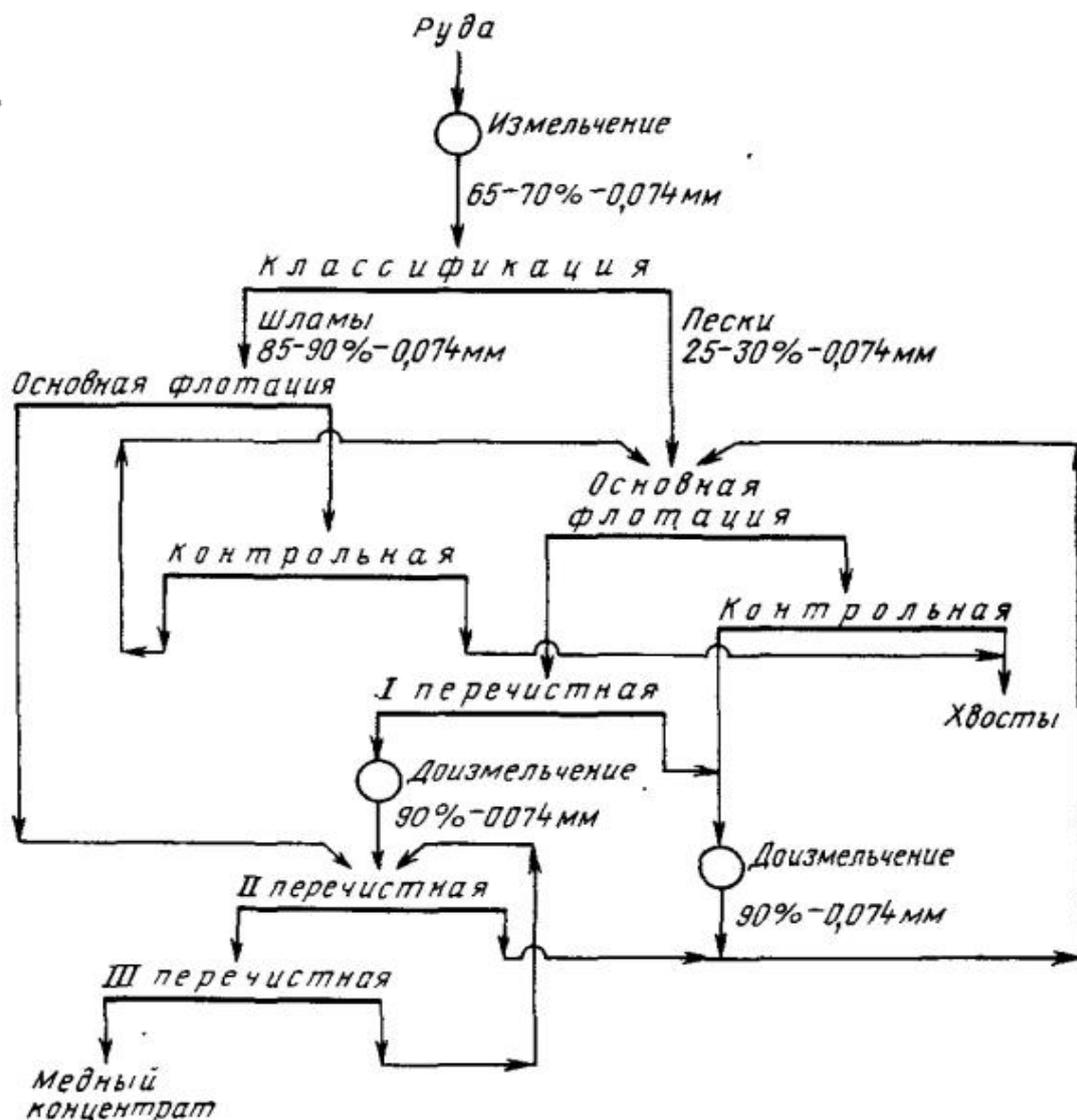


Рис. 1.18. Схема обогащения сульфидных медных руд на Джеккаганской обогатительной фабрике

Все это позволяет получать максимальное извлечение металлов, что и является причиной широкого применения на фабриках схем с отдельной

флотацией песков и шламов.

В некоторых случаях, особенно при переработке медных шламистых руд, хорошие результаты флотационного обогащения **могут быть получены по схеме с дофлотацией песковой фракции** хвостов флотации после их обесшламливания. При дофлотации доизвлекаются полезные минералы, находящиеся в сростках с пустой породой и обычно теряемые с отвальными хвостами обогатительных фабрик. Полученный концентрат направляется на доизмельчение совместно с промпродуктами или концентратами рудного цикла.

При флотационном обогащении фосфоритов, марганцевых,, сильно ожелезненных окисленных полиметаллических руд и некоторых руд редких металлов получаемые, например в результате промывки, шламы направляют сразу в отвал, поскольку извлечение ценных компонентов из них обычно является: проблемой, решение которой существующими методами экономически нецелесообразно.

### **Схемы коллективной и селективной флотации**

При флотационном обогащении многокомпонентных руд например полиметаллических, могут применяться схемы прямой селективной флотации, коллективно-селективные и коллективной флотации с последующей селекцией (разделением) коллективного концентрата. Выбор схемы зависит от содержания полезных компонентов в руде, их вкрапленности, флотиремости, характера вмещающих пород. В каждом конкретном случае он производится с учетом результатов анализа технологических и экономических преимуществ различных вариантов схем.

По схеме прямой селективной флотации (см. рис. 1.19. а) производится последовательное выделение полезных минералов в отдельные концентраты, что возможно, если подавляемые в начале флотации минералы поддаются последовательной активации. Обычно сначала выделяют легкофлотирующиеся минералы, затем труднофлотирующиеся.

Недостатками таких схем являются:

- необходимость измельчения всей руды до достаточно полноты раскрытия сростков полезных минералов между собой и с минералами пустой породы;

- необходимость установки большого числа флотационных машин, поскольку основной поток пульпы последовательно проходит все циклы флотации;

- большой расход реагентов, поскольку в каждом последующем цикле необходимо радикально менять не только соотношение концентраций реагентов в пульпе, но и их номенклатуру, чтобы избирательно нейтрализовать депрессирующее действие реагентов и обеспечить активную флотацию только определенной группы минералов в каждом цикле;

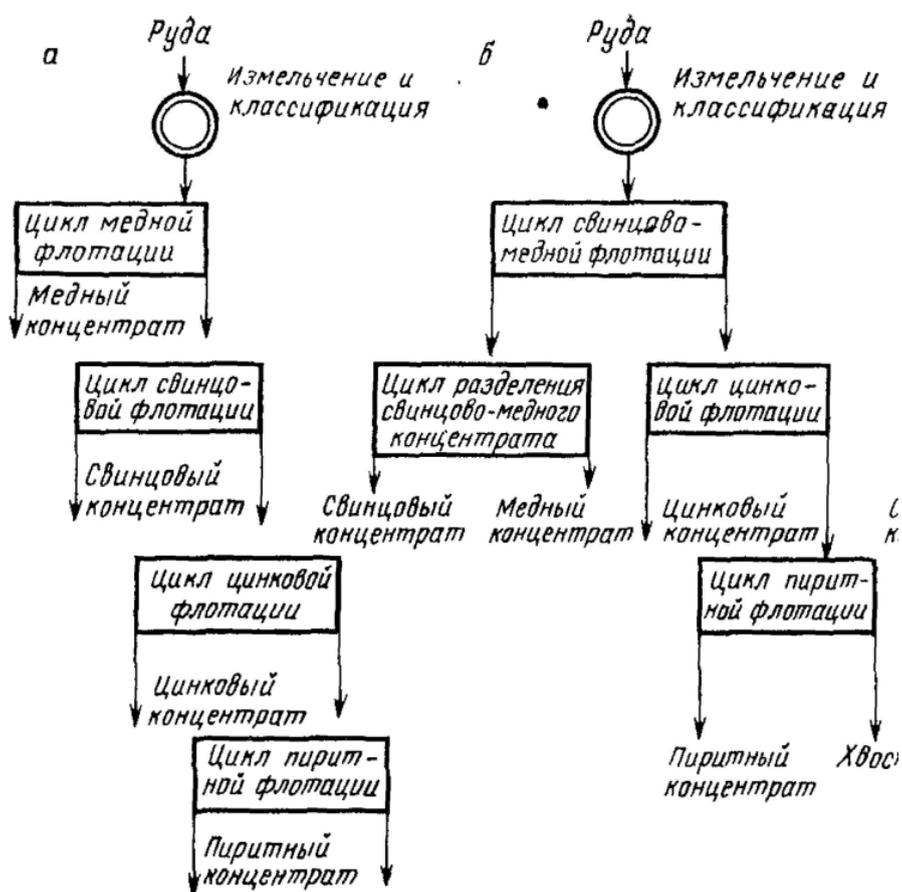
- трудность селективной флотации близких по своим флотационным свойствам минералов, например сульфидов меди и сшита;

- трудности осуществления полного водооборота на обогатительной

фабрике.

Отмеченные недостатки схем прямой селективной флотации и ил и юте я причиной более широкого распространения на практике коллективно-селективных схем флотации и схем с предварительной коллективной флотацией всех полезных минералов. Последние особенно перспективны для обогащения бедных руд с агрегатной вкрапленностью полезных минералов.

В этом случае основная масса отвальных хвостов (а иногда и все хвосты) выделяется в коллективном цикле после грубого измельчения, обеспечивающего раскрытие сростков агрегатов полезных минералов с пустой породой. Тонкому измельчению, необходимому для разрушения агрегатов полезных минералов, подвергается лишь небольшое количество коллективного концентрата, после десорбции с его поверхности собирателя.



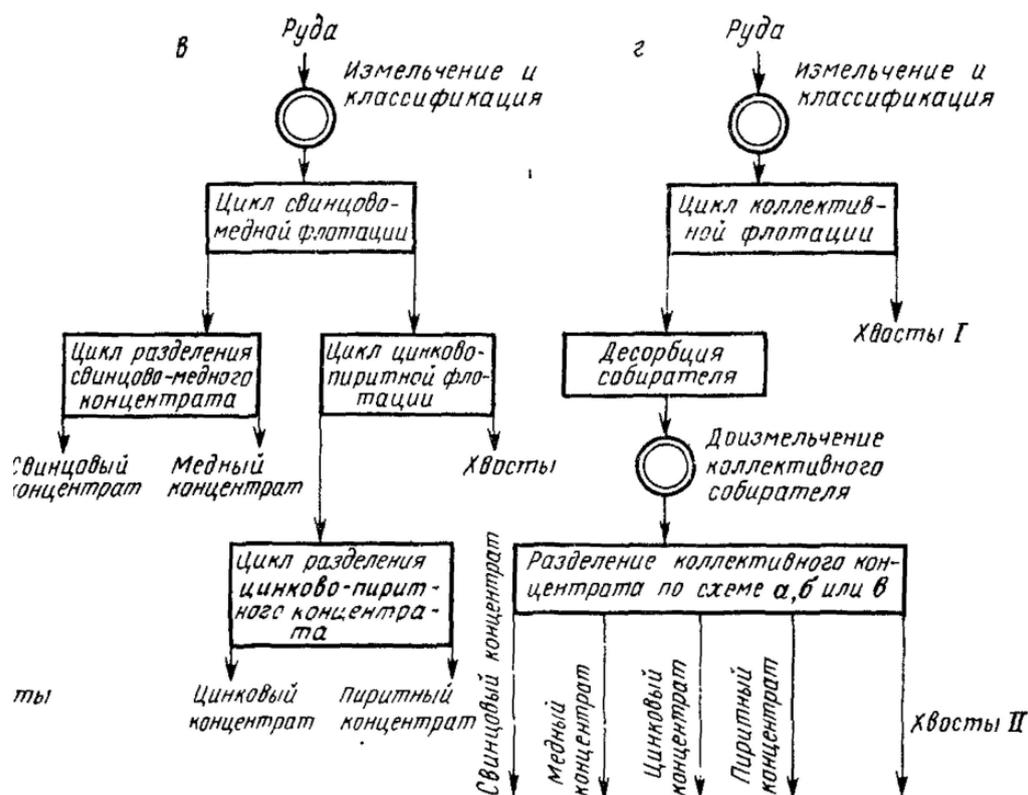


Рис. 1.19. Принципиальные схемы флотационного обогащения

Применение коллективно-селективных схем и схем с предварительной – полиметаллических руд

коллективной флотации позволяет, по сравнению со схемой прямой селективной флотацией руды:

-снизить затраты на измельчение благодаря возможности выделения пустой породы в коллективных циклах флотации при грубом измельчении руды;

-сократить фронт флотации в результате сокращения числа циклов флотации, через которые проходит основной поток пульпы;

-снизить эксплуатационные затраты на 30 %;

-осуществить полный водооборот в коллективных циклах флотации и в результате этого сократить расход реагентов.

Важным достоинством этих схем является также возможность выделения минералов, близких по флотационным свойствам, в отдельные коллективные концентраты и применения для их разделения специальных режимов. Так, например, сульфиды свинца и меди практически всегда выделяются сначала в коллективный свинцово-медный концентрат.

В последние годы все чаще используется естественное различие во флотируемости извлекаемых минералов одного и того же металла. Например, для полиметаллических руд, содержащих как легко-, так и труднофлотирующиеся разновидности сульфидов цинка и железа, может быть использована схема, изображенная на рис. 13.8. По этой схеме в первом приеме коллективной флотации при малых расходах собирателя извлекаются сульфиды

свинца, меди и легкофлотуемые разности сфалерита и пирита. Поскольку сфалерит и пирит не активированы солями меди, они довольно легко могут быть отделены от сульфидов свинца и меди (после десорбции и измельчения) в цикле свинцово-медной флотации и объединены с цинково-пиритным концентратом, полученным во втором приеме коллективной флотации, проводимом при значительных расходах собирателя и с добавкой медного купороса для извлечения труднофлотуемых разностей сульфидов цинка и железа. Для флотации всех сульфидов в коллективном цикле пришлось бы увеличить расходы собирателя и активатора труднофлотуемых минералов, что значительно затруднило бы последующую селективную флотацию полученного коллективного концентрата.

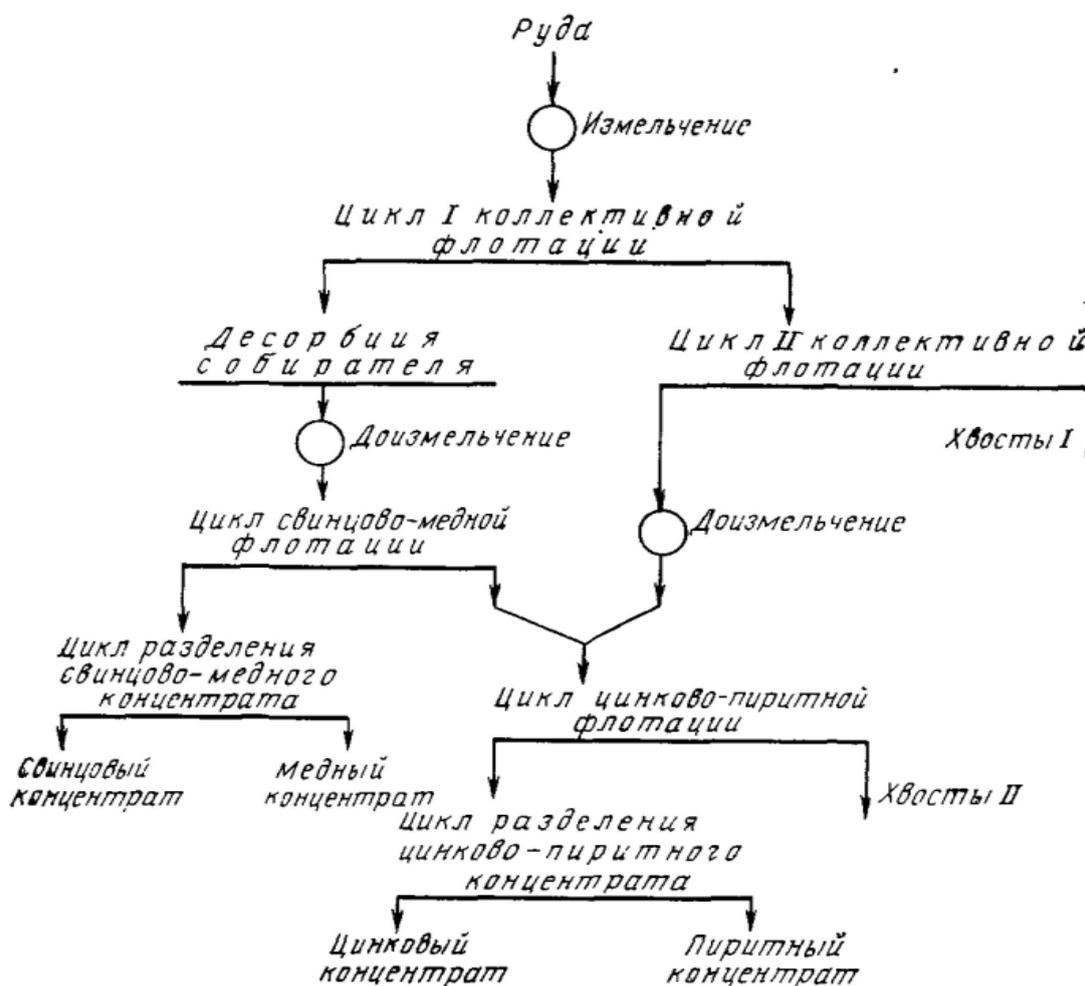


Рис. 1.20. Принципиальная схема обогащения полиметаллических руд

Трудности применения коллективных и коллективно-селективных схем флотации связаны в основном с подготовкой коллективного концентрата к разделению, включающей операции десорбции собирателя с поверхности минералов коллективного концентрата и доизмельчение его до необходимой крупности.

## Комбинированные схемы

В связи с усложнением вещественного состава руд, возрастанием трудности их обогащения и необходимостью повышения комплексности использования сырья все большее применение находят комбинированные схемы. В таких схемах используются или различные методы обогащения, или комбинация методов обогащения и металлургии. Применение комбинированных схем позволяет в ряде случаев обеспечить радикальное решение проблемы извлечения ценных компонентов из некоторых видов минерального сырья.

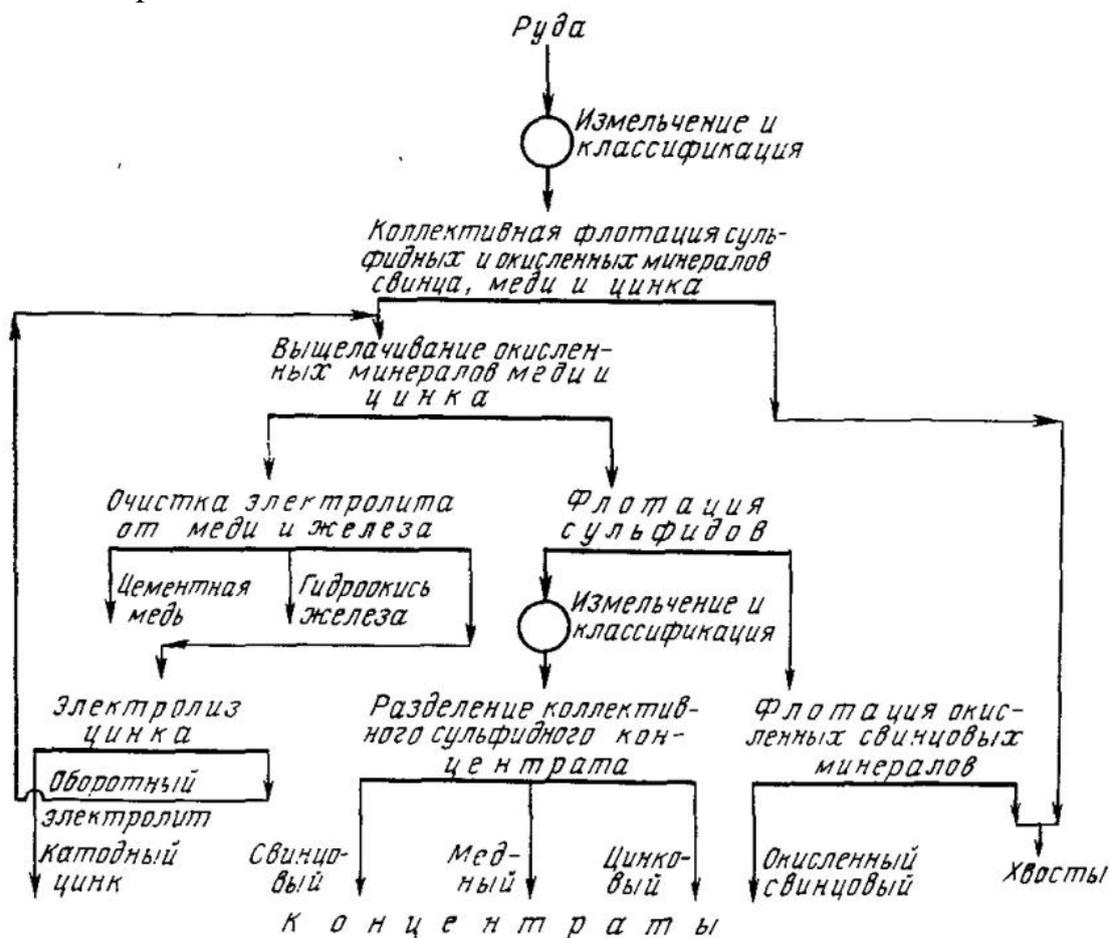


Рис. 1.21. Комбинированная схема переработки труднообогатимых сульфидно-окисленных полиметаллических руд

Так, например, использование операций выщелачивания и флотации обеспечивает эффективную переработку труднообогатимых сульфидно-окисленных полиметаллических руд (рис. 1.21). Другим примером является переработка окисленных и сульфидно-окисленных медных руд методом Мостовича, по которому окисленная медь выщелачивается, цементируется железной стружкой и флотируется вместе с имеющимися сульфидами меди.

Примерами комбинированных схем, предусматривающих пирометаллургические и флотационные операции, являются: процесс

сегрегации, включающий предварительный обжиг руды с последующей флотацией восстановленной до металла меди; плавка на файнштейн с последующим его флотационным разделением на никелевой и медной концентраты; флотационное извлечение меди из шлаков медной плавки.

Комбинированные схемы, предусматривающие электромагнитное обогащение и флотацию, рациональны при обогащении некоторых типов железных руд; схемы, предусматривающие операции магнитного, гравитационного и флотационного обогащения, применяются для доводки некоторых вольфрамовых, оловянных и других концентратов при наличии в них сульфидов, апатита и железных минералов.

## Лекция №18.

### Тема: Правила безопасности при работе в отделении флотации

#### План:

1. Правила безопасности при работе в отделении флотации
2. Правила безопасности при реагентной отделении

**Ключевые слова:** минерал, удаление вредных газов, рН среды, кислотная среда, щелочная среда, кислота, щёлочь, собиратель, концентрат, хвосты, схема, флотомашина, пена, импеллер, пожарно-профилактической работы

#### Общие требования безопасности

Общие правила безопасности для обслуживающего персонала: рабочий должен помнить, что соблюдение норм технологического режима и инструкций по обслуживанию оборудования и аппаратов – основа техники безопасности и производства; каждый рабочий до начала работы должен удостовериться в безопасном состоянии рабочего места, проверить наличие и исправность предохранительных устройств, инструмента, механизмов и приспособлений, требующихся для работы; все рабочие проходят инструктаж и обучение по оказанию первой помощи пострадавшим при несчастных случаях, профессиональных отравлениях и поражениях электрическим током; передвижение рабочих допускается только по предусмотренным для этого проходам, лестницам и площадкам. Перелезание через трубы, желоба и прочие устройства не допускаются; не допускается оставлять работающее оборудование без присмотра; выполнять работу необходимо в спецодежде и при необходимости с применением индивидуальных средств защиты; всё электрооборудование имеет заземление; операции с пусковыми устройствами электродвигателей, имеющих ручное управление проводится в диэлектрических перчатках. Для хранения материалов, запасных частей, инструмента, отходов производства предусмотрены специальные места, загромождение рабочих мест и проходов не допускается. Запрещается курение и приём пищи непосредственно на рабочем месте, а только в специально отведённых местах. Запрещается пить воду из технического или производственного водопровода. Питьевое водоснабжение обеспечено руководством фабрики из бачков или специальных фляг.

Проектом данной фабрики предусмотрены следующие мероприятия по технике безопасности:

1. Достаточное освещение производственных и вспомогательных зданий и помещений фабрики, а также освещение территорий, дорог и рабочих мест на открытых площадках фабрики в тёмное время суток.
2. Устройство ограждений у машин и приводов.
3. Соблюдение норм высоты помещений, проходов и галерей.

4. Минимальная ширина проходов, предназначенных для ремонта оборудования, определяется наибольшими поперечными размерами узлов и деталей с добавлением по 0,6 м на сторону.

5. Обеспечение прочности конструкций обслуживаемых площадок, мостиков, переходов, лесов и лестниц, обеспечение их перилами высотой не менее 1 м с перекладиной и сплошной обшивкой по низу перил на высоту 0,15 м.

6. Соблюдение норм расстояния между машинами и аппаратами и от стен до габаритов оборудования: минимальное расстояние на основных проходах не менее 1,5 м; при рабочих проходах между машинами – не менее 1 м, между стеной и машинами не менее 0,7 м.

7. Устройство пылеулавливающих систем.

8. Вентиляцию и удаление вредных газов.

9. Выполнение правил устройства и эксплуатации грузоподъемных механизмов; сосудов работающих под давлением.

10. Выполнение правил устройства и безопасной эксплуатации трубопроводов пара и горячей воды.

11. Устройство предупредительной световой и звуковой сигнализации.

12. Своевременное обеспечение работающих спецодеждой и индивидуальными средствами защиты по установленным нормам.

13. Выдача нарядов на производство работ.

14. Своевременная подготовка и аттестация работников в области промышленной безопасности и охраны труда.

15. Обеспечение цехов фабрики средствами пожарной и охранно-пожарной сигнализации, а также установками, оборудованием и инвентарём пожаротушения.

16. Выполнение правил хранения и применения вредных химических веществ.

### **Пожарная безопасность**

Отделение флотации относится к категории производства “В” пожароопасное и степени II – минимальные допустимые пределы огнестойкости несущих стен, лестничных клеток и колон составляет 2 часа, а также максимальные допустимые пределы распространения огня не допускается. Наибольшее расстояние при плотности людского потока 3-5 чел/м<sup>2</sup> составляет 100 метров, флотационное отделение соответствует этим нормам.

По нормам первичных средств пожаротушения принимаем 11 ручных огнетушителей типа ОУ-2, ОУ-5, ОУ-8, а также 45 пенных химических огнетушителей и 22 бочки с водой, вместимостью не менее 0,2 м<sup>3</sup> каждая и 11 ведер. Предусмотрено пожарное водоснабжение, которое объединяется с хозяйственно питьевым водопроводом.

Основной задачей пожарно-профилактической работы на фабрике является проведение комплекса мероприятий, обеспечивающих пожарную безопасность. Повседневную пожарно-профилактическую работу проводят

члены пожарно-технической комиссии, лица ответственные за пожарную безопасность.

Ответственность за соблюдение противопожарного режима, за правильное использование противопожарного оборудования и инвентаря, закреплённого за каждым рабочим местом, возлагается на рабочего. В период оформления на работу сотрудники проходят первичный противопожарный инструктаж о мерах противопожарной безопасности. Пожарный надзор осуществляется Государственным пожарным надзором.

Фабрика имеет телефонную связь с обслуживающей пожарной командой и коммутатором предприятия.

На площадках предприятия спроектирован противопожарный трубопровод. Пожарные гидранты размещаем вдоль дорог на расстоянии не более 150 м друг от друга, не ближе 5 м от стен здания и вблизи перекрёстков не далее 2 м от края проезжей части /.

Дороги производственного назначения пригодны для проезда пожарных автомобилей.

### **Размещение фабрики**

Выбор площадки для строительства обогатительной фабрики должен быть согласован с местными органами Государственного надзора и другими организациями в установленном порядке и в соответствии со строительными нормами. Обогатительная фабрика относится к III классу производства с санитарно-защитной зоной 300 м и обязательно по отношению к жилой застройке и размещением с подветренной стороны, для ветров преобладающего направления. Цех дробления, главный корпус располагаем с подветренной стороны к зданиям с меньшей вредностью и бытовым помещениям. При необходимости по технологическим требованиям склад готовых концентратов располагается с санитарным разрывом не менее 50 м до ближайших открываемых проёмов зданий. Санитарные разрывы между зданиями принимаем не менее наибольшей высоты до верха карниза противостоящих зданий. Участки, предназначенные для озеленения, должны занимать не менее 15% всей площади фабрики, а также предусматриваем благоустроенные озеленённые участки для отдыха работающих, расположенные с наветренной стороны по отношению к зданиям, выделяющим вредные вещества в атмосферу и вдали от путей передвижения транспорта. На пешеходных дорожках и автомобильных дорогах предусматривается твёрдое покрытие с устройствами для удаления поверхностных вод.

### **Микроклимат производственных помещений**

Микроклимат помещений – климат внутренней среды этих помещений, который определяется действующими на организм человека сочетаниями температуры, влажности, скорости движения воздуха, а также температуры окружающих поверхностей.

Метеорологические условия, определяющие состояние воздуха рабочей зоны характеризуются температурой, влажностью, скоростью движения

воздуха с учётом тяжести выполняемой работы и сезонов года. Для категории работы средней тяжести оптимальная температура составит в холодный и переходный периоды 17-19 °С, в тёплый период 20-22 °С, скорость движения воздуха не более 0,3 м/с в холодный и переходный периоды и в тёплый период не более 0,4 м/с; относительная влажность во всех случаях составит 40-60 %.

В холодный или переходный периоды года во флотационном отделении при применении систем отопления и вентиляции с сосредоточенной подачей воздуха допускается повышение скорости движения воздуха до 0,7 м/с на постоянных рабочих местах при одновременном повышении температуры воздуха на 2 °С. Допустимые микроклиматические условия для категории работ II б: температура воздуха составит 15-21 °С, относительная влажность воздуха не более 75% при скорости движения воздуха не более 0,4 м/с.

Для создания нормальных условий труда в главном корпусе, в дробильном и фильтровальном переделах предусматривается устройство центрального парового отопления низкого давления, источником которого является котельная.

Флотационное отделение относится к помещениям со значительным влаговыделением. В отделении для поддержания положительной температуры в холодный период года во время проведения основных и ремонтно-вспомогательных работ дополнительное тепловыделение будет исходить от нитки паропровода, предназначенной для подогрева пульпы.

В связи с грязным производством предусматривается ежедневная помывка трудящихся: горячее водоснабжение осуществляется от котельной. Водоснабжение фабрики осуществляется городским водопроводом. Для нужд пожаротушения предусматривается пожарный резервуар ёмкостью 400 м<sup>3</sup> с одновременной подпиткой его во время пожара из городского водопровода.

Вентиляция административного здания проектируется с механическим возбуждением. Приток свежего воздуха подаётся через приточные шкафы. Вытяжка загрязнённого воздуха производится из душевых с помощью осевого вентилятора.

Вредностью в зданиях технологического комплекса является пыль. Вентиляция запроектирована в виде местных отсосов аспирации. Для борьбы с пылью предусмотрены кожухи под пылящим оборудованием, снабжённые патрубками для отсоса.

### **Классификация вредных веществ по степени воздействия на организм человека**

Вредное вещество – это вещество, которое при контакте с организмом человека может вызвать производственные травмы, профессиональные заболевания или отклонения в состоянии здоровья, как в процессе работы, так и в отдельные сроки жизни человека и последующих поколений.

Санитарными нормами утверждены ПДК вредных веществ в воздухе рабочей зоны. ПДК вредных веществ является максимальным и повышение его не допускается.

По степени воздействия на организм человека согласно ГОСТУ вредные

вещества для флотационного отделения относятся к третьему классу умеренно опасных с ПДК от 1 до 10 мг/м<sup>3</sup>. Средняя смертельная доза при введении в желудок 151-5000 мг/кг. Средняя смертельная концентрация в воздухе 5001-50000 мг/кг. Коэффициент возможности ингаляционного отравления (КВИО) 29-3. Зона острого действия 18.1-54. Зона хронического действия 4.9-2.5.

Известь в виде пыли раздражает слизистые оболочки, вызывая чихание и кашель. Негашёная известь попадая на кожу, вызывает ожоги. При попадании в глаза известь вызывает стекловидный отёк. В качестве средств защиты применяют респиратор “Лепесток”, защитные очки типа Г. ПДК составляет 6 мг/м<sup>3</sup>.

Сульфиды (сернистый натрий) при попадании внутрь вызывают отравление организма вследствие отщепления сероводорода в пищеварительном тракте. Растворы сульфидов, действуя на кожу рук, вызывают появление трещин, мелких язв по сторонам суставов и разрыхление костей. Опасно попадание брызг или кусочков сернистого натрия в глаза. ПДК составляет 10 мг/м<sup>3</sup>. В качестве средств защиты применяют резиновые перчатки, защитные очки типа Г, фильтрующий противогаз марки В.

Ксантогенаты представляют собой порошки хорошо растворимые в воде. При неправильном хранении и применении, возможно, их разложение с выделением сероуглерода. Систематическое воздействие на организм малых доз паров и пыли ксантогенатов, вызывает заболевания нервной системы, попадая на кожу или слизистые оболочки, вызывает ожоги. ПДК составляет 10 мг/м<sup>3</sup>. В качестве средств защиты применяют фильтрующий противогаз марки А, резиновые перчатки, защитные очки типа Г.

Купоросы (медный, цинковый) обладают раздражающими действиями. При длительной работе и попадании в желудок медного купорос, может вызвать тошноту, рвоту, боли. Длительный контакт рук с медным купоросом вызывает разрыхление кожи и появление язв на тыльной стороне рук. В качестве средств защиты при работе с сухим купоросом применяют респиратор “Лепесток”. При работе с растворами – ожиряющие кожу мази, перчатки группы К.

Все работающие с вредными веществами должны быть обучены правилам безопасности и знать первоначальные признаки действия вредных веществ, уметь оказывать первую само- и взаимопомощь. В атмосфере с высокой концентрацией веществ запрещается работать в одиночку.

Борьба с производственной пылью представляет собой одну из важнейших задач гигиены труд, т.к. воздействию пыли может подвергаться большое количество работающих. Пыль является основной производственной вредностью. Вдыхание пыли может привести к специфическим заболеваниям (пневмокониозам), способствовать возникновению таких заболеваний как ларингит, бронхит, пневмония, заболевания кожи. При определённых условиях возможны взрывы пыли. В качестве средств индивидуальной защиты от пыли применяются респираторы (лепестковые, шланговые), очки и противопыльная спецодежда.

## Лекция №19.

### Тема: Типы руд и месторождения цветных металлов

#### План:

1. Характеристика качества руд
2. Характерные особенности руд цветных металлов
3. Усреднение руд и продуктов обогащения

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

#### Типы руд и месторождений цветных металлов

Руды цветных металлов являются комплексным сырьем, в котором находятся основные металлы – медь, свинец, цинк, никель, кобальт, молибден, вольфрам, висмут. Присутствуют также золото, серебро, кадмий, индий, селен, теллур, рений, таллий, галлий, редкие земли, сера, барит, флюорит, кварц и другие минералы и элементы.

Основная масса (80–85 %) цветных металлов в рудах представлена сульфидными минералами. Благородные металлы и примеси присутствуют в рудах главным образом в виде изоморфных примесей и тонкодисперсных включений в минералы основных и сопутствующих полезных компонентов, таких, как пирит, халькопирит, галенит, барит, молибден.

Несульфидные минералы представлены окислами, силикатами, карбонатами, фосфатами и другими минералами в различном соотношении.

Руды весьма разнообразны и изменчивы по химическому и минеральному составу, характеру вкрапленности и текстурно-структурным особенностям, степени окисленности, обогатимости.

По классификации баланса запасов к важнейшим промышленным типам медных руд относятся: медистые песчаники; медно-порфиновые; медно-колчеданные, кварцево-сульфидные (жильные), ванадиево-железомедные (магматические); медно-вольфрамовые, медно-никелевые; медно-висмутовые; медно-оловорудные; медно-золоторудные.

В свою очередь, руды свинца и цинка подразделяют на полиметаллические (медно-свинцово-цинковые); барито-полиметаллические; свинцово-цинковые; барито-свинцово-цинковые; свинцовые; барито-свинцовые, колчеданные медно-цинковые.

Промышленные типы руд выделяются главным образом по содержанию в них основных и сопутствующих компонентов, а также по форме рудных тел и генезису. Дальнейшее дифференцирование руд как объектов обогащения

производится путем выделения подтипов и разновидностей их по степени окисленности, крупности и характеру вкрапленности рудных минералов, крепости, текстурно-структурным особенностям и другим признакам.

Так, в зависимости от соотношения сульфидных и окисленных минеральных форм основных металлов руды подразделяют на сульфидные, смешанные и окисленные. Если основные металлы в медных и медно-молибденовых рудах более чем на 90 %, а в полиметаллических – более чем на 80 % представлены сульфидными минералами, то руды считаются сульфидными. Если содержание сульфидных фракций основных металлов меньше 50 %, то – окисленными. При промежуточных содержаниях сульфидных форм основных металлов руды считаются смешанными. Основная масса (80–85 %) цветных металлов сосредоточена в сульфидных оруднениях, и сульфидные руды являются основным источником их производства.

По содержанию сульфидов в руде различают вкрапленные (менее 25 % сульфидов) и массивные (более 50 % сульфидов). Сульфидные медные руды при этом разделяются на первичные и вторичные в зависимости от соотношения первичных и вторичных сульфидов меди.

По крупности вкрапленности различают руды: крупновкрапленные – размер включений извлекаемых минералов более 0,4 мм, средней вкрапленности – размер включений составляет 0,15–0,4 мм, тонковкрапленные – размер вкрапленности менее 0,15 мм.

По характеру вкрапленности различают равномерно вкрапленные, неравномерно вкрапленные и руды с агрегативной вкрапленностью минералов.

По крепости руды классифицируют таким образом:

мягкие, если коэффициент их крепости по шкале проф. М.М. Протоdjаконова не превышает 10;

средние – при значении коэффициента 10–14; твердые – 14–18;

весьма твердые > 18.

По содержанию минералов руды делятся на богатые, бедные и забалансовые (не промышленные), границы между которыми определяются состоянием техники и технологии обогащения, экономическими интересами и потребностями государства в производстве металлов.

Приведенная выше классификация промышленных типов руд не полностью раскрывает их обогатимость, зависящую от сочетания многих природных факторов. Различные сочетания свойств руд создают большое многообразие их типов и разновидностей, отличающихся между собой важными технологическими свойствами по отношению к процессам дробления, измельчения, обогащения.

### **Характеристика качества руд**

Качество рудного сырья является определяющим фактором большинства технологических и экономических показателей обогатительных фабрик и металлургических заводов. Снижение качества руд отрицательно влияет как на уровень технико-экономических показателей переработки, так и

на качество конечной продукции.

Качество рудного сырья в зависимости от направлений его дальнейшего использования характеризуют по следующим признакам: химическому составу (содержанию полезных основных и вредных компонентов), минералогическому составу, структурно-текстурным особенностям рудных минералов, физико-химическим свойствам, гранулометрическому составу, влажности, прочим свойствам.

Одним из важнейших параметров качества является содержание в рудах основных металлов (полезных компонентов). При ухудшении этого показателя уменьшается выход концентрата, содержание в нем металла, извлечение, увеличиваются затраты на переработку руд, растет себестоимость товарной продукции.

Особое значение имеет содержание металлов в рудах, поступающих непосредственно в металлургическую переработку. К таким рудам относятся, например, окисленные никелевые руды, перерабатываемые пирометаллургическим или гидрометаллургическим способами. Снижение содержания никеля в них на 0,1 % (при общем содержании металла около 1 %) равнозначно увеличению объекта переработки материала на 10 % с соответствующим ростом затрат на передел.

Результаты флотации сульфидных (а также окисленных) руд находятся в определенной зависимости от того, каким минералом представлен металл или его соединение. В частности, для медных руд различные показатели извлечения металлов получаются при флотации первичных и вторичных сульфидов. Для обогащения руд вольфрамовых месторождений важное значение имеет соотношение в них металлов вольфрамита и шеелита, для молибденовых – молибденита и повеллита. Некоторые из сульфидных и большинство окисленных природных соединений цветных металлов обогащаются с очень низким извлечением в концентраты. Поэтому для отдельных руд содержание труднофлотируемых сульфидных и окисленных форм в товарной продукции ограничивается определенными пределами.

Наличие окисленных минералов сверх допустимого количества вызывает большие потери металлов, особенно при обогащении медных (табл. 3), медно-молибденовых и молибденовых руд, перерабатываемых на обогатительных фабриках в больших масштабах.

Таблица 3. Влияние степени окисленности медной руды Удоканского месторождения на показатели флотации (по данным Иргиредмета)

Показатель	Тип руды			
	Халькопиритовая	Халькозин-баритовая	Смешанная	Окисленная
Степень окисленности, %	5	5	21	82
Извлечение меди, %	90,0	94,5	92,5	85,5
Содержание меди в концентрате, %	24,2	47,5	35,2	34,0

Из труднофлотируемых сульфидных медных минералов можно назвать

валлерит  $(\text{CuFe})_2\text{S}_2 \cdot 1,526[(\text{Mg}, \text{Al}, \text{Fe})(\text{ON})_2]$ , содержащийся в медно-никелевых рудах и извлекаемый в весьма низкой степени при флотации.

Наблюдается и обратная картина, когда нежелательно присутствие сульфидных минералов. Например, основным минералом оловосодержащих руд является касситерит – оксид олова. Технология обогащения оловянных руд, как правило, гравитационная. Присутствие в рудах минерала станнина (сульфид олова) требует для его извлечения уже комбинированной флотационно-гравитационной схемы переработки.

Большое влияние на результат обогащения оказывают и структурно-текстурные особенности рудных минералов. Примером служит переработка медно-цинковых руд Николаевского месторождения в Восточном Казахстане. Месторождение содержит как кристаллические, так и метаколлоидные руды. Если первые имеют относительно крупный размер зерен сульфидов меди и цинка и легко обогащаются селективной флотацией, то вторые обладают эмульсионной взаимной вкрапленностью медных и цинковых минералов и практически не поддаются селекции. Вследствие этого из метаколлоидных руд пока получают только коллективные концентраты.

Технико-экономические показатели переработки руд, особенно извлечение металлов, могут ухудшаться из-за присутствия в рудах некоторых порообразующих минералов. Так, примешивание к рудам Тырнаузского месторождения сверх определенного предела скарнированных мраморов (кальцита) резко снижает степень извлечения вольфрама в концентраты. В силу этого при разработке участков месторождения с повышенным содержанием кальцитов необходимо выделять последние из руд методом концентрации в тяжелых средах.

К отрицательным физическим свойствам руд относится их слеживаемость, которая вызывает значительные затруднения при выпуске руд из бункеров, их транспортировании и грохочении и может приводить к остановке оборудования, возникновению перерывов в технологическом процессе и снижению показателей обогащения. Радикальных мер борьбы с этим свойством руд еще не разработано.

Наличие в рудах тонкой, обычно глинистой фракции обуславливает повышенное шламообразование в процессе рудоподготовки и увеличенные потери металлов при флотации. Пока также не найдено удовлетворительных флотационных способов извлечения полезных компонентов из шламовой фракции руды.

Из приведенных примеров следует, что руды обладают большим количеством разнообразных свойств, влияющих на технико-экономические показатели их переработки. Для более полного и комплексного использования минеральных ресурсов необходимо соблюдать жесткие требования к оценке качества руд, направляемых на обогатительные фабрики и металлургические заводы. Качество добываемых руд в конечном счете нужно оценивать не по отдельным показателям, а по сочетанию свойств, отражающих пригодность руд к соответствующей технологии переработки с получением устойчивых и экономически приемлемых показателей.

Другими словами, нужно использовать комплексный принцип технологической оценки качества руд. Например, к числу комплексных технологических показателей качества руд, направляемых на обогатительные фабрики, можно отнести обогатимость флотационными или гравитационными методами; руд, подлежащих гидрометаллургической переработке, – растворимость полезного компонента в промышленных растворителях; руд, перерабатываемых пирометаллургическим способом, – плавкость в определенных условиях и т.п. Практически комплексная технологическая оценка качества рудного сырья должна осуществляться главным образом по выдаче горным предприятием технологических типов и сортов руд, их соотношению в товарной продукции и по однородности вещественного состава руд в потоке и в отдельных партиях. Технологические типы и сорта руд выделяют и классифицируют отдельно по каждому конкретному месторождению в зависимости от природных свойств руд и горно-геологических условий залегания рудного тела на стадии подготовки месторождений к промышленному освоению.

При этом должны особо учитываться специфические свойства руд и их изменчивость в пределах месторождения. При определении экономической целесообразности выделения технологических типов и сортов руд следует руководствоваться не только сокращением затрат на добычу и переработку рудного сырья, но и необходимостью максимального использования минеральных ресурсов.

Таким образом, на горных предприятиях наряду с оценкой качества руд по содержанию в них основного полезного компонента (что имеет, безусловно, очень важное значение) необходимо оценивать продукцию по степени ее обогатимости (растворимости, плавкости) в сопоставлении с данными, установленными при подготовке запасов к выемке. Для этого на всех рудниках должны работать аналитические лаборатории или группы для определения вещественного состава и экспрессной технологической оценки качества руд.

### **Характерные особенности руд цветных металлов**

Руды цветных металлов обладают рядом характерных особенностей, которые определяют не только выбор технологии их переработки и обогащения, но и технологию разработки месторождений. К основным из них относятся следующие.

1. *Комплексность сырья.* В рудах цветных металлов, наряду с основными металлами (медью, свинцом, цинком, никелем, кобальтом, молибденом, вольфрамом, висмутом), присутствуют золото, серебро, кадмий, индий, селен, теллур, рений, таллий, галлий, редкие земли, сера, барит, флюорит, кварц и другие элементы и минералы. Основная масса (80–85 %) цветных металлов в рудах представлена сульфидными минералами. Благородные металлы и примеси присутствуют в рудах главным образом в виде изоморфных примесей и тонкодисперсных включений в минералы основных и сопутствующих полезных компонентов, таких, как, например, молибденит,

барит, пирит и др. Несульфидные минералы представлены оксидами, силикатами, карбонатами, фосфатами и другими породными минералами в различном их соотношении. Существующий уровень технологии переработки и обогащения руд цветных металлов позволяет наладить практически безотходное производство, однако возможность организации его на практике зависит также и от экономических, географических, ведомственных и других факторов, действующих в регионе.

2. *Низкое содержание цветных металлов в рудах.* Среднее содержание меди в медно-порфировых рудах за рубежом в настоящее время составляет около 0,9 %, в медистых песчаниках – 2 %, в медно-колчеданных рудах – 1,4 %. В этих же пределах изменяются средние содержания свинца, никеля и цинка. Содержания сопутствующих металлов при этом оцениваются обычно сотыми и тысячными долями процента.

По содержанию металлов руды условно делят на богатые, бедные и забалансовые (непромышленные), границы между которыми определяются состоянием техники и технологии обогащения, экономическими интересами и потребностями государства в производстве металлов. Постоянный рост производства и потребления основных цветных металлов (меди, свинца, цинка, никеля) сопровождается непрерывным снижением их содержания в перерабатываемых рудах. Например, среднее содержание меди в медных рудах США за последние 90 лет уменьшилось в 10 раз и составляет в настоящее время около 0,3 %.

3. *Сложность и изменчивость вещественного состава руд.* Руды цветных металлов весьма разнообразны и изменчивы по химическому и минеральному составу, характеру вкрапленности и текстурно-структурным особенностям, степени окисленности, крепости, дробимости, измельчаемости, обогатимости.

С увеличением степени окисления руд ухудшается их обогатимость. Причины: возрастающая сложность минерального состава руд; окисление поверхности; активация и взаимоактивация имеющихся сульфидов; многообразие и худшая флотуруемость (по сравнению с сульфидами) окисленных минералов; тесная связь окисленных минералов цветных металлов с минералами пустой породы и между собой; резкое возрастание в рудах содержания охристо-глинистых шламов, растворимых солей и непостоянство вещественного состава руд.

Различные сочетания свойств руд создают большое многообразие их типов и разновидностей, отличающихся между собой важными технологическими свойствами по отношению к процессам дробления, измельчения, обогащения и др. Поэтому технологические типы и сорта руд на каждой обогатительной фабрике определяют по результатам специально проведенных технологических испытаний.

4. *Сложные горно-геологические условия залегания в недрах рудных месторождений.* Месторождения цветных металлов обычно отличаются сравнительно небольшими запасами, особой сложностью морфологии и разобщенностью рудных тел, весьма крепкими рудами и вмещающими

породами, предопределяющими большую трудоемкость при их разработке. Разнообразие наблюдаемых при этом структур и текстур сопровождается резкими изменениями физико-механических свойств руды.

Разработка месторождений осложняется необходимостью выдачи руд по технологическим сортам. Промышленные типы руд выделяются по содержанию в них основных и сопутствующих компонентов, а также по форме рудных тел и генезису.

5. *Тонкая дисперсная связь ценных компонентов с вмещающими горными породами и между собой.* Различный характер минерализации перерабатываемых руд требует разработки более совершенной технологии рудоподготовки, применения более сложных стадийных схем обогащения.

Оптимальную конечную и промежуточную (по стадиям) крупность измельчения выбирают на основании зависимости показателей обогащения от крупности измельчения руды. Условно различают крупное (45–55 %, т.е. –0,074 мм), среднее (55–85 %) и тонкое (более 85 %) измельчение.

### Усреднение руд и продуктов обогащения

Руды, поступающие на обогащение из различных участков месторождения, обычно резко отличаются по вещественному составу, физико-механическим свойствам и обогатимости, тогда как высокие и устойчивые показатели работы фабрики во многом определяются стабильностью их состава.

На [рис. 12](#) показана зависимость недоизвлечения меди и цинка от среднего квадратического отклонения их содержания в руде на одной из медно-цинковых фабрик. Усреднение руды (по содержанию металлов) обеспечивает увеличение извлечения меди на 0,8 %, цинка – на 2,5 %. Такое же усреднение на полиметаллической фабрике позволяет повысить извлечение в одноименные концентраты меди на 1,5 %, свинца – на 2,5 % и снизить содержание свинца в медном концентрате на 1 %, а меди в свинцовом концентрате – на 1,5 % при одновременном уменьшении расхода реагентов на 25 %.

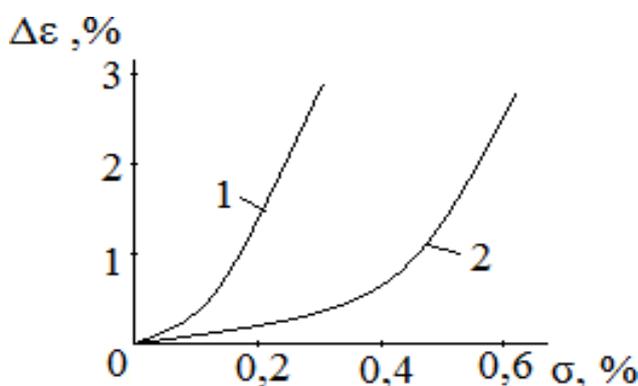


Рис. 12. Зависимость недоизвлечения  $\Delta\varepsilon$  меди (1) и цинка (2) от среднего квадратического отклонения  $\sigma$  их содержания в руде

Мероприятия по усреднению руды на руднике и фабрике являются комплексными, дополняют друг друга и обеспечивают снижение амплитуды и частоты колебаний всех показателей качества руды, оказывающих влияние на эффективность технологического процесса, а именно: содержания металлов, элементов и вредных примесей, соотношения их минеральных форм и степени окисления руды, характера и крупности вкрапленности минералов, их активации и взаимоактивации, содержания крупных (+300 мм) и мелких (-100 мм) классов крупности в руде и ее измельчаемости, влажности, глинистости и других параметров качества руды, необходимость стабилизации которых может выявиться в конкретных условиях работы фабрики.

Однородность вещественного состава руды и стабилизацию на необходимом уровне амплитудных и частотных характеристик колебаний показателей ее качества (в частности, продолжительности периода однозначных отклонений качества от среднего уровня) обеспечивают на руднике перспективным и оперативным геолого-технологическим планированием горных работ в режиме усреднения, управлением горно-транспортными работами в режиме усреднения при широком использовании ядерно-физических методов контроля качества руды, усреднением руды на сортовых или смесительных усреднительных складах.

На новых, например медных, фабриках усреднение осуществляется одновременной выемкой руды из различных участков месторождения в соответствии с обработанными на ЭВМ результатами оперативной эксплуатационной разведки и анализа получаемых из буровзрывных скважин продуктов на вещественный состав и обогатимость. Ведется строительство и эксплуатация усреднительных складов на рудниках и приемных устройств на фабрике, исключая смешивание руд разных месторождений в корпусе дробления. При этом на некоторых предприятиях (Балхашском, Алмалыкском и других месторождений) введена маршрутная паспортизация поступающих руд на основе их минералогической оценки, данных рудничной геологии и результатов технологического опробования пульпы, полученных при бурении скважин.

Правилами технической эксплуатации горно-рудных предприятий установлены определенные требования к качеству руд и порядок работы рудников, карьеров и шахт, обеспечивающие выдачу рудного сырья в соответствии с техническими условиями. В частности, для обеспечения планового качества добываемого полезного ископаемого требуется:

систематически производить позабойное опробование полезного ископаемого с выделением типов и сортов руд согласно утвержденным кондициям для данного месторождения;

оперативно корректировать направления и планы горных работ и при возможности широко использовать экспрессные ядерно-физические методы анализа;

проводить ежеквартально внутренний и внешний контроль точности химических анализов на основные компоненты в пробах;

иметь положение о браковке руды;

вести при экономической целесообразности отдельную выемку полезного ископаемого или забойную сортировку.

Оценку и учет качества руд необходимо проводить согласно ГОСТу и ТУ на поставку и приемку полезных ископаемых. *Контрольное опробование* производится отделом технического контроля (ОТК) совместно с геологической службой рудника, карьера не реже одного раза в квартал путем набора специальных проб согласно инструкциям по требованию.

Стабилизация качества добываемых руд – задача довольно сложная. Для ее решения необходимо проведение комплекса мероприятий на всех стадиях, начиная с разведки. Рассмотрим методы управления качеством руд в процессе их добычи и переработки.

*Эксплуатационное опробование* должно обеспечивать своевременной, максимально полной и достоверной информацией о качестве руд в недрах и об условиях их залегания по каждому эксплуатационному блоку, а также о качестве рудного потока, направляемого на обогатительную фабрику. Эксплуатационное опробование состоит из отбора проб и их последующего анализа.

До последнего времени в процессе разведки и разработки месторождений границы рудных залежей и качество руд устанавливали по данным геологических проб. Результаты получали, как правило, через несколько дней.

В настоящее время при разведке, добыче и переработке руд стали более широко применять *ядерно-физические методы*, позволяющие без отбора проб, непосредственно в скважинах, в транспортных емкостях, на лентах транспортеров определять в них содержание полезных компонентов, а иногда и минералов.

В общем виде методы ядерной геофизики включают в себя процессы изучения окружающей среды (стенок горных выработок, скважин, кусков руды и т.п.) определенным видом излучения радиоизотопного источника с последующим измерением состава и интенсивности вторичного излучения, исходящего от исследуемых объектов. При этом могут быть использованы различные реакции ядерных излучений с исследуемым веществом, которые позволяют определять большинство элементов и в принципе пригодны для исследования нерадиоактивных полезных ископаемых.

Наибольшее практическое применение при опробовании и оценке качества руд получили рентгенорадиометрический, гамма-гамма, нейтрон-нейтронный, гамма-нейтронный и некоторые другие ядерно-физические методы. В зависимости от типа руд и определяемых элементов используют тот или иной метод.

Так, гамма-гамма метод применяется на Зыряновском, Текелийском, Иртышском месторождениях, АГМК, Дальполиметалл и др. Порог чувствительности свинца  $-0,2+0,5$  %. Рентгенорадиометрический метод используется на Хрусталинском, Джебказганском, Гайском ГОКах.

Одним из способов обеспечения однородного качества руды является

*управление добычей в забоях и блоках.* Для этого необходимо, чтобы руда выдавалась из них в определенном соотношении, а затем при транспортировании смешивалась в рудоспусках, бункерах и т.д. Для соблюдения заданных пропорций соотношения руд, поступающих с различных участков, требуется корректировать их добычу посменно или оперативно в течение смены.

Для корректировки нужно иметь сведения о количестве руды, выданной из отдельных блоков или забоев, поступившей в рудоспуски (бункера) и выгруженной из них, а также о качестве рудной массы по блокам, рудоспускам и т.п. Сведения о количестве получают от рудничного персонала, учитывающего объемы добычи, а качество руды определяют эксплуатационным опробованием.

В ходе корректировки добычи руд на части отрабатываемых блоков или забоев неизбежно приходится снижать их производительность, что сокращает общий объем добытого рудного сырья. Однако это необходимо в интересах более полного и комплексного использования недр.

При значительных колебаниях качества рудной массы, когда выдержать нужное соотношение руд, поступающих из блоков, не представляется возможным, бывает выгодней рудную массу разделять на сорта и, соответственно, транспортировать и перерабатывать их отдельно. Решение об этом принимается в проекте горного предприятия, реализуется в процессе подготовки запасов к выемке, а обеспечивается при добыче руды путем сортировки рудной массы различными методами.

В простейшем случае эту сортировку проводят визуально, в более сложных случаях прибегают к помощи ядерно-физических методов. Методы сортировки руды на технологические сорта не исключают возможности усреднения качества руды в пределах каждого сорта и отбраковки породы и некондиционной руды при добыче.

Одним из действенных способов обеспечения обогатительных фабрик рудой однородного состава является *усреднение руд*. Для усреднения руд требуется обширная информация и большое количество данных о качестве и свойствах руд, находящихся на месторождении. Главные из них:

содержание основных и сопутствующих полезных компонентов; содержание полезных элементов в определенной минеральной форме; содержание вредных компонентов, оказывающих отрицательное влияние на процесс обогащения и качество концентратов;

изменчивость руды по отношению к базовой измельчаемости; крупность вкрапленности (по отношению к базовой вкрапленности); содержание крупных (+300 мм) и мелких (–100 мм) классов в руде; влажность;

содержание глинистых примесей.

Для усреднения руды и продуктов обогащения на фабрике используют склады недробленной и дробленной руды (сортовые или смесительные), специальные усреднительные штабельные склады, бункера руды (сортовые или смесительные), гидравлические смесители, компенсационное усреднение, усреднение с помощью «сдвига фазы», а также включают традиционные

технологические операции и оборудование, обеспечивающие в определенных условиях уменьшение изменений показателей качества (например, сгустители, сборные зумпфы, контактные чаны и т.д.).

Шихтовку дробленой руды методом укладки в штабеля используют, например, на Гайской фабрике. Для усреднения полиметаллической руды сложного состава на одной из фабрик предусмотрен усреднительный склад, оборудованный сбрасывающей конвейерной тележкой и заборной усреднительной машиной. При обеспечении рудником такого порядка выдачи руды периоды отклонений содержания металлов в большую или меньшую сторону от среднеплановых не превышают двух–трех смен.

Руды, характеризующиеся резкими колебаниями их вещественного состава, усредняют и перерабатывают обычно по сортам («Нчанга», «Сулливан», «Лейкшор» и др.). При невозможности такой переработки руд их тщательно усредняют перед обогащением. Шихтовку руды с автоматизированным поддержанием заданного соотношения сортов руд в смеси используют, например, на Зыряновской и некоторых японских фабриках. Руды усредняют за счет организации разгрузки бункера главного корпуса системой одновременно работающих питателей при автоматическом регулировании массы руды, поступающей с отдельных питателей. Дальнейшее усреднение питания флотации достигается подачей измельченной руды в общий пульподелитель между секциями.

Практика обогащения руд, а также результаты исследовательских и опытных работ показывают, что в среднем допустимые отклонения качества руды от заданного уровня составляют:

по содержанию металлов  $\pm(10-15)$  %;

по содержанию определенных минеральных форм  $\pm(5-10)$  %;

по крупности вкрапленности, измельчаемости и другим физическим свойствам  $\pm 10$  %.

Чем больше различие в минеральном составе руд и больше число технологических сортов, тем мощнее по емкости должны быть усреднительные склады (объемом суточной, недельной, двухнедельной или месячной производительности фабрики). Их устройство, безусловно, потребует дополнительных капитальных вложений и эксплуатационных затрат, но в конечном счете все затраты с лихвой окупятся прибылью от дополнительной товарной продукции, полученной за счет более высокого извлечения металлов и других полезных компонентов.

Статистический анализ 570 смен работы фабрики, перерабатывающей свинцово-цинково-баритовую руду, показал, что диапазон колебаний содержания полезных компонентов в руде составляет: по свинцу – 0,5–3,1 %; по цинку – 0,3–4,3 %; по бариту – 17–82 %. Выход коллективного свинцово-цинкового концентрата колебался от 2 до 10 % при среднем выходе 6,2 %. Извлечение свинца в свинцовый концентрат изменялось от 55 до 97 % при среднем извлечении 88,6 %; извлечение цинка – от 5 до 80 % при среднем извлечении 46 %, а извлечение барита – от 5 до 95 при среднем 54,7 %. Большую часть смен (примерно 70 %) фабрика работала не по

технологическому регламенту и ниже оптимальных технологических показателей.

Анализ показал, что из-за колебаний качества руды от уровня однородности по содержанию свинца и цинка на  $\pm 0,15$  % и барита  $\pm 3$  % извлечение свинца снижается на 5 %, цинка – на 7 %, барита – на 2 %, содержание свинца в свинцовом концентрате уменьшается на 2,5–3,0 %, цинка в цинковом – на 1,5–2,0 %.

Кроме того, из-за отсутствия усреднения руды снижается использование потенциальной производительности оборудования (мельниц) на 10 % и повышается расход реагентов на 15–20 %. Увеличение расхода реагентов вызвано стремлением персонала обеспечить их достаточную концентрацию в пульпе при колебаниях содержания металлов в руде и объеме подачи руды в большую сторону. Например, цинковый и медный купорос подавали с избытком в 50 %, а ксантогенат и вспениватель в 20–30 %.

Усреднение качества руды и продуктов обогащения, обеспечивая стабилизацию технологического процесса на оптимальном уровне и эффективную работу систем автоматизации, позволяет повысить производительность фабрики (на 10–20 %), извлечение металлов (на 0,5–5,0 %), качество концентратов (на 0,5–5,0 %) и снизить расход реагентов (на 10–15 %).

### **Контрольные вопросы**

1. Назовите руды, относящиеся к рудам цветных металлов.
2. Что означает термин «комплексное сырье»?
3. В чем заключается комплексный принцип технологической оценки качества руд?
4. Перечислите важнейшие промышленные типы медных руд.
5. Приведите классификацию руд свинца и цинка в зависимости от содержания в них основных и сопутствующих ценных компонентов.
6. Как дифференцируют руды по степени окисленности?
7. Как классифицируют руды по характеру и крупности вкрапленности?
8. Как руды подразделяют по твердости?
9. Чем определяется граница деления руд на богатые, бедные и забалансовые?
10. Какие факторы влияют на качество рудного сырья?

## Лекция №20.

### Тема: Технология обогащения медных руд

#### План:

1. Флотационные свойства медных минералов
2. Технические требования к медным концентратам

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

#### Флотационные свойства медных минералов

Сульфидные минералы меди хорошо флотируются сульфгидрильными собирателями в довольно широком диапазоне рН, так как они обладают высокой сорбционной способностью, которая зависит от степени окисленности сульфидной поверхности и содержания меди. По флотуемости ксантогенатами медные минералы можно расположить в такой последовательности: халькопирит < борнит < ковеллин < халькозин ([рис. 22](#)).

Свежеобнаженная и чистая сульфидная поверхность медных минералов обладает некоторой гидрофобностью, частичное окисление ее способствует закреплению собирателя. Окисление поверхности сульфидных минералов происходит быстро, особенно при измельчении. При длительном окислении ([рис. 22, а](#)) флотуемость сульфидов резко снижается в результате образования на поверхности минералов труднорастворимых окисленных соединений (например, гидроксид железа на халькопирите), которые препятствуют сорбции собирателя.

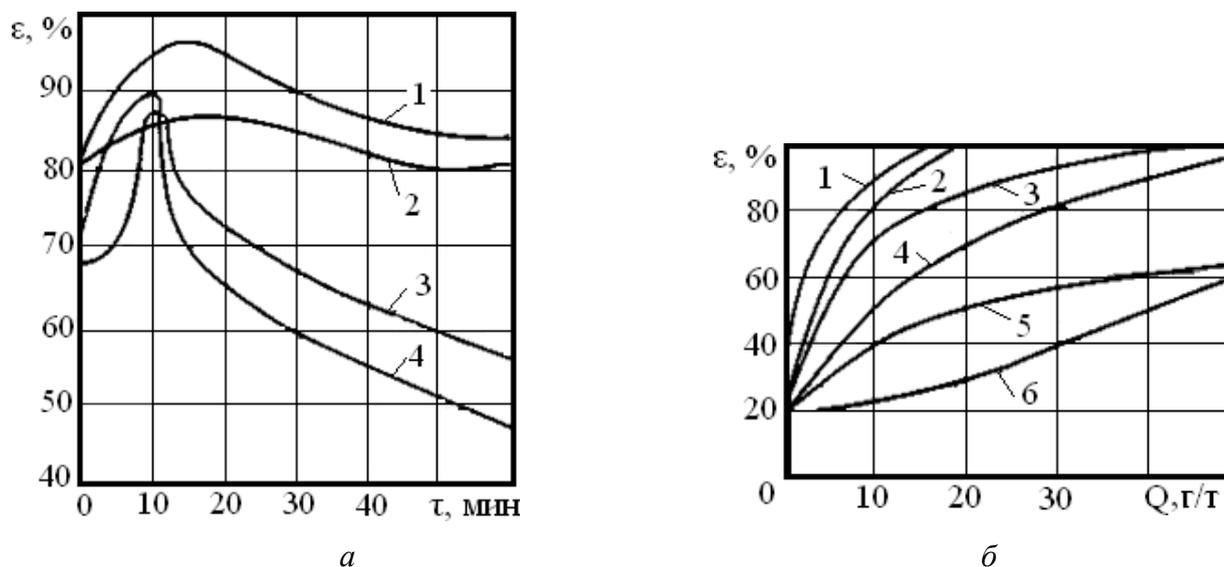


Рис. 22. Зависимости извлечения медных минералов: *а* – от продолжительности аэрации пульпы (1 – борнит, 2 – халькопирит, 3 – халькозин, 4 – ковеллин); *б* – халькопирита от расхода ксантогената  $Q$ , г/т (1 – *n*-гептиловый, 2 – *n*-амиловый, 3 – изоамиловый, 4 – пропиловый, 5 – этиловый, 6 – метиловый)

Наиболее распространенными сульфгидрильными собирателями при флотации сульфидных минералов меди являются ксантогенаты, собирательная способность которых зависит от длины углеводородного радикала ([рис. 22, б](#)). Бутиловым ксантогенатом халькопирит флотируется при pH 6–11. Особенно широк диапазон значений pH (1–13), при котором флотируется халькозин. Все сульфиды меди так же хорошо флотируются дитиофосфатами, дитиокарбатами, меркаптанами.

Наиболее эффективным подавителем халькопирита являются цианиды, которые успешно применяются при разделении медно-свинцовых и медно-молибденовых концентратов. Подавляющее действие цианида зависит от pH среды и типа применяемого собирателя. Так, при использовании в качестве собирателя этилового ксантогената и pH среды 7,5 для подавления халькопирита требуется небольшой расход цианида. Значительно больший расход необходим для подавления халькопирита при использовании в качестве собирателя бутилового ксантогената. Хуже подавляются цианидами вторичные сульфиды меди, что объясняется их хорошей растворимостью в цианистых растворах и образованием устойчивого медно-цианистого комплекса. Для них наиболее эффективным подавителем являются феррицианид  $K_3Fe(CN)_6$  и ферроцианид  $K_4Fe(CN)_6$ , которые применяются при разделении медно-свинцовых концентратов с повышенным содержанием вторичных сульфидов меди – борнита, халькозина и ковеллина.

Сульфид натрия  $Na_2S$  является довольно сильным подавителем всех сульфидных медных минералов, причем наибольшей устойчивостью к подавляющему действию его обладает халькозин, наименьшей – халькопирит. Халькопирит подавляется сернистым натрием уже при  $pH > 5,5$ , а халькозин – при  $pH > 7$ . Подавление сульфидных медных минералов сернистым натрием происходит в результате вытеснения (десорбции) ксантогената с поверхности медных минералов сульфид-ионами. Это явление используется в технологии, например, разделения медно-молибденовых концентратов.

Соли хромовой кислоты, двуокись серы  $SO_2$ , сернистая кислота  $H_2SO_3$ , сульфиты  $Na_2SO_3$  и тиосульфат  $Na_2S_2O_3$  практически не подавляют халькопирит, поэтому они широко применяются для подавления галенита и сфалерита при разделении медно-свинцовых и медно-цинковых концентратов.

Известь проявляет свои подавляющие свойства при флотации сульфидов меди при значительно более высокой концентрации, чем при флотации пирита, что позволяет широко применять ее для их разделения.

Окисленные медные минералы, имеющие наибольшее практическое значение (малахит, азурит и куприт), хорошо флотируются сульфгидрильными собирателями, но обязательно с предварительной сульфидизацией их поверхности сернистым натрием  $Na_2S$ . При этом важное значение имеют расход сернистого натрия, pH, продолжительность сульфидизации и перемешивания с ксантогенатом. Продолжительность перемешивания с сернистым натрием и ксантогенатом обычно не превышает 30 с, так как при большем времени происходит отслаивание рыхлой, вновь образованной сульфидной пленки. Обычный расход сернистого натрия при сульфидизации

составляет 200–1 000 г/т руды. При повышенных расходах сернистого натрия, когда вся поверхность окисленного минерала покрывается сульфидной пленкой, сорбция ксантогената полностью прекращается и происходит подавление флотации минерала. Оптимальным для сульфидизации малахита и азурита является рН 8–10, когда в пульпе присутствуют в основном  $H_2S$  и  $HS^-$ , образующиеся при диссоциации  $Na_2S$ . Малахит и азурит могут также флотироваться жирными кислотами и их мылами, в меньшей степени – алкилсульфатами.

Весьма плохой флотируемостью отличается хризоколла. Предложенные в настоящее время реагенты и реагентные режимы флотационного извлечения хризоколлы отличаются большой сложностью и малой эффективностью. Флотируется хризоколла, например, ксантогенатами при рН 9,5 после термоактивации паром при температуре 500 °С. Силикаты меди могут извлекаться также сегрегационным методом, в соответствии с которым руда крупностью 1,65 мм смешивается с NaCl (1 % по массе) и коксом или углем (1,2 % по массе) и нагревается в течение 30 мин при температуре 800 °С. Медь при этом осаждается тонкой пленкой на коксе или угле, которые измельчаются до 0,15 мм и флотируются вместе с медью при рН 11,5–12,0 амиловым ксантогенатом. Этим способом из руды, содержащей 1–2 % Cu, удается получить медный концентрат, содержащий 60–70 % Cu, при извлечении ее до 95 %.

Как правило, руды, содержащие силикатные минералы меди, перерабатываются выщелачиванием или комбинированными способами, сочетающими гид- рометаллургию и флотацию.

### **Технические требования к медным концентратам**

В зависимости от типа обогащаемой руды, состава медных минералов и минералов пустой породы, размера их вкрапленности возможно получение медных концентратов с содержанием меди 12-40% и более. Медные концентраты должны отвечать техническим требованиям, приведенным в табл. 1.4.

Таблица 1.4. Содержание (%) компонентов в медных концентратах

Марка концентрата	Медь не менее	Примеси не более	
		Цинк	Свинец
КМ - 0	40	2	2,5
КМ - 1	35	2	3
КМ - 2	30	3	4,5
КМ - 3	25	5	4
КМ - 4	23	10	7
КМ - 5	20	10	8
КМ - 6	18	11	9
КМ - 7	15	11	9
КМ - 8	12	11	9

## Контрольные вопросы

1. Расположите по флотуемости ксантогенатом медные сульфидные минералы.
2. Перечислите эффективные собиратели сульфидов меди.
3. Назовите наиболее эффективный подавитель халькопирита.
4. От чего зависит подавляющее действие цианида?
5. Какие депрессоры используются для вторичных минералов меди?
6. Расскажите об особенностях депрессирующего действия сульфида натрия.
7. Назовите депрессоры, практически не подавляющие халькопирит.
8. Что позволяет использовать известь для разделения сульфидов меди и пирита?
9. Чем обуславливается трудность обогащения окисленных и смешанных руд?
10. Какие способы флотации хризоколлы вам известны?
11. Какие требования предъявляются к медным и пиритным концентратам?

## Лекция №21.

**Тема: Технология обогащения медно-порфировых и медно-пиритных руд**

### План:

1. Технология обогащения медно-порфировых и медно-пиритных руд
2. Технологические схемы и режимы обогащения руд с низким содержанием пирита

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Сульфидные минералы меди хорошо флотируются сульфгидрильными собирателями в довольно широком диапазоне рН, так как они обладают высокой сорбционной способностью, которая зависит от степени окисленности сульфидной поверхности и содержание меди. По флотируемости ксантогенатами медные минералы можно расположить в следующей последовательности: халькопирит < борнит < ковеллин < халькозин.

Свежеобнаженная и чистая поверхность медных минералов, обладает некоторой гидрофобностью, частичное окисление ее способствует закреплению собирателя. Окисление поверхности происходит быстро, особенно при измельчении. При длительном окислении флотируемость минералов резко снижается в результате образования на поверхности минералов трудно растворимых окисленных соединений, как, например, гидроксил железа на халькопирите, которые препятствуют сорбции собирателя.

Наиболее распространенными сульфгидрильными собирателями при флотации сульфидных минералов меди являются ксантогенаты, собирательная способность которых зависит от длины углеводородного радикала. Бутиловым ксантогенатом халькопирит флотируется при рН – 6-11. особенно широк диапазон значений рН (1-13), при котором флотируется дитиофосфатами, дитиокарбонатами, меркаптанами.

Наиболее эффективными подавителями халькопирита являются цианиды, которые успешно применяются при разделении медно-свинцовых концентратов. Подавляющее действие цианида зависит от рН среды и типа применяемого собирателя. Так, при использовании в качестве собирателя этилового ксантогената и рН среды 7,5 для подавителя халькопирита требуется небольшой расход цианида. Значительно больший расход требуется для подавления халькопирита при использовании в качестве собирателя бутилового ксантогената. Значительно хуже подавляются цианидами вторичные сульфиды меди, что объясняется их хорошей растворимостью в цианистых растворах и образованием устойчивого медно-цианистого комплекса. Для них наиболее эффективным подавителем являются ферроцианид  $K_3Fe(CN)_6$  и ферроцианид  $K_4Fe(CN)_6$ , которые применяются при разделении медно-свинцовых концентратов с повышенным содержанием вторичных сульфидов меди –

борнита, халькозина и ковеллина.

Сульфид натрия является довольно сильным подавителем всех сульфидных медных минералов, причем наибольшей устойчивостью к подавляющему действию его обладает халькозин, наименьшей – халькопирит. Халькопирит подавляется сернистым натрием уже при  $pH > 5,5$ , а халькозин  $pH > 7$ .

Соли хромовой кислоты, двуокись серы, сернистая кислота, сульфиты и тиосульфаты практически не подавляют халькопирит, поэтому они широко применяются для подавления галенита и сфалерита при разделении медно-свинцовых концентратов.

Известь проявляет свои подавляющие свойства при флотации сульфидов меди, при значительно более высокой концентрации, чем при флотации пирита, что позволяет широко применять ее для их разделения.

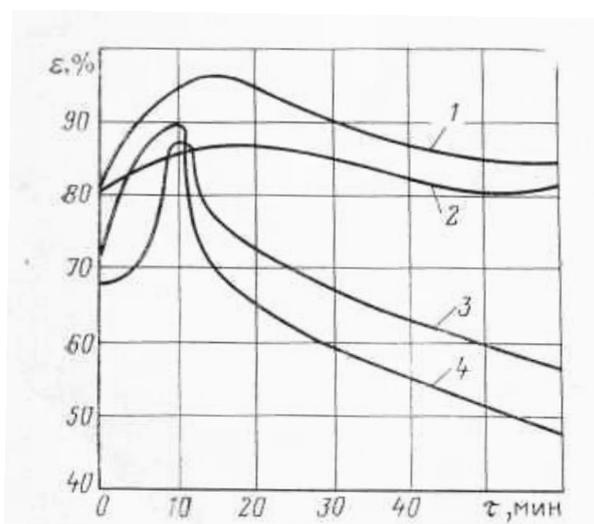


Рис. 1.2. Влияние продолжительности  $\tau$  аэрации пульпы на извлечение  $\epsilon$  борнита (1), халькопирита (2), халькозина (3) и ковеллина (4)

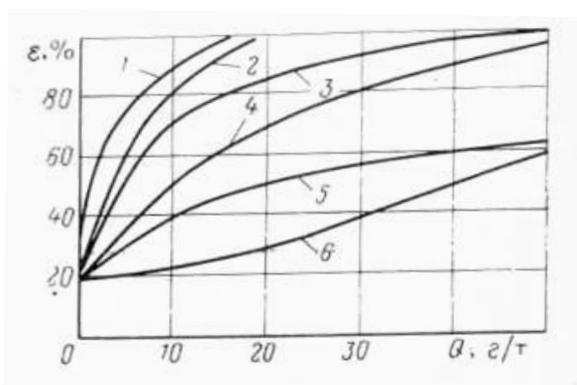


Рис.1.3. Флотирuemость халькопирита различными ксантогенатами в зависимости от их расхода  $Q$ : 1 – н. гептиловый; 2 – н. нониловый; 3 – изоамиловый, 4 – пропиловый; 5 – этиловый; 6 – метиловый.

Окисленные минералы, имеющие наибольшее практическое значение – малахит, азурит и куприт, - хорошо флотируются сульфидрильными собирателями, но обязательно с предварительной сульфидизацией их поверхности сернистым натрием  $\text{Na}_2\text{S}$ . При этом важное значение имеет расход сернистого натрия, рН, продолжительность сульфидизации и перемешивания с ксантогенатом. Продолжительность перемешивания с сернистым натрием и ксантогенатом обычно не превышает 30 с, так как при большем времени происходит отслаивание рыхлой, вновь образованной сульфидной пленки. Обычный расход сернистого натрия при сульфидизации составляет 200-1000 г/т руды. При повышенных расходах сернистого натрия, когда вся поверхность окисленного минерала покрывается сульфидной пленкой, сорбция ксантогената полностью прекращается и происходит подавление флотации минерала. Оптимальным для сульфидизации малахита и азурита является рН 8-10, когда пульпе присутствуют в основном  $\text{H}_2\text{S}$  и  $\text{HS}^-$ , образующиеся при диссоциации  $\text{Na}_2\text{S}$ . Малахит и азурит могут также флотироваться жирными кислотами и их мылами, в меньшей степени – алкилсульфатами.

Весьма плохой флотируемостью отличается хризоколла. Предложенные в настоящее время реагенты и реагентные режимы флотационного извлечения хризоколлы отличаются большой сложностью и малой эффективностью. Флотируется хризоколла, например, ксантогенатами при рН 9,5 после термоактивации паром при  $500^\circ\text{C}$ . Силикаты меди могут извлекаться также сегрегационным методом, в соответствии с которым руда крупностью 1,65 мм смешивается с  $\text{NaCl}$  (1% по массе) и коксом или углем (1,2 % по массе) и нагревается в течение 30 минут при  $800^\circ\text{C}$ . медь при этом осаждается тонкой пленкой на коксе или угле, которые измельчается до 0,15мм и флотируется вместе с медью при рН 11,5-12 амиловым ксантогенатом. Этим способом эти руды содержащей 1-2 % меди, удается получить медный концентрат, содержащей 60-70 % меди, при извлечении ее до 95 %.

Пирит, как и все сульфидные минералы сравнительно быстро окисляется; при этом на его поверхности в зависимости от рН и окислительно-восстановительного потенциала образуется гидроокись железа, карбонаты железа и хорошо растворимые соединения железа с ионами  $\text{SO}_4^{2-}$ ,  $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$  и  $\text{SO}_3^{2-}$ . Образующаяся на поверхности пирита при высоких положительных значениях окислительно-восстановительного потенциала и  $\text{pH} > 7$  пленка  $\text{Fe}(\text{OH})_3$  характеризуется исключительно низкой растворимостью ( $K=3,8 \times 10^{-36}$ ) и не только препятствует закреплению собирателя, но и может вытеснять его с поверхности минерала.

Флотируемость пирита различных модификаций и разновидностей изучена довольно хорошо. Флотационная свойства его зависят от генезиса минералов, определяющего физико-химическую неоднородность кристаллической решетки, различное соотношение серы и железа, наличие примесей и т.п. Наиболее эффективно пирит флотируется ксантогенатами и дитиофосфатами в слабокислой или нейтральной среде при рН 6-7. В щелочной среде флотация пирита ухудшается и полностью подавляется при  $\text{pH} > 8$ . Дитиофосфаты и дитиокарбоматы сорбируется на пирите в значительно

меньшей степени чем на халькопирите, поэтому их применение более предпочтительно при селективной флотации медно-пиритных руд.

Наиболее распространенным подавителем пирита является известь, действие которой связано не только с повышением рН пульпы и образованием на поверхности пленки гидроокислов железа, но и адсорбцией ионов кальция, приводящей к цементации поверхности и предотвращению адсорбции собирателя.

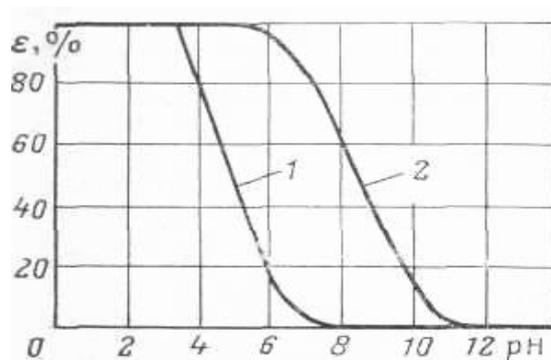


Рис. 1.4. Влияние рН на флотиремость пирита дитиофосфатом (1) и его дисульфидом (2)

Подавляется пирит также цианидом, особенно при  $\text{pH} > 7$ . Действие цианида при этом сводится к образованию комплексных ионов  $\text{Fe}[\text{CN}]_6^{4-}$ . Иногда используется совместное действие цианида и извести.

Наиболее труднофлотиремым сульфидом железа является пирротин, который легко окисляется. Флотируется пирротин ксантогенатами в кислой среде, для флотации его в щелочной среде необходима активация медным купоросом. Способность пирротина легко окисляться используется при отделении его от халькопирита из медно-никелевых руд.

Марказит обладает более высокой флотационной активностью и флотируется теми же собирателями в тех же условиях что и пирит.

### Контрольные вопросы

1. Чем определяется технология переработки сульфидных медных и медно-пиритных руд?
2. Какие операции включают схемы для легкообогатимых руд с равномерной вкрапленностью?
3. Назовите отличия схемы для медных руд с неравномерной вкрапленностью.
4. Какие схемы применяются для руд с высоким содержанием первичных шламов? На каких фабриках используются такие схемы?
5. Какими преимуществами обладают схемы флотации медных руд с раздельной переработкой промпродукта?

## Лекция №22.

### Тема: Схемы обогащения медных руд

#### План:

1. Стадиальность схем обогащения.
2. Технологические схемы и режимы обогащения руд с низким содержанием пирита
3. Технологические схемы и режимы обогащения руд со средним и высоким содержанием пирита

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

#### Стадиальность схем обогащения

Технология переработки сульфидных медных и медно-пиритных руд отличается относительной простотой и определяется типом руды (вкрапленная или сплошная), составом медных минералов и минералов пустой породы, крупностью их вкрапленности, флотационной активностью пирита, способностью минералов к ошламованию и т.д. Этими факторами определяются прежде всего стадиальность и тип флотационной схемы – коллективной или прямой селективной флотации.

Для легкообогатимых руд с равномерной вкрапленностью медных минералов на фабриках небольшой производительности применяют обычно *одностадиальные* схемы, которые включают операции измельчения и классификации, основную флотацию, контрольную и одну-две перечистные ([рис. 24](#)).

Для медных руд с неравномерной и сложной вкрапленностью применяют *двухстадиальные* схемы нескольких видов.

Если в руде присутствуют вторичные минералы меди, особенно ковеллин, способный к переизмельчению и ошламованию, то после I стадии измельчения до крупности 45–60 % класса –0,074 мм и основной флотации получается готовый медный концентрат, а богатые хвосты контрольной медной флотации доизмельчаются до крупности 80–85 % класса –0,074 мм и поступают на стадию медной флотации, где получается медный концентрат, который после перечистных операций присоединяется к готовому медному концентрату ([рис. 25, а](#)).

На фабриках большой производительности используются двухстадиальные схемы, по которым после I стадии измельчения до крупности 45–60 % класса –0,074 мм выделяются грубый медный концентрат и пиритсодержащие хвосты. Грубый медный концентрат доизмельчается до 85–95 % класса –0,074 мм и поступает на перечистные операции ([рис. 25, б](#)).



Рис. 24. Одностадийная схема флотации медных руд

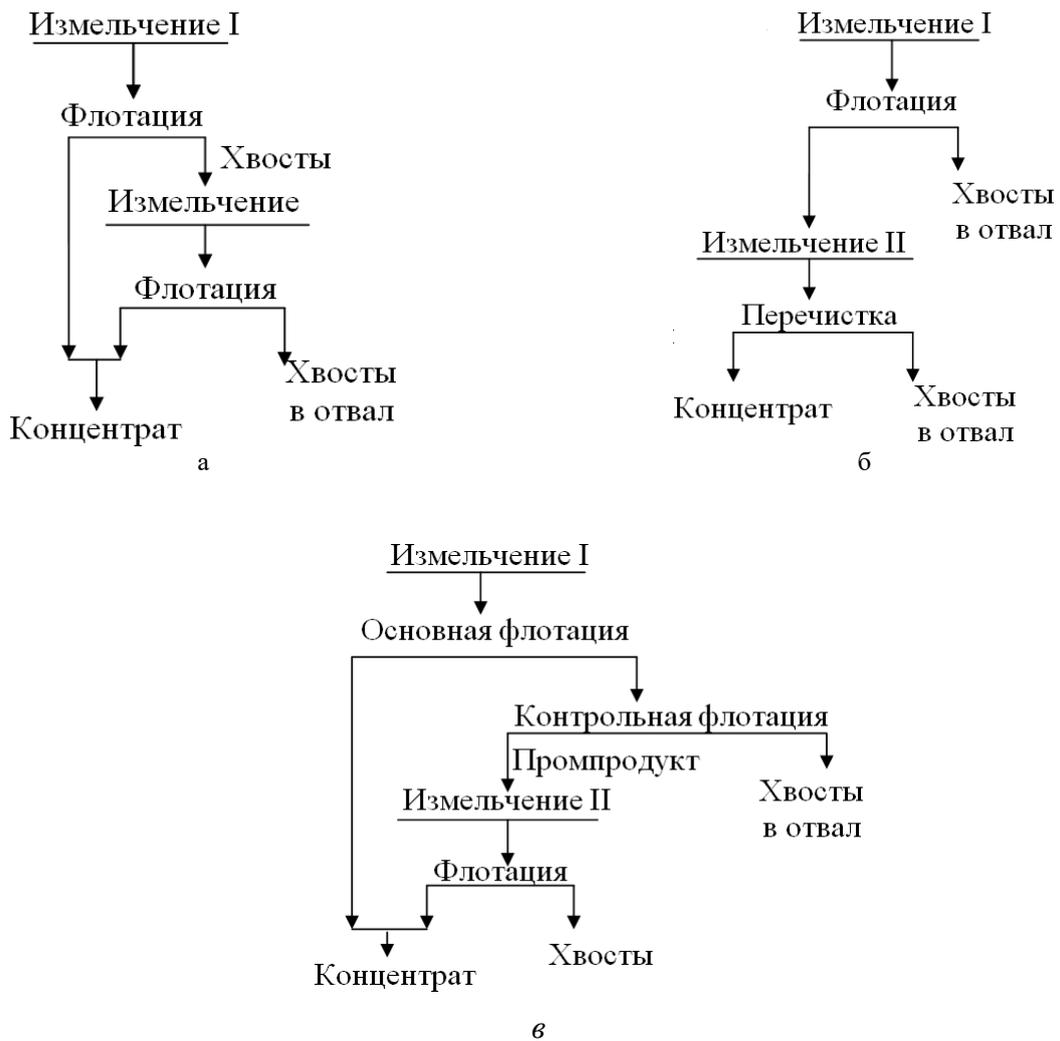


Рис. 25. Двухстадийные схемы флотации медных руд

При получении в I стадии обогащения богатого медного концентрата и отвальных хвостов сростки медных минералов с пиритом и минералами пустой породы выделяются в промпродукт. Промпродукт доизмельчают и флотируют с получением бедного медного концентрата и отвальных хвостов или направляют в основную медную флотацию (рис. 25, в). В первом случае, когда промпродукт перерабатывается в отдельном цикле – промпродуктовом, операция основной флотации проводится как бы в открытом цикле. Такая схема впервые была применена на фабрике «Кананеа» (Мексика) и получает все большее распространение на современных фабриках.

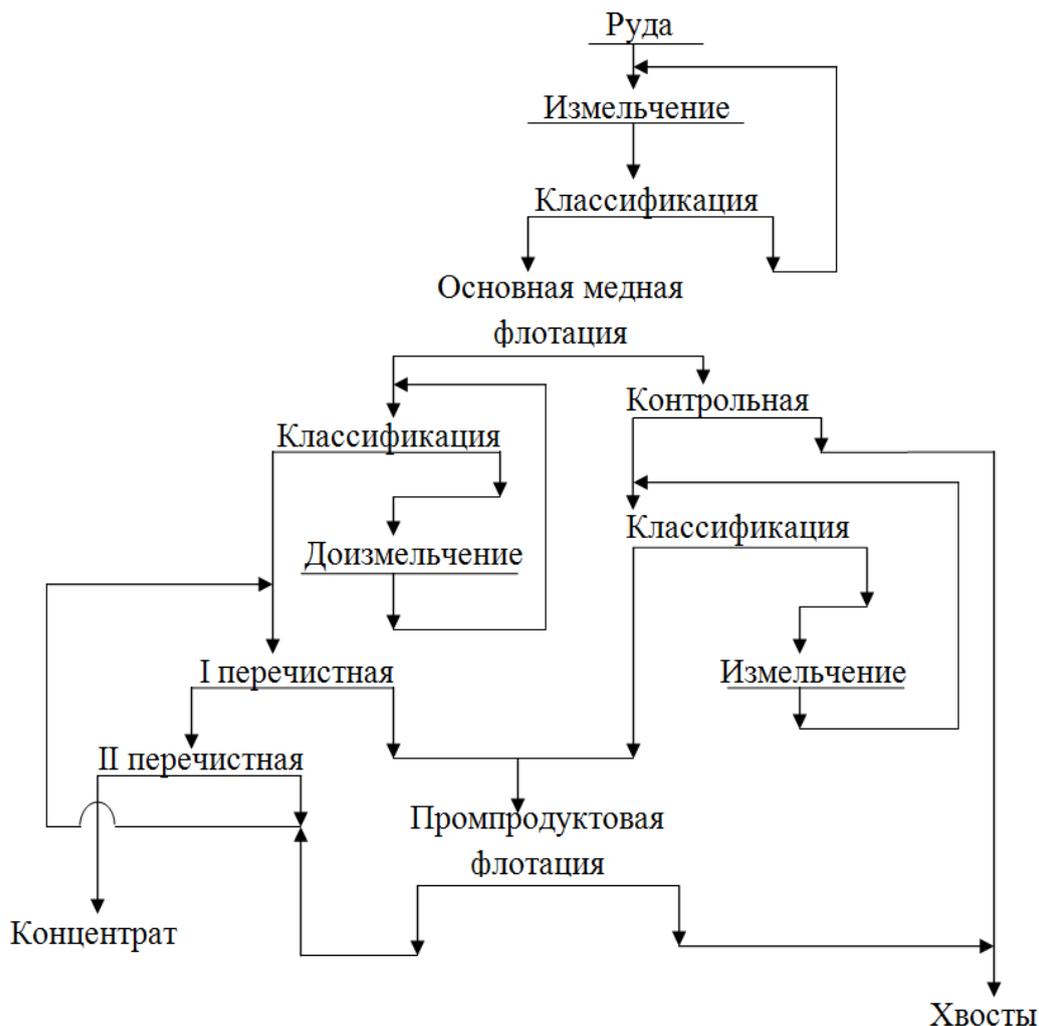


Рис. 26. Схема флотации медных руд с отдельной переработкой промпродукта

Разновидностью этой схемы является схема «C-S» («*cleaner – scavenger*») (рис. 26). Технологические особенности этой схемы: открытый цикл основной медной флотации; доизмельчение грубого концентрата с последующими перекидными операциями; доизмельчение промпродукта (концентрата контрольной флотации) с перекидной и контрольной флотацией. Практика обогащения медных порфириновых руд по этой схеме показала ее преимущества перед обычной: увеличение производительности

измельчительных агрегатов по исходной руде, снижение расходов на измельчение, повышение эффективности основной флотации благодаря стабилизации количества и качества исходного питания, снижение фронта основной флотации и расхода флотационных реагентов, создание благоприятных условий для автоматического регулирования процесса.

При переработке руд с высоким содержанием первичных шламов и растворимых солей флотацию целесообразно осуществлять в двух циклах – песковом и шламовом. При отдельной флотации создаются наиболее благоприятные условия для флотации крупных и мелких частиц – шламов, которые обычно повышают общий расход реагентов, подавляют флотацию крупных частиц, налипая на них, создают обильную и прочную пену. Схема с отдельной флотацией применяется, например, на Джезказганской фабрике (СНГ), на фабриках «Бьютт» и «Твин-Бьюттс» (США).

В зависимости от типа медной руды и характера вкрапленности медных минералов и пирита между собой и минералами пустой породы различают две основные разновидности схем – коллективно-селективную и прямую селективную.

### **Технологические схемы и режимы обогащения руд с низким содержанием пирита**

Вкрапленные медные руды (медно-порфиоровые, медистые песчаники и жильные руды), отличающиеся невысоким содержанием пиритной серы и меди (0,4–2,0 %), в зависимости от содержания пирита могут перерабатываться с получением только медного концентрата или медного и пиритного концентратов. В первом случае применяется коллективная флотация, а во втором – коллективно-селективная или прямая селективная.

Месторождения медно-порфиоровых руд по запасам меди являются самыми крупными. На их базе работают крупнейшие медные обогатительные фабрики производительностью до 90 тыс. т руды в сутки и более. В основном к первичным медно-порфиоровым рудам относятся молибденит-халькопиритовые с невысоким содержанием (2–5 %) пирита. Основные технологические особенности обогащения этих руд:

одностадиальное измельчение до крупности 60–65 % класса –0,074 мм перед коллективной медно-молибденовой флотацией;

доизмельчение черновых концентратов до 85–90 % класса –0,074 мм с получением богатых медных концентратов;

поддержание в коллективной флотации pH на уровне 10–12 за счет подачи извести для подавления пирита (хотя для флотации молибденита оптимальное значение pH 7,5–8,0).

Наибольшее распространение для этих руд получила *схема с доизмельчением промпродукта и переработкой его в отдельном цикле*. Пиритный концентрат из таких руд, как правило, не выделяется (за исключением фабрики «Чукикамата», Чили).

Медно-порфиоровые руды перерабатываются на Алмалыкской и Балхашской фабриках (Узбекистан, Казахстан).

Алмалыкская медная фабрика, введенная в эксплуатацию в 1961 г., перерабатывает сульфидные и смешанные медно-молибденовые руды Кальмакырского месторождения и месторождения Сары-Чеку. В сульфидных рудах медь представлена халькопиритом и халькозином («сажистым» и плотным). Присутствуют пирит, магнетит, пирротин, галенит и сфалерит. Молибден представлен молибденитом. Халькопирит находится в руде в виде зернистых минеральных агрегатов, прожилков, жил, гнезд. Крупность зерен халькопирита не превышает 0,05–0,2 мм. Молибденит находится в кварц-пирит- халькопиритовых прожилках мощностью 5–100 мм. Размер зерен молибденита составляет 0,05–0,12 мм. Минералы пустой породы представлены сиенит-диоритами (70 %) и гранодиорит-порфирами. Наличие каолин-серицитов и вторичных кварцитов очень сильно влияет на извлечение меди. В смешанных рудах медь представлена окисленными минералами – купритом, малахитом, хризоколлой. Есть также «связанная» медь, которая в виде раствора пропитала минералы пустой породы. Относительное содержание этой «неизвлекаемой» меди не превышает 1,5 %.

Руды отличаются тонкой и неравномерной вкрапленностью сульфидных минералов друг в друге и в минералах пустой породы. В настоящее время руды обоих типов перерабатываются совместно на девяти секциях фабрики по *схеме коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата на медный и молибденовый.*

При коллективной медно-молибденовой флотации ([рис. 27](#)) руда измельчается в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с классификаторами и гидроциклонами, до крупности 57 % класса –0,074 мм. Перед классификаторами для улавливания свободного золота установлены отсадочные машины ОП-12, концентрат которых поступает на золотопроводочную секцию. В мельницы этого цикла подается веретенное масло (6–8 г/т) в качестве собирателя молибденита.

В операции межцикловой флотации при pH 8–9, создаваемом известью, удается выделить легкошламуемые вторичные сульфиды меди. В первые камеры флотационных машин подаются собиратель – смесь бутилового и изопропилового ксантогенатов (4,5 г/т) и сернистый натрий (21 г/т) для сульфидизации поверхности окисленных минералов меди.

Хвосты межцикловой флотации доизмельчаются до крупности 60–62 % класса –0,074 мм и направляются на основную коллективную флотацию. Туда же подается сернистый натрий (25 г/т) и собиратель (10 и 2,5 г/т). На одной из секций фабрики хвосты межцикловой флотации классифицируются на пески и шламы, которые флотируются в самостоятельных циклах при одном и том же реагентном режиме – сернистый натрий (12 г/т) и собиратель (7,5 г/т). В песковую флотацию иногда подается пенообразователь.

После контрольной флотации, куда подается сернистый натрий (8 г/т) и собиратель (1,5 г/т), выделяются отвальные хвосты, а концентраты объединяются и направляются на перечистки. Особенностью этой части технологи ческой схемы является наличие промпродуктовой флотации, в процессе которой перерабатываются после доизмельчения до 90 % класса –

0,074 мм хвосты I перечистойной и концентрат контрольной песковой флотации. Хвосты промпродуктовой флотации являются отвальными, а концентрат направляется на перечистку.

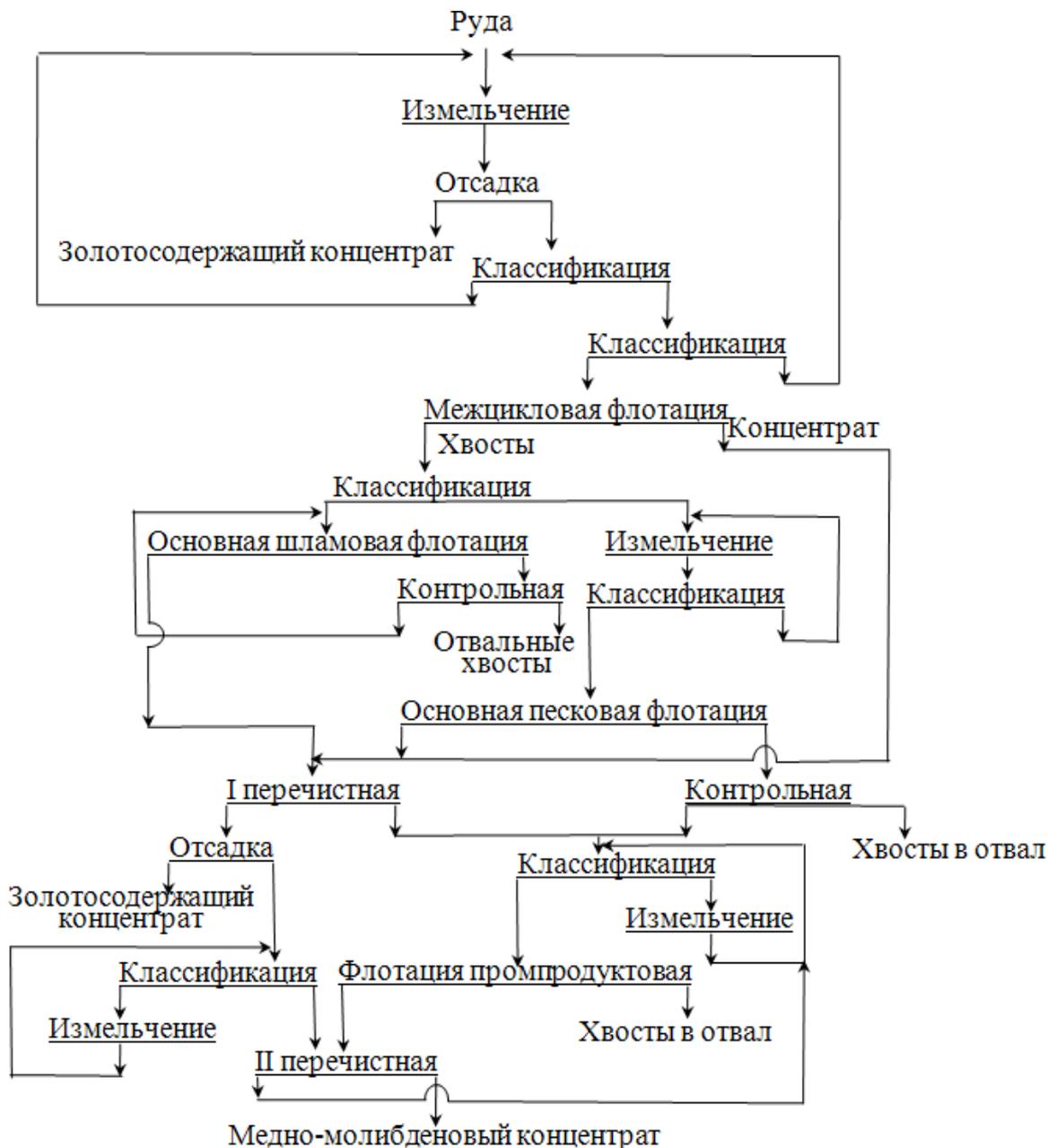


Рис. 27. Схема коллективной медно-молибденовой флотации на Алмалыкской медной фабрике

После II перечистойной флотации, где поддерживается высокая щелочность (500–800 г/м<sup>3</sup> свободной CaO) для подавления пирита, получается коллективный медно-молибденовый концентрат, содержащий до 18 % Cu и до 0,16 % Mo, при извлечении меди 83–85 % и молибдена 70–75 %. Высокая щелочность в цикле коллективной флотации поддерживается также для стабилизации ионного состава жидкой фазы пульпы, так как в оборотной воде, применяемой на фабрике, содержится много ионов железа, меди, кальция,

магния, натрия и хлора.

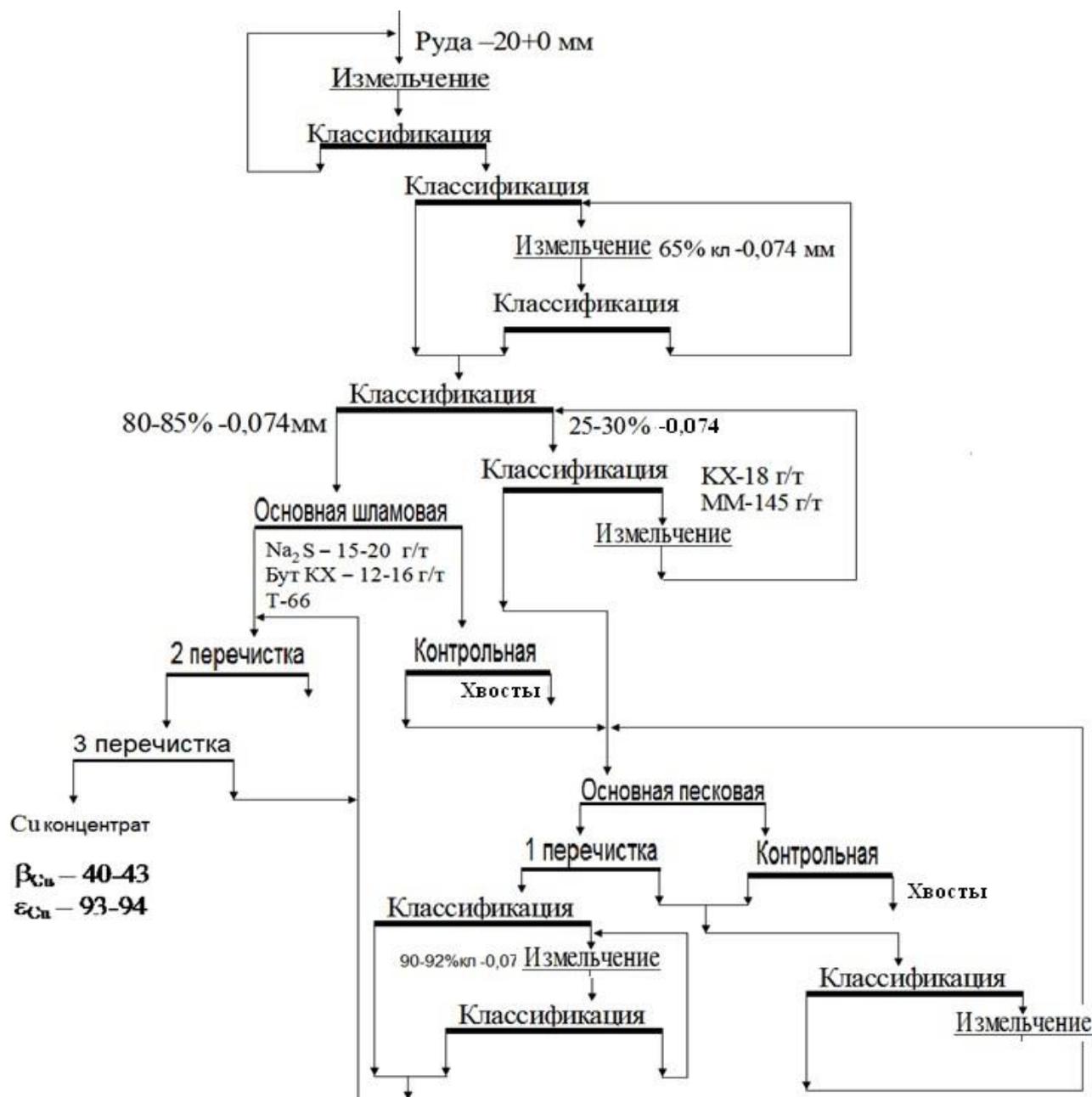


Рис. 28. Схема обогащения медистых песчаников на Дзезказганской фабрике

Технологическая схема обогащения медистых песчаников на Дзезказганской фабрике (рис. 28) включает трехстадиальное дробление до крупности 20 мм и двухстадиальное измельчение до крупности 60–65 % класса –0,074 мм. Измельчаемая руда классифицируется в гидроциклонах на шламы (80–85 % класса –0,074 мм) и пески (25–30 % класса –0,074 мм), которые флотируются в отдельных циклах. Это способствует высокой стабильности процесса при колебаниях содержания меди в руде и повышению извлечения ее в концентрат. Основная флотация шламов проводится при содержании твердого в пульпе 20 % с применением сернистого натрия (15–20 г/т), бутилового

ксантогената (12–16 г/т) и вспенивателя Т-66.

Пески при содержании твердого 68–75 % доизмельчаются до 60 % класса –0,074 мм в присутствии ксантогената (18 г/т) и машинного масла (115–145 г/т), добавляемого для улучшения флотируемости крупных частиц, смешиваются с промпродуктом шламовой флотации, обрабатываются сернистым натрием и направляются на основную флотацию.

Медный концентрат I перерешивкой флотации доизмельчается до крупности 92 % класса –0,074 мм и вместе с медным концентратом шламового цикла дважды перерешивается с получением медного концентрата, содержащего до 40–43 % Cu при извлечении 93–94 %. Хвосты контрольной флотации после доизмельчения подвергаются дофлотации, где происходит доизвлечение медных минералов.

### **Технологические схемы и режимы обогащения руд со средними высоким содержанием пирита**

Для медных руд со средним содержанием пирита применяют как коллективно-селективные, так и прямые селективные схемы. При *обогащении по коллективно-селективным схемам* отделение медных минералов и пирита от минералов пустой породы происходит при грубом измельчении (до 45–50 % класса –0,074 мм), когда возможно получение хвостов с отвальным содержанием меди. Тогда по схеме коллективно-селективной флотации ([рис. 29](#)) после измельчения до вышеуказанной крупности проводится коллективная флотация сульфидов меди и железа при pH не выше 7,5 (концентрация свободной CaO не превышает 20–50 г/м<sup>3</sup>). Получаемый коллективный медно-пиритный концентрат после доизмельчения до 80–95 % класса –0,074 мм перемешивается с известью при pH 12,0–12,5 (400–500 г/м<sup>3</sup> свободной CaO) и цианидом для подавления пирита и направляется на медную флотацию. Хвосты контрольной медной флотации вкрапленных руд, как правило, содержат не более 30–35 % S и поэтому направляются на пиритную флотацию, которая проводится после удаления избыточной щелочности до pH 5–7.

В качестве собирателей сульфидных медных минералов применяются ксантогенаты (средний расход обычно 10–30 г/т) и дитиофосфаты (10 г/т). Широко используется сочетание реагентов-собирателей. Например, при флотации медных руд за рубежом применяется реагент Z-200 (изопротилэтилтионокарбамат), который является наиболее селективным по отношению к пириту, в сочетании с изопротиловым или амиловым ксантогенатом. Часто используется сочетание сульфгидрильных собирателей с аполярными (машинное масло, керосин и т.п.). В СНГ наибольшее распространение получил бутиловый ксантогенат, который применяется на всех медных фабриках. Общая доля ксантогенатов, используемых на фабриках США, составляет ~60 %, дитиофосфатов – около 40 %. Подавители минералов пустой породы при флотации медных вкрапленных руд обычно не применяются. Но если в пульпе повышенное содержание шламов, то в основную медную флотацию и в перерешивки медного концентрата добавляют жидкое стекло (до 0,4 г/т). Если же

в руде присутствуют окисленные медные минералы, то в измельчение и в основную медную флотацию подается сернистый натрий (200–300 г/т).

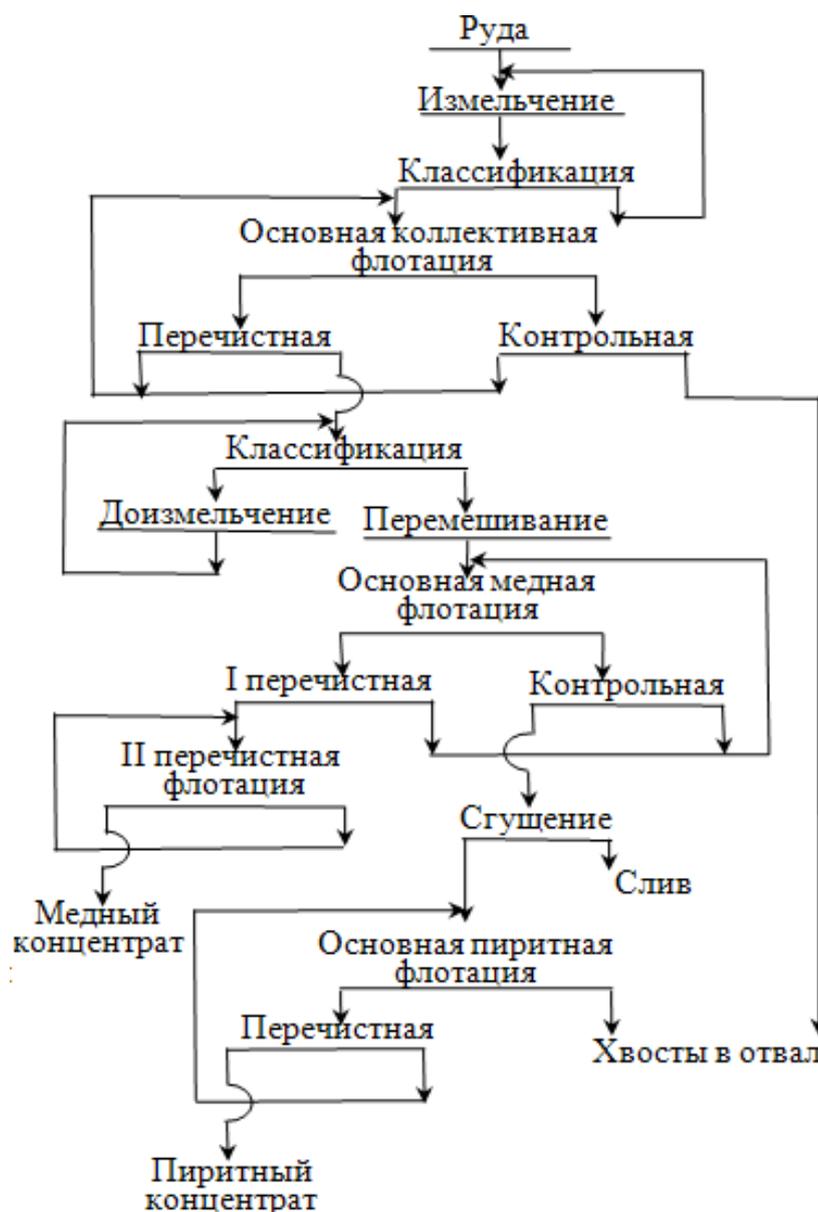


Рис. 29. Схема коллективно-селективной флотации медно-пиритных руд

По схеме *прямой селективной флотации* (рис. 30) руду перед медной флотацией измельчают сразу до 80–85 % класса  $-0,074$  мм в целях максимального отделения медных минералов от пирита. Основная медная флотация осуществляется при pH 11–12 (концентрация свободной CaO 400–800 г/м<sup>3</sup> пульпы) для подавления пирита. Для этой же цели можно также дополнительно подавать цианид и цинковый купорос. Медный концентрат для повышения качества перед перечистными операциями доизмельчается до 90–95 % класса  $-0,074$  мм. Из хвостов медной флотации извлекается пиритный концентрат обычным методом. Если же в руде содержится магнетит, то он извлекается из хвостов медной или пиритной флотации магнитной сепарацией при напряженности магнитного поля 65–80 кА/м.

Характерной особенностью руд Гайского месторождения является, во-первых, тонкое взаимное прораствание сульфидов меди с пиритом, во-вторых, наличие различных минералов меди, имеющих разную флотационную активность, и, в-третьих, резкие колебания содержания меди, что значительно осложняет технологию обогащения этих руд.

Схема обогащения на Гайской ОФ показана на [рис. 30](#). Медная вкрапленная руда Гайского месторождения перерабатывается на Гайской, Красноуральской, Среднеуральской, Карабашской, Турьивской и Пышминской обогатительных фабриках, где до 1976 г. из этих руд получали только медный концентрат. Затем на Гайской и Красноуральской фабриках была внедрена коллективно-селективная схема для получения медного и пиритного концентратов.

Основная медная флотация проводится с подачей ксантогената (40 г/т) и вспенивателя Т-66 (30 г/т). Грубый медный концентрат доизмельчается и дважды перечищается при щелочности пульпы 500–600 г/м<sup>3</sup> свободной СаО. Хвосты дофлотации камерного продукта контрольной флотации представляют собой пиритный концентрат или пиритсодержащие хвосты (в зависимости от содержания пирита в исходной руде). Особенностью схемы является классификация промпродукта, слив которой направляется в основную медную флотацию, а пески – во II стадию измельчения. Получаемый по этой схеме медный концентрат содержит 19–20 % Cu при извлечении ее 88–89 %.

Сплошные сульфидные (колчеданные) руды, или медистые пириты, являются довольно трудным объектом для флотационного обогащения. Это объясняется непостоянством химического состава сульфидов меди и пирита, чрезвычайно тонкой вкрапленностью сульфидных минералов, тонким их взаимным прорастванием, склонностью вторичных медных сульфидов к переизмельчению.

При обогащении этих руд прежде всего должна быть решена основная задача рудоподготовки – достижение необходимой степени раскрытия минералов при минимальном ошламовании. Из-за тонкой и неравномерной вкрапленности сульфидов это реализуется использованием многостадийных схем измельчения и флотации. При флотации должна решаться задача эффективного отделения медных сульфидов от пирита. Достигается это использованием высокощелочной среды (рН 11–12 или 600–800 г/м<sup>3</sup> и более свободной СаО).

Как правило, колчеданные руды при их добыче, хранении и измельчении хорошо окисляются. Поэтому в пульпе содержится большое количество растворимых соединений меди и железа, которые оказывают не только активирующее, но и подавляющее действие на пирит и медные минералы

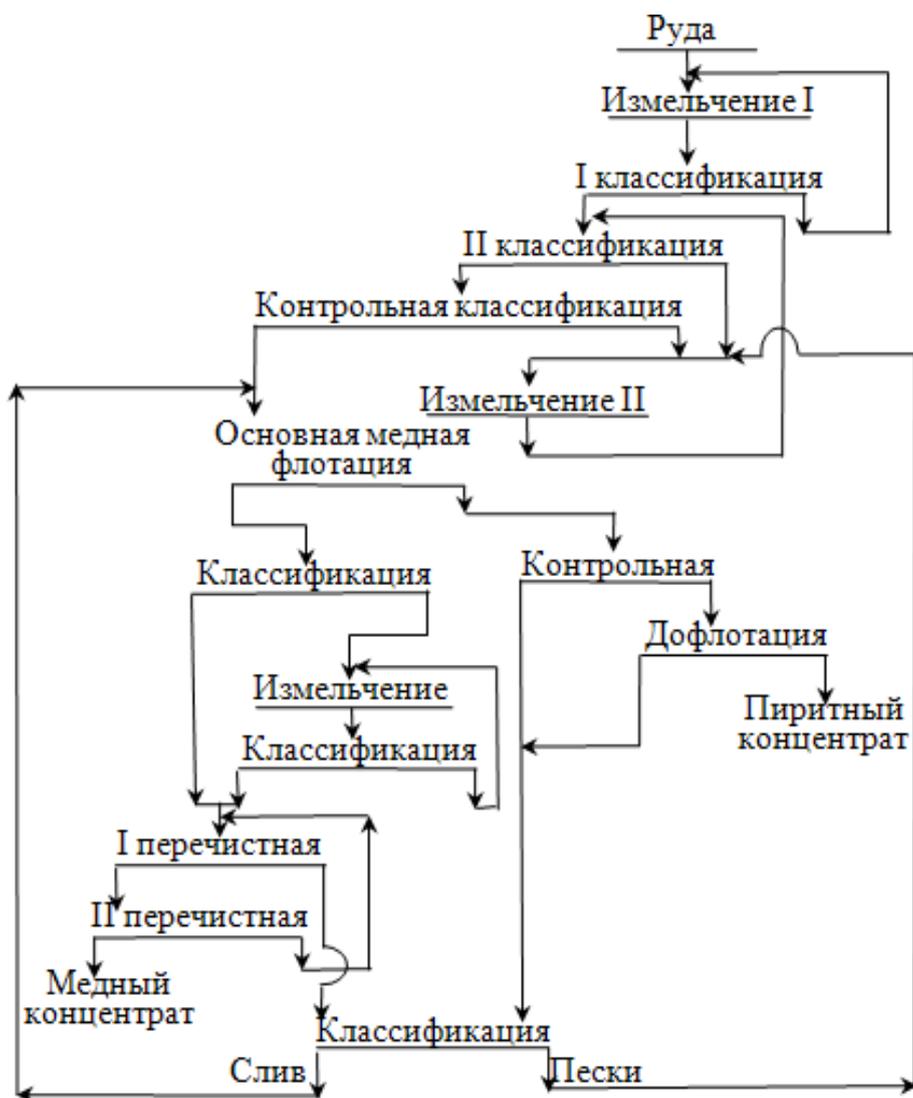


Рис. 30. Схема обогащения медных руд Гайского месторождения на Среднеуральской фабрике

Селективное разделение сульфидов меди и пирита может быть улучшено путем введения операции перемешивания пульпы перед флотацией, что способствует подавлению пирита и особенно пирротина благодаря образованию на них поверхностных устойчивых пленок гидроксида железа. Повышение качества медного концентрата при обогащении колчеданных руд достигается применением тонкого доизмельчения перед очистными операциями.

Сплошные (колчеданные) сульфидные руды перерабатывают по схеме прямой селективной флотации. Технологический режим флотации сульфидов меди и железа в этом случае тот же, что и коллективно-селективной схемы. При этом в основной и перечистных операциях медной флотации щелочность пульпы поддерживается на уровне  $500-1\ 000\ \text{г/м}^3$  свободной  $\text{CaO}$ . Если в руде содержание пустой породы не превышает  $10-15\ \%$ , то хвосты контрольной медной флотации являются готовым пиритным концентратом, содержание серы в котором может быть повышено при классификации в гидроциклоне. Из

пиритсодержащих хвостов медной флотации может быть выделен (при рН около 6–7) готовый пиритный концентрат.

Технологический режим селективной флотации сплошных руд осложняется наличием вторичных сульфидов меди, например «сажистого» ковеллина, легко шламуемого при измельчении. В этом случае применяются стадийные схемы флотации: в I стадии при грубом измельчении извлекаются вторичные сульфиды меди, а во II стадии – халькопирит. Следует также учитывать применение цианида для подавления пирита, который будет влиять на флотиремость вторичных сульфидов меди в широком диапазоне рН (7–11).

### **Контрольные вопросы**

1. Чем определяется технология переработки сульфидных медных и медно-пиритных руд?
2. Какие операции включают схемы для легкообогатимых руд с равномерной вкрапленностью?
3. Назовите отличия схемы для медных руд с неравномерной вкрапленностью.
4. Какие схемы применяются для руд с высоким содержанием первичных шламов? На каких фабриках используются такие схемы?
5. Какими преимуществами обладают схемы флотации медных руд с раздельной переработкой промпродукта?
6. Назовите основные особенности технологии обогащения молибденит-халькопиритовых руд с низким содержанием пирита. Назовите фабрики, перерабатывающие такие руды.
7. Опишите режим и особенности схемы коллективно-селективной флотации медно-пиритных руд.
8. Расскажите о схемах прямой селективной флотации медно-пиритных руд.
9. За счет чего достигается повышение качества медного концентрата при обогащении колчеданных руд?
10. Расскажите о технологии обогащения медистых песчаников на примере Джекказганской фабрики.

## Лекция №23.

### Тема: Технология обогащения свинцовых руд

#### План:

1. Технология обогащения свинцовых руд
2. Минералы свинца

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Свинец входит в состав 144 минералов, но только немногие из них имеют промышленное значение ([табл. 10](#)).

Таблица 10. Характеристика основных минералов свинца

Минерал	Формула	Массовая доля свинца, %	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость
Галенит	PbS	86,6	7,4–7,6	2–3
Церуссит	PbCO <sub>3</sub>	77,5	6,4–6,6	2,5–3,0
Англезит	PbSO <sub>4</sub>	68,3	6,1–6,4	2,5–3,0
Вульфенит	PbMoO <sub>4</sub>	55,8	6,3–7,0	3
Пироморфит	Pb <sub>5</sub> (PO <sub>4</sub> ) <sub>3</sub> Cl	76,1	6,7–7,1	3,5–4,0

*Галенит*, или *свинцовый блеск*, *PbS* – основной свинцовый минерал во всех промышленных свинецсодержащих рудах. Он имеет структуру галита, в которой атомы серы образуют плотнейшую кубическую упаковку с атомами свинца в октаэдрических междуузлиях. Каждый атом серы окружен шестью атомами свинца, расположенными на расстоянии  $2,97 \cdot 10^{-10}$  м, и двенадцатью более удаленными (на  $4,16 \cdot 10^{-10}$  м) атомами серы. Спайность галенита весьма совершенная по кубу. Поэтому разрушение кристалла галенита происходит по плоскостям спайности без разрыва ионных связей, вследствие чего поверхность свежееобнаженного галенита является гидрофобной.

Галенит – типично полупроводниковый минерал с широким диапазоном значений удельного сопротивления. Он включает разности как *n*-, так и *p*-типа, которые могут находиться одновременно в одном монокристалле. Тип проводимости зависит от генезиса месторождения, который, в свою очередь, определяет дефицит или избыток серы по отношению к стехиометрическому составу. Галенит большей частью относится к *n*-типу. Галенит *p*-типа приурочен преимущественно к карбонатным свинцово-цинковым и свинцово-серебряным гидротермальным месторождениям.

Основными примесями в галените являются серебро, висмут, кадмий, сурьма, медь, олово, иридий, железо, марганец, цинк, которые могут значительно изменять его электропроводность и флотационные свойства.

*Церуссит* *PbCO<sub>3</sub>* в зоне окисления сульфидных минералов ассоциирует обычно с англезитом и лимонитом. Кристаллы имеют столбчатую, дипирамидальную или таблитчатую форму ромбической структуры:  $a_0 =$

$5,173 \cdot 10^{-10}$  м;  $b_0 = 8,48 \cdot 10^{-10}$  м и  $c_0 = 6,13 \cdot 10^{-10}$  м. Имеет несовершенную спайность и образует землистые или натечные агрегаты белого, иногда желтоватого или серого цвета. Содержит в незначительных количествах примеси кальция, цинка, стронция, магния.

*Англезит*  $PbSO_4$  образуется главным образом в зонах окисления свинцово-цинковых сульфидных месторождений, а также гидротермальным путем при взаимодействии рудоносных растворов с поверхностными водами, насыщенными свободным кислородом. Таблитчатые или дипирамидальные кристаллы англезита имеют ромбическую сингонию с параметрами:  $a_0 = 8,45 \cdot 10^{-10}$  м;  $b_0 = 5,38 \cdot 10^{-10}$  м и  $c_0 = 6,93 \cdot 10^{-10}$  м. Англезит образует обычно плотные зернистые или землистые массы, имеющие цвет от белого до серого, желтого или бурого. Англезит хрупкий и при измельчении легко шламуется.

*Пироморфит*  $Pb_5(PO_4)_3Cl$  кристаллизуется в гексагональной сингонии ( $a_0 = 9,95 \cdot 10^{-10}$  м и  $c_0 = 7,31 \cdot 10^{-10}$  м). Крупных скоплений не образует, встречается в зонах окисления сульфидных месторождений вместе с англезитом, миметизитом, вульфенитом. Образует призматические или бочонкообразные кристаллы, реже агрегаты зернистого или натечного вида. Цвет от желтого до зеленого и бурого. В качестве примесей содержит кальций, мышьяк, хром, ванадий. При замещении фосфора в структуре пироморфита мышьяком образуется миметизит  $Pbs(AsO_4)_3Cl$ , а ванадием – ванадинит  $Pb_5(VO_4)_3Cl$ .

Из всего многообразия свинцовых минералов к сравнительно легкофлотуруемым относятся галенит, церуссит, англезит и вульфенит. Пироморфит, миметизит, ванадинит, деклуазит, крокоит – труднофлотуруемые, а плюмбоярозит, биверит, коркит, бэдантит – практически нефлотуруемые минералы.

Достоверные результаты определения минеральных форм свинца при фазовом анализе могут оказать значительную помощь при выборе технологического режима обогащения или переработки исследуемой руды.

Схема полного фазового анализа соединений свинца предусматривает отдельное определение англезита, церуссита, галенита, суммы сильно ожелезненных англезита и церуссита, суммы свинцовых минералов с анионами мышьяка, фосфора и ванадия и суммы свинцовых ярозитов (плюмбоярозита, биверита, коркита, бэдантита).

По результатам фазового анализа соединений свинца ([рис. 36](#)) и меди можно предварительно оценить обогатимость свинцовых руд. По мнению С.И. Митрофанова, например, извлечение свинца из полностью окисленной руды составляет примерно 90 % суммы трех минералов – англезита, церуссита и вульфенита.

Особенности минерального и вещественного состава окисленных и смешанных свинцовых руд определяют основной метод их обогащения – флотацию. Процесс гравитации при обогащении таких руд, несмотря на высокую плотность окисленных свинцовых минералов ( $5,7-7,6$  г/см<sup>3</sup>), характеризуется крайне низким извлечением свинца.

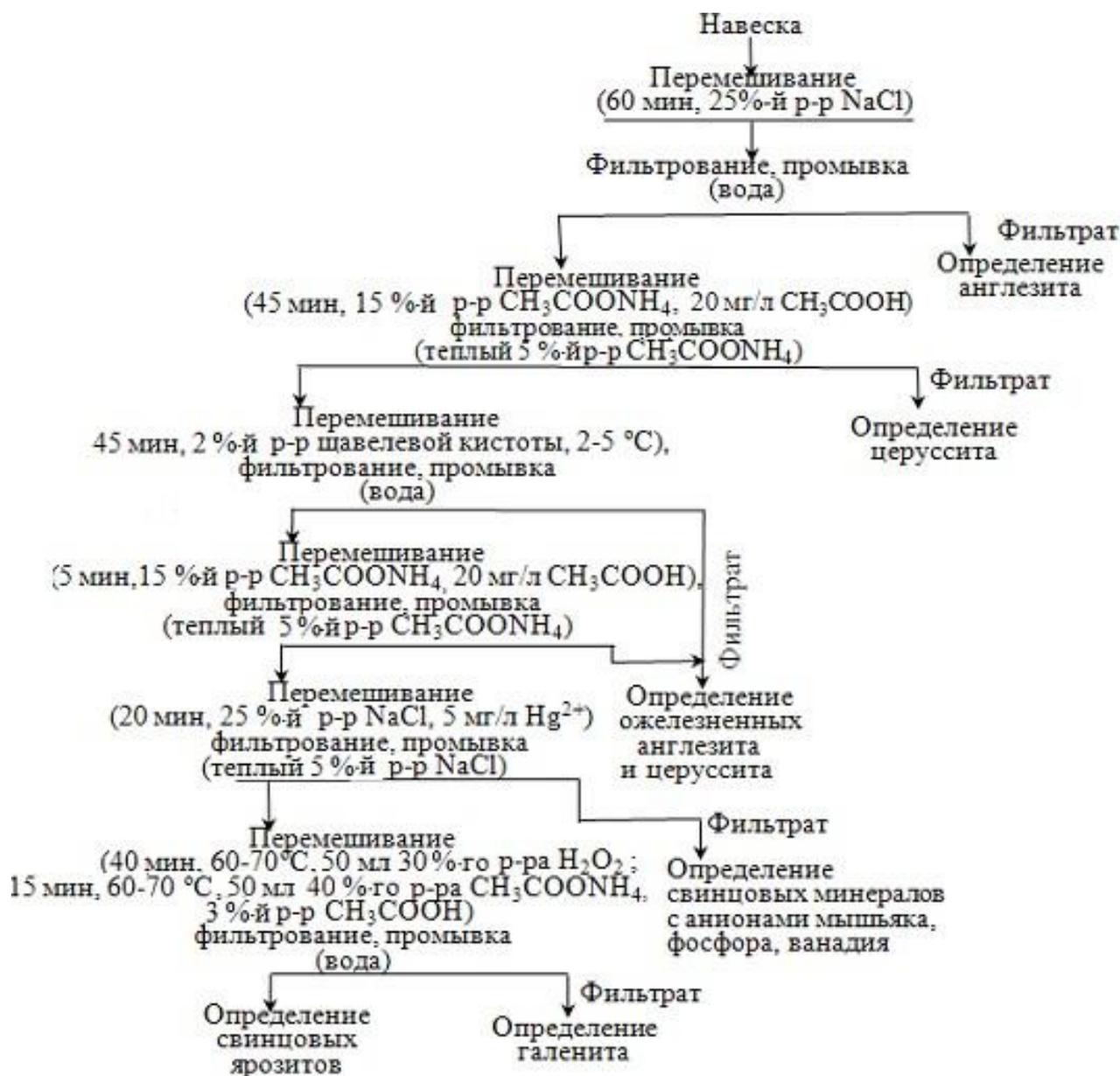


Рис. 36. Схема полного фазового анализа соединений свинца в окисленных и смешанных рудах и продуктах их обогащения

Он может применяться только в комбинированных гравитационно-флотационных схемах при крупной вкрапленности свинцовых минералов, особенно их трудноизвлекаемых разновидностей, например ожелезненного церуссита, фосфатов, арсенатов или свинцовых ярозитов. При большом содержании таких минералов свинца и минералов «связанной» меди в рудах, наличии в них железных охр, доломитов, соединений марганца и глинистого материала эффективная переработка руд может быть осуществлена только по схемам, предусматривающим комбинирование процессов пиро- и гидрометаллургии с процессом флотации.

Месторождения свинец содержащих руд делятся на пять типов: скарбовые, метасоматические, колчеданные стратиформные и жильные. Две трети всех запасов свинца и цинка находится в месторождениях колчеданного и

стратиформного типов.

В скарбовых рудах пустая порода представлена скарнообразующими. Соотношение свинца и цинка в этих рудах обычно составляет 1:1,4. Основные сульфидные минералы в этих рудах – галенит, сфалерит и пирротин. Месторождения этого типа имеют довольно широкое распространение. В СНГ – это Алтынтюпканское и Консайское месторождения, в СНГ Дальнегорское рудное поле; в Югославии – Трепча; в США – Лоурене, Бингем; в Японии – Охори, Камиока; в Швеции – Аммаберг. В рудах метасоматических месторождений соотношение свинца и цинка равно 1:0,8. Запасы этих руд сосредоточены в основном в США, (Ледвилл, Тиник, Юрка). Пустая порода в рудах представлена в основном кварцем и доломитом, присутствует кальцит, анкерит и сидерит ( $\text{FeCO}_3$ ).

Колчеданные руды отличаются высоким содержанием пирита ( $\text{FeS}_2$ ), реже пирротина, сложностью минерального состава и тонким взаимным прорастанием минералов. Колчеданные руды, полиметаллические: они помимо свинца содержат цинк, медь, золото, серебро, кадмий, имеющие промышленное значение. Соотношение свинца и цинка 1:2,4. Месторождение; в СНГ Тишинском, Холодниское, Орловское, Озёрное, Жайремское, Филизчайское; в Австралию Брокен, Хилл и Маунт Айза и др.

Руды месторождений стратиформного типа отличается довольно высоким содержанием свинца и цинка при месторождения. Салливан содержит 83% свинца и 6,5% цинка. Минералы пустой породы в этих рудах обычно представлены кварцем, доломитом, баритом; ( $\text{BaSO}_4$ ); рудные минералы – галинитом, соралитом; в рудах зоны окисления присутствуют аглезит, церуссит, смитсонит ( $\text{ZnCO}_3$ ). Представителями месторождений этого типа в СНГ являются Горевское и Миргалимсайской. В Канады – Пайн – Пойит; В США в долине реки Миссури.

В месторождениях жильного типа соотношение свинца и цинка составляет 1:1,5. В СНГ к этому типу месторождений относится Загидское, руды которого перерабатываются на Мазурской фабрике. В США месторождения – Бингем. Основные породообразующие минералы в этих рудах – кварц и кальцит, рудные минералы – галенит и сфалерит.

По степени окисленности свинецсодержащие руды делятся на сульфидные, смешанные и окисленные.

### **Контрольные вопросы**

1. Назовите минералы свинца, имеющие промышленное значение, напишите их формулы.
2. Перечислите все возможные примеси в основном свинцовом концентрате.
3. Какие минералы свинца относятся к легкофлотируемым, труднофлотируемым и практически нефлотируемым?
4. Какую информацию позволяет получить фазовый анализ окисленных и смешанных свинцовых руд?

5. Нарисуйте схему фазового анализа.
6. Назовите пять типов месторождений свинецсодержащих руд.
7. В каких типах месторождений сосредоточены основные запасы свинца?
8. Назовите основные скарновые месторождения свинца.
9. В чем заключается ценность колчеданных руд? Перечислите наиболее крупные месторождения таких руд.
10. Назовите месторождения стратиморфного типа, их особенности.
11. Какие соотношения свинца и цинка характерны для разных типов руд?
12. Как делятся свинецсодержащие руды по степени окисленности?

## Лекция №24.

### Тема: Технология обогащения полиметаллических руд

#### План:

1. Технология обогащения полиметаллических руд
2. Практика обогащения смешанных и окисленных свинцово-цинковых руд, на зарубежных фабриках

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

*Свинцово-цинковые руды* широко распространены; добываются они примерно на 1300 рудниках. На их долю, например, в СНГ приходится 55% всех перерабатываемых свинцовых руд. Эти руды отличаются большим разнообразием вещественного состава и содержанием свинца и цинка. В последние годы возросло количество труднообогатимых, некондиционных и забалансовых руд, снизилось среднее содержание свинца в перерабатываемых рудах на 20%.

Месторождения свинцово-цинковых руд по современной классификации можно подразделить на следующие типы:

- месторождения замещения в метаморфических породах. В рудах содержится 6-15% свинца, 5-12% цинка, а также медь, серебро и золото. К этому типу относятся месторождения «Салливан» (Канада) и «Брокен-Хил» (Австралия);
- колчеданные месторождения (в эффузивных комплексах). Руды содержат до 25% свинца и 2-22% цинка. К ним относятся месторождения «Флин-Флон» (Канада), «Сьеро-де-Паско» (Перу), «Боудвин» (Бирма) и др.
- месторождения замещения в карбонатных породах. Это прежде всего «плащеобразные» руды, содержащие 1-17% свинца, 2-27% цинка и 2-5% меди. К ним относятся месторождения «Реоцим» (Испания), «Пайнт-Пойнт» (Канада), «Морокоча» (Перу) и др.;
- жильные месторождения. Содержание свинца в рудах составляет обычно 1-20%, цинка 1,5-19%. Эти руды добываются на рудниках США, Италии и Японии.

На фабриках СНГ – Алмалыкской, Текелийской, Карагайлинской, Мизурской, Саларской, Краснореченской и др. перерабатываются свинцово-цинковые руды разнообразного вещественного состава.

Дробление этих руд, как правило, осуществляется по трехстадиальным схемам, без предварительного грохочения в 1 стадии и в замкнутом цикле в последней стадии. Все более широко используется прогрессивная схема дробления с разделением операции предварительного и поверочного грохочения, при которой происходит снижение циркулирующей нагрузки в 1,5-2 раза за счет выделения готового по крупности продукта после 2 стадии дробления.

Обогащение свинцово-цинковых руд, несмотря на их разнообразие, ограничиваются применением комбинированных и чисто флотационных схем.

Предварительное гравитационное обогащение этих руд обычно осуществляется в тяжелой суспензии и в последнее время получает всё большее распространение.

Обогащение в тяжелой суспензии, как правило, подвергается руда после среднего дробления, имеющая крупность 100-50мм, из которой предварительно удаляется класс-16мм и которая подвергается обесшламливанию.

Обогащение проводится в суспензии, плотность которой зависит от плотности вмещающих пород, распределения минералов цветных металлов и гранулометрической характеристики обогащаемого материала. Обычно она составляет 2,6-2,8 г/см<sup>3</sup>, в качестве утяжелителя применяется гранулированный ферросилиций плотностью 6,4-4 г/см<sup>3</sup>, содержащий 10-20% кремния. Для лучшей регенерации ферросилиций, как правило, смешивают с магнетитом, имеющим плотность 5,2 г/см<sup>3</sup>. Соотношение ферросилиция и магнетита в смеси составляет от 1,5-1, до 2-1.

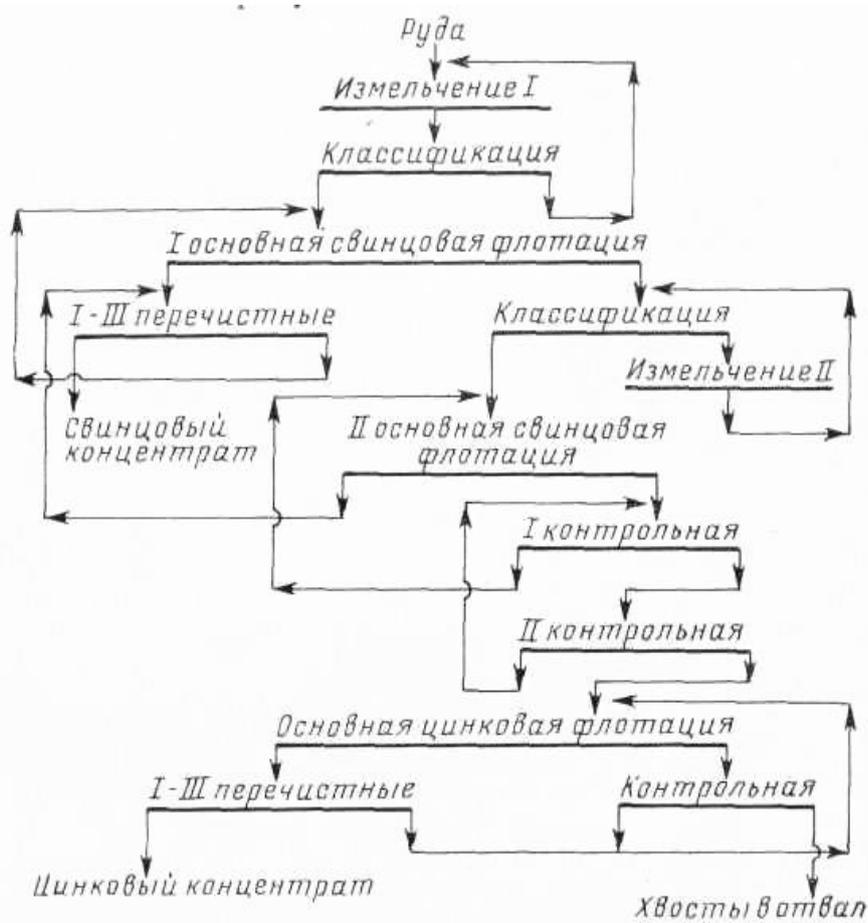


Рис. 9.1. Схема прямой селективной флотации свинцово-цинковых руд на фабрике «Дальполиметалл»

Получаемый по схеме коллективно-селективной флотации свинцово-цинковый концентрат (рис.9.1.) перед разделением подвергают десорбции,

которая проводится сернистым натрием (4—6 кг/т концентрата) при содержании твердого в пульпе 60—65%. После десорбции сфалерит подавляется обычными реагентами, а галенит извлекается в пенный продукт. Из хвостов свинцовой флотации в известковой среде после активизации медным купоросом (100—1000 г/т) с помощью сульфгидрильного собирателя извлекается сфалерит. Для получения пиритного концентрата в хвостах цинковой флотации снижают щелочность до нейтральной и подают собиратель и пенообразователь.

Прямая селективная схема флотации применяется для обогащения руд на Центральной обогатительной фабрике комбината «Дальполиметалл»). На фабрике перерабатываются руды Ахобинского, Ново-Монастырского и Верхнего месторождений. По текстурным и структурным особенностям выделяется несколько типов руд: прожилково-вкрапленные, крупнозернистые и мелкозернистые, а также окисленные. Кроме того, в зависимости от содержания окисленных и сульфидных форм минералов они подразделяются на сульфидные (руды Верхнего месторождения) и смешанные (руды Ахобинского и Ново-Монастырского месторождений).

На свинцово-цинковой фабрике Алмалыкского горно-металлургического комбината перерабатываются руды Алтын-Топканского, Сардобского и Кургашинканского месторождений. Руды первых двух месторождений относятся к сульфидным вкрапленным и прожилково-вкрапленным. Небольшая часть их представлена сплошными (колчеданными) рудами. Рудные минералы представлены сфалеритом (2—3%), галенитом (1—2%), а также церусситом, смитсонитом и каламином. Халькопирит присутствует в небольшом количестве в виде эмульсионной вкрапленности в сфалерите. Минералы пустой породы представлены кварцем и полевыми шпатами (30—40%), пироксенами и гранатами (20—25%), карбонатами (25%), серицитом и хлоритом (7—8%) - Особенностью алтынтюпканских руд является тонкая, доходящая до эмульсионной взаимная вкрапленность сульфидов.

Руды Кургашинканского месторождения относятся к сульфидным и смешанным и характеризуются большим содержанием легкошламуемых минералов пустой породы — серицита и каолинита (14%), хлорита (7%) и карбонатов (26—30%). Сульфидные минералы представлены в виде тонкой и крайне неравномерной вкрапленности.

На фабрике применяется коллективно-селективная схема флотации (рис. 9.2.). Руды Алтын-Топканского и Сардобского месторождений подвергаются трехстадиальному дроблению и грохочению с промывкой до крупности —20 мм, а затем совместно обогащаются. Руда Кургашинканского месторождения перерабатывается отдельно с получением коллективного свинцово-цинкового концентрата. Перед селективной флотацией коллективные концентраты объединяются и дальнейшее обогащение их осуществляется совместно.

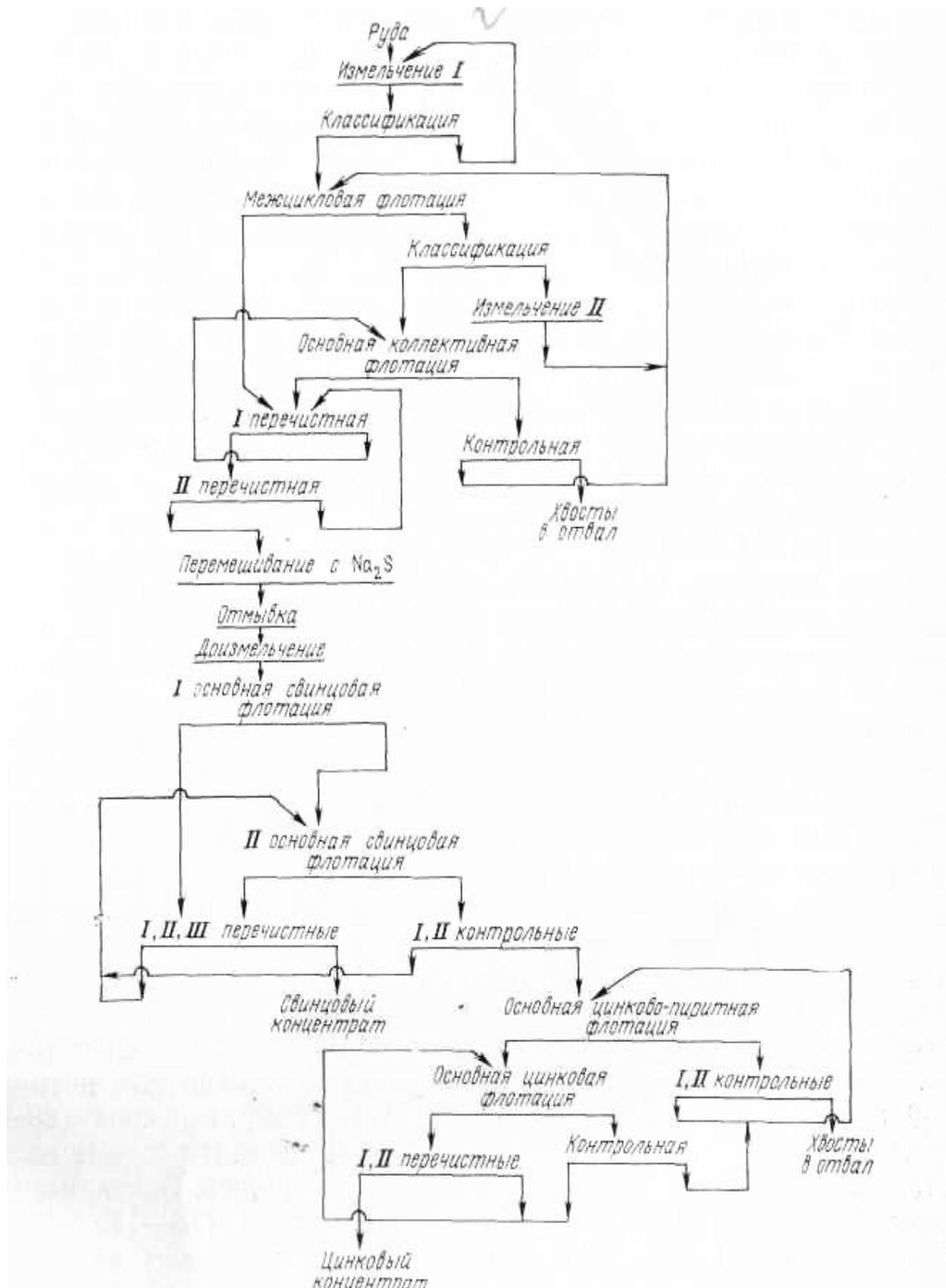


Рис. 9.2. Схема коллективно-селективной флотации свинцово-цинковых руд на Алмалыкской свинцовой фабрике

Руда после измельчения до 35—45% класса —0,074 мм в присутствии

сода (50—80 г/т) и сернистого натрия (60—65 г/т) поступает в межцикловую флотацию, куда подается медный купорос (75—98 г/т) и бутиловый ксантогенат (15—22 г/т). Хвосты межциклового флотации доизмельчаются до 77—85% класса —0,074 мм и направляются на основную коллективную флотацию с подачей медного купороса (35—54 г/т) и ксантогената (11—16 г/т). Особенностью этого цикла технологической схемы является то, что разгрузка мельницы II стадии измельчения без классификации поступает сразу в межцикловую флотацию. Контрольная коллективная флотация проводится в присутствии сернистого натрия (35—41 г/т) и ксантогената (4—8 г/т).

После двух перечисток коллективный концентрат направляется на десорбцию с сернистым натрием (100—150 г/т руды), отмывку и доизмельчение. Десорбция собирателя улучшается в сильнощелочной среде при 85°C, при этом снижается расход сернистого натрия и повышаются показатели селективной флотации.

После десорбции коллективный концентрат доизмельчается до 83—85% класса —0,044 мм. В мельницы доизмельчения подаются цианистый натрий (18—20 г/т), цинковый купорос (100—110 г/т) и сульфит натрия (45—46 г/т) для подавления сфалерита.

В / основную свинцовую флотацию подается ксантогенат (5—6 г/т), во II основную свинцовую флотацию — цианистый натрий (7—9 г/т), цинковый купорос (45—50 г/т), сульфит натрия (20—21 г/т), а также ксантогенат (9, г/т). Эти же реагенты, кроме цианистого натрия, подаются в / контрольную свинцовую флотацию — цинковый купорос (20—25 г/т), сульфит натрия (10—11 г/т) и ксантогенат (2—3 г/т). Перечистки свинцового концентрата проводятся в присутствии цинкового купороса (25—30 г/т в /), цианистого натрия (5—6 г/т в / и 3—10 г/т во //) и сульфита натрия (12—13 г/т в / и 7—8 г/т во //).

После активации медным купоросом и подачи ксантогената (9—12 г/т) из хвостов контрольной свинцовой флотации получают коллективный цинково-пиритный концентрат. После контрольной цинково-пиритной флотации, в которую подается 25—30 г/т медного купороса и 5—6 г/т ксантогената, выделяются отвальные хвосты.

Полученный в этом цикле цинково-пиритный концентрат направляется на цинковую флотацию при pH 10,5—11 с подачей извести, ксантогената (1—2 г/т) и медного купороса (1—2 г/т). Цианистый натрий (до 8 г/т) добавляется в цинковую флотацию при большом содержании в руде пирита. Контрольная флотация проводится с подачей медного купороса (2—5 г/т) и ксантогената (1—2 г/т). После двух перечисток при pH 11,5 получается цинковый концентрат, содержащий 54—55% цинка при извлечении 75%. Свинцовые концентраты содержат 50—54% свинца при извлечении 83%.

Наиболее легкообогатимыми являются сульфидные свинцово-цинковые руды с небольшим содержанием пирита и сульфидов меди. В таких рудах, как правило, сфалерит нефлотоактивен и хорошо подавляется небольшими

количествами цинкового купороса или цианида. Активация сфалерита осуществляется медным купоросом, расход которого редко превышает 500 г/т.

### **Практика обогащения смешанных и окисленных свинцово-цинковых руд, на зарубежных фабриках**

Смешанные и окисленные свинцово-цинковые руды перерабатываются в основном на фабриках Италии, Испании, Франции, Марокко, ФРГ и Перу.

Среди 25 зарубежных фабрик, на которых обогащаются свинцово-цинковые руды, наиболее крупными являются «Мехерник» (ФРГ), «Замеджа» (Марокко), «Монтепони» и «Монтевеккьо» (Италия), производительность которых составляет 1,6-6 тыс. т/сут.

Основной метод обогащения этих руд – флотация с предварительной сульфидизацией в щелочной среде. Для сульфидизированных окисленных свинцовых минералов предпочтение отдается длинноцепочечным ксантогенатам, например, амиловым. При флотации окисленных минералов цинка наиболее высокие показатели получены с применением жирных аминов. Иногда для этих руд применяются комбинированные флотационно-гравитационные схемы.

Примером успешного промышленного освоения технологии обогащения смешанных и окисленных свинцово-цинковых руд могут служить фабрики Италии, большинство которых расположено на о. Сардиния.

Подобная схема применяется на фабрике «Райбл» производительностью 1300 т/сут сульфидной и 360 т/сут окисленной руды.

Сульфидные руды после трех стадийного дробления классифицируются. Класс-6 мм обесшламливается и после до измельчения направляется на флотацию, а класс –6 мм идет на обогащение в тяжелой суспензии. По схеме прямой селективной флотации получается свинцовый концентрат, содержащий 54% свинца при извлечении 80%, и цинковый концентрат, содержащий 54% цинка при извлечении 68%.

Окисленные руды после дробления до крупности –16 мм в три стадии (после II стадии дробления обесшламливается) направляются на измельчение до крупности 100% класса-0,16 мм а затем на свинцовую флотацию. Для извлечения окисленных свинцовых минералов в этом цикле используется сернистый натрий (1500 г/т), а для создания необходимой щелочности пульпы – сода (150 г/т). Минералы пустой породы подавляются жидким стеклом (200г/т). В качестве собирателя применяется смесь амилового (75%) и этилового (25%) ксантогенатов (20г/т); вспениватель – крезоловая кислота (50г/т).

Из хвостов свинцовой флотации извлекается сфалерит после активации медным купоросом (1500г/т).

Процесс флотации окисленных минералов цинка амином из окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд в слабокислой среде после предварительной сульфидизации сернистым натрием освоен на фабриках «Сэртори» и «Сан-Джиовани».

Смешанные руды содержат 1,3% свинца, причем 0,6% в виде галенита и 0,7% в виде церуссита. Содержание цинка 5%, из них 3% в виде сфалерита и 2% в виде каламина ( $2\text{ZnOSiO}_2\text{H}_2\text{O}$ ) в руде содержится также 5% железо в форме пирита и оксиды железа.

Сульфидные руды перед флотацией измельчаются в две стадии до крупности 80% класса  $-0,074$  мм сначала в стержневой а затем в шаровой мельницах. Флотационный цикл секции сульфидных руд состоит из основной, контрольной цинковой флотации и двух перечестных операций.

Смешанные и окисленные руды после II стадии дробления подвергается предварительному обогащению в тяжелой суспензии в барабанных сепараторах и циклонных сепараторах. Легкая фракция после обогащения окисленной руды в тяжелой суспензии направляется на флотации. Тяжелая фракция, выделенная при обогащении класса +6мм смешанной руды, идет на III стадии дробления, а легкая фракция используется для получения бетона и при строительстве дорог.

Все руды обогащаются по схеме селективной флотации. Смешанные руды (тяжелая фракция) измельчается в одну стадию в шаровой мельнице до 80% класса  $- 0,074\text{мм}$  и направляются на флотацию галенита, а затем сфалерита.

На фабрике «Джорно» флотация окисленной цинковой руды осуществляется с подогревом пульпы до  $50^\circ\text{C}$  и последующей подачей медного купороса и сернистого натрия. Собиратель — смесь высших и низших ксантогенатов.

На фабрике «Мамели» перерабатывается смешанная свинцово-цинково-пиритная руда, содержащая 2,89% свинца и 1,99% цинка. В руде содержатся галенит, церуссит, англезит, сфалерит, немного смитсонита и гидроцинкита. Схема, по которой обогащаются руды, является комбинированной гравитационно-флотационной.

После трехстадиального дробления руда обогащается в тяжелой суспензии и на отсадочных машинах с выделением свинцового концентрата, отвальных хвостов и промпродукта. Промпродукт измельчается и направляется на свинцовую флотацию с двумя перечистками. В этот цикл флотации подаются: сода (1400 г/т), цианистый натрий (30 г/т), цинковый купорос (700 г/т), жидкое стекло (200 г/т) и смесь амилового и гексилового ксантогенатов в соотношении 1:1 (55 г/т). Флотация проводится при pH 8,5—9.

Хвосты основной флотации свинца направляются на цинковую флотацию, которая проводится в присутствии медного купороса (600 г/т), жидкого стекла (400 г/т) и смеси этилового и гексилового ксантогенатов (20 г/т). Хвосты цинковой флотации классифицируются в гидроциклонах, пески которых направляются на пиритную флотацию, а слив — на сгущение.

Сгущенный продукт вместе с хвостами пиритной флотации поступает на церусситовую флотацию. Церусситовый и галенитовый концентраты объединяются. В общем свинцовом концентрате содержание свинца составляет 61,3% при извлечении 74,75%; в цинковом концентрате

содержание цинка составляет 35,4% при извлечении 69%.

В В Перу свинцово-цинковые сульфидно-окисленные и окисленные руды перерабатываются на 47 фабриках производительностью 45—6000 т/сут. Самая крупная из этих фабрик «Парагча» перерабатывает труднообогатимые руды (6000 т/сут), содержащие 3,1% свинца, 8% цинка и 93,3 г/т серебра. Руды отличаются тонкой вкрапленностью, наличием свинца в окисленной форме и тонким взаимным прорастанием пирита и серебра. Рудные минералы представлены сфалеритом, галенитом и марматитом.

Сложным характером руды объясняется сложность применяемой технологической схемы селективной флотации, состоящей из двух циклов — свинцового и цинкового, которые включают стадийное измельчение и флотацию с большим числом (4—5) перечистных операций.

Низкое извлечение свинца в свинцовый концентрат (69—70%) объясняется переизмельчением галенита и наличием свинца (до 0,3—0,4%) в окисленной форме. Извлечение цинка достигает 81%. Присутствующее в руде серебро на 40% извлекается в свинцовый концентрат.

Комбинированная флотационно-гравитационная схема применяется на другой фабрике Перу — «Сан- Висенте», перерабатывающей свинцово-цинковые руды (200 т/сут) с большим содержанием церуссита. Технологическая схема фабрики включает селективную свинцовую и цинковую флотацию, которая проводится в монокамерных машинах Серрано с объемом камер 10 и 20 м<sup>3</sup>.

Хвосты цинковой флотации, содержащие окисленные цинковые минералы, направляются в гравитационное отделение, оборудованное винтовыми сепараторами Хэмфри № 24А. Хвосты сепараторов поступают в отвал, а концентрат — в гидроциклоны, пески которых обогащаются на концентрационных столах Вильфлея №6. Общий цинковый концентрат содержит 40% цинка при извлечении в него окисленных цинковых минералов 30 – 35%.

### **Контрольные вопросы**

1. Объясните технологические схемы обогащения в тяжелой суспензии сульфидных смешанных полиметаллических руд.
2. Приведите пример селективной флотации свинцово-цинковых руд.
3. Приведите пример обогащения свинцово-цинковых руд на Алмалыкской свинцовой обогатительной фабрике.
4. Поясните отличие минералогического, химического состава сульфидных, окисленных и смешанных полиметаллических руд.
5. Каковы основные характеристики обогащения окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд?
6. Опишите основные минералы в окисленных и смешанных рудах, каково процентное содержание каждого из них в руде?
7. Каковы сходства и различия в обогатительных фабриках,

обогащаемых окисленные, смешанные свинцово-цинковые руды?

## Лекция №25.

### Тема: Технология обогащения медно-цинковых руд

#### План:

1. Технология обогащения медно-цинковых руд
2. Минералы и руды цинка

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Среднее содержание цинка в земной коре (кларк) составляет  $8,3 \cdot 10^{-3}$  % по массе. В природе известно 66 минералов, в состав которых входит цинк, однако его основными промышленными минералами являются в сульфидных рудах – сфалерит, в окисленных – смитсонит и каламин (табл. 15).

*Сфалерит*, или *цинковая обманка*,  $ZnS$  – основной промышленный минерал цинка. Он обычно присутствует в гидротермальных залежах всех видов. Содержит в виде изоморфных примесей железо (до 26 %), марганец, кадмий, галлий, германий, индий, кобальт, ртуть. Богатая железом разновидность сфалерита – мартит – отличается бурым, коричневым или даже черным цветом в зависимости от содержания железа. Бесцветная или слабоокрашенная разновидность (содержащая мало железа) называется клейофаном. Кроме того, различают две полиморфные модификации цинковой обманки – кубическую (сфалерит) и гексагональную (вюрцит).

Таблица 15. Характеристика основных цинковых минералов

Минерал	Формула	Содержание цинка, %	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость по шкале Мооса
Сфалерит	$ZnS$	67,1	3,5–4,2	3–4
Смитсонит	$ZnCO_3$	59,5	3,58–3,8	2,5
Каламин	$2ZnO_4 \cdot SiO_2 \cdot H_2O$	53	3,4–3,5	4–5
Цинкит	$ZnO$	80,3	5,7	5–6
Виллемит	$2ZnO \cdot SiO_2$	59,1	4,1	4
Франкилит	$(Zn, Mn)O \cdot Fe_2O_3$	–	5,0–5,2	6

Структура сфалерита – плотнейшая кубическая упаковка из атомов серы, в тетраэдрических пустотах которой находятся атомы цинка. В природных кристаллах цинковой обманки возможны чередования кубических и гексагональных разновидностей. Блеск сфалерита алмазный.

Сфалерит – самый плохой проводник электричества среди обычных сульфидов. Для чистого сфалерита удельное сопротивление составляет  $10^{12}$  Ом·м. Наличие электропроводности у сфалерита объясняется присутствием примесей, прежде всего железа, которое ввиду близости ионных радиусов с цинком может его изоморфно замещать в кристаллической решетке.

*Смитсонит*  $ZnCO_3$  (64,9 %  $ZnO$ ) – типичный минерал зоны окисления

месторождений первичных сульфидных руд цинка. Он относится к группе природных карбонатов; содержит в виде примесей железо, марганец, кадмий, кобальт, магний, свинец. Кристаллизуется в тригональной системе, но крупные кристаллы редки, обычно встречается в виде зернистых или землистых масс и натечных агрегатов. Имеет окраску от белой до желтоватой и бурой.

*Каламин*, или *гемиморфит*, *галмей*,  $2ZnO \cdot SiO_2 \cdot H_2O$  относится к водным силикатам цинка. Образуется в зоне окисления свинцово-цинковых месторождений. Кристаллизуется в ромбической системе, но кристаллы обычно мелкие и встречаются только в пустотах. Чаще наблюдается в виде кристаллических корок с радиально-лучистым строением, иногда в виде почковидных и сталактитовых масс. Цвет от белого до зеленоватого (с примесью железа) и голубоватого (с примесью меди). Иногда образует в зоне окисления значительные скопления, имеющие промышленные значения (о. Сардиния).

Трудности обогащения медно-цинковых руд обусловлены несколькими причинами.

1. Сложное и довольно тесное взаимопроращение части сульфидов, для раскрытия которых требуется очень тонкое измельчение. Например, для вкрапленных сульфидных руд Урала необходимая крупность измельчения составляет 90–96 % класса  $-0,074$  мм, а для сплошных колчеданных руд – 90–94 % класса  $-0,043$  мм. Многообразие медьсодержащих минералов, обладающих различной измельчаемостью, также предопределяет некоторые трудности в выборе схемы измельчения и классификации. При существующей технике измельчения половина потерь меди и цинка в хвостах и разноименных концентратах приходится на сrostки, тогда как другая половина потерь сульфидов этих металлов связана с их переизмельчением ([рис. 53](#)). Недостаточная степень раскрытия сrostков сульфидных минералов при переизмельчении их части на некоторых фабриках обусловлена также многосортностью и переменным составом смеси перерабатываемых руд, отличающихся своими физическими свойствами и измельчаемостью. Необходимость сокращения потерь требует дальнейшего совершенствования измельчительных и классифицирующих аппаратов и режимов их работы, развития стадильности схем измельчения и флотации (учитывая полидисперсную вкрапленность минералов меди, цинка, пирита и наличие различных их генераций), совершенствования и оптимизации селективной флотации тонкоизмельченных материалов.

2. Близость флотационных свойств сульфидов меди и активированных ионами меди сульфидов цинка. В обоих случаях на поверхности образуются медьсодержащие соединения собирателя. Избирательное разрушение и предотвращение образования таких соединений на сульфидах цинка в условиях селективной флотации требует тщательной регулировки соотношения концентраций реагентов в пульпе.

3. Неодинаковая флотуемость различных сульфидов меди и цинка ([рис. 54](#)). Вторичные сульфиды меди (ковеллин, борнит, халькозин), не

затронутые процессами окисления, обычно обладают более высокой флотационной способностью, чем халькопирит, который, в свою очередь, флотируется лучше, чем теннантит или тетраэдрит. Причиной неодинаковой флотуемости разных сульфидов меди являются различия в природе их поверхности, способности к окислению и в значениях необходимой концентрации собирателя при флотации. Одна из причин неодинаковой флотуемости разновидностей сфалерита – различное содержание в них изоморфной примеси железа (от 0 до 20 %), кадмия (до 2,5 %), индия, галлия.

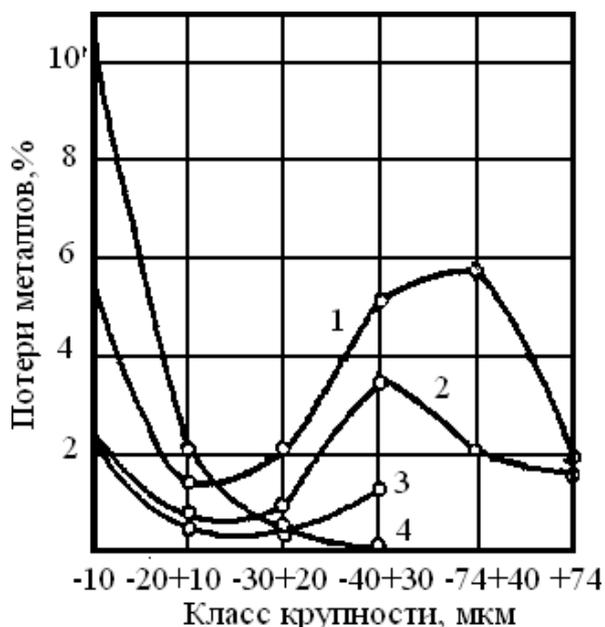


Рис. 53. Потери меди (1) и цинка (2) в хвостах, меди в цинковом (3) и цинка в медном (4) концентратах по классам крупности (по данным В.А. Бочарова, М.Я. Рыскина, В.Н. Филимонова и др.)

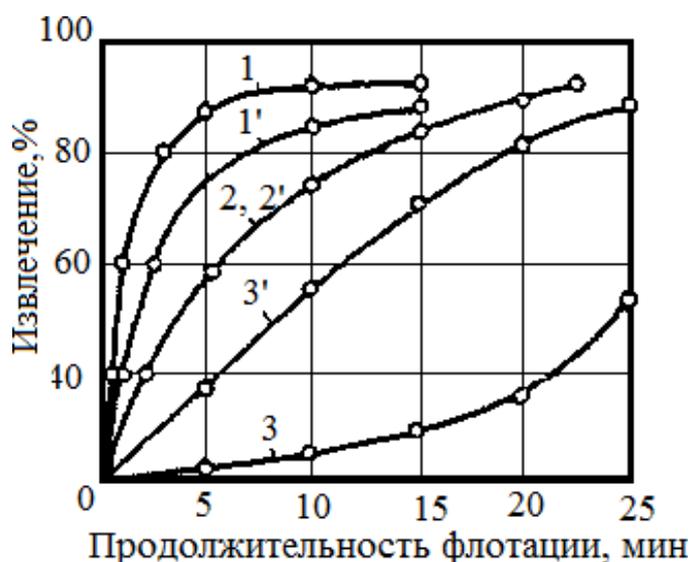


Рис. 54. Естественная флотуемость минералов цинка (1–3) и меди (1'–3') из медно-цинковых руд различных месторождений (по данным В.А.

Бочарова, М.Я. Рыскина, В.Н. Филимонова и др.)

Например, возрастание содержания изоморфного железа в сфалерите увеличивает его чувствительность к депрессирующему действию извести. Так как сфалерит активируется не только при загрузке медного купороса, но и под действием катионов тяжелых металлов, находящихся в равновесии с продуктами окисления или растворения других сульфидов, то различная степень «природной» активации сульфидов цинка в различных участках одного и того же месторождения также может послужить причиной неодинаковой флотуемости сфалерита. Особенно сильная активация его наблюдается в присутствии вторичных сульфидов и окисленных минералов меди, что является основной причиной особых трудностей флотационного разделения сульфидов меди и цинка при переработке руд зоны вторичного обогащения. Легкая окисляемость вторичных сульфидов меди при этом и наличие растворимых минералов меди в некоторых типах руд приводят к активации не только сульфидов цинка, но и сульфидов железа, что еще более осложняет селективную флотацию сульфидных минералов.

4. Непостоянство вещественного состава руд по содержанию основных металлов, сульфидов и вторичных минералов меди, создающих при отсутствии усреднительных и шихтовальных складов и систем автоматизации значительные трудности при регулировании технологического процесса и управлении им на обогатительных фабриках.

Отмеченные особенности вещественного состава являются причиной недостаточно высоких показателей обогащения некоторых медно-цинковых руд и преодолеваются посредством разработки развитых технологических схем с использованием эффективных реагентных режимов селективной флотации, учитывающих особенности флотационных свойств разделяемых минералов.

## Типы руд

Запасы медно-цинковых руд сосредоточены в основном в России, Канаде, Финляндии, Норвегии и Японии. Они представлены двумя типами – вкрапленные, содержание сульфидов в которых не превышает 20–50 %, и сплошные, или колчеданные, в которых содержание сульфидных минералов, и в первую очередь пирита, может достигать до 90 % и более.

В России медно-цинковые руды расположены на Урале и являются в основном *колчеданными*. Эти руды сильно различаются по минеральному составу, характеру вкрапленности ценных минералов, содержанию меди, цинка и серы и их соотношению. Кроме того, в них наблюдается преобладание сульфидов железа (пирита, пирротина, марказита), суммарное содержание которых может достигать 90 %. Другие рудообразующие сульфидные минералы – халькопирит, сфалерит, борнит, блеклые руды, галенит. Содержание их не превышает 15–20 %. Минералы пустой породы представлены серицитом, хлоритом, кварцем и баритом.

Все колчеданные руды отличаются сложным минеральным составом (в

них обнаружено около 130 минералов), разнообразной текстурой (от массивной до колломорфной), структурой и степенью метаморфизма. Один и тот же минерал может быть представлен генерациями, различающимися формой, размером зерен, содержанием микропримесей и включениями других минералов.

Основной рудообразующий минерал – пирит – представлен 3–4 генерациями кристаллических и колломорфных образований различной крупности: 0,001–30 мм. Отмечается три генерации халькопирита, имеющего размер выделений 0,001–2 мм и связанного с пиритом и сфалеритом. Сфалерит представлен мелкими изолированными включениями в пирите, а также прожилками и колломорфными образованиями, связанными с халькопиритом и пиритом. Крупность зерен сфалерита – 0,001–0,5 мм. В халькопирите, сфалерите и пирите имеются мелкие включения блеклых руд с размером зерен 0,02–0,5 мм.

В верхних горизонтах Гайского и Учалинского месторождений и в нижних горизонтах Карабашского и других месторождений встречаются борнит, халькозин и ковеллин, которые образуют тонкие сростания со сфалеритом и включения в других сульфидах. Размер зерен этих минералов составляет 0,05–3 мм.

Сложные условия образования рудных минералов уральских месторождений обусловили развитую трещиноватость пирита, наличие халькопирита и сфалерита (между зернами пирита, который находится в тесном сростании с ними. Для раскрытия этих сложных по структуре и крупности сростков требуется измельчение до 100 % класса –0,02 (0,03) мм, в то время как отделение сульфидных минералов от минералов пустой породы происходит при измельчении руды до 60–70 % класса –0,074 мм.

Наличие в руде различных сульфидов меди, а также сульфатов и окислов меди, присутствие сфалерита, обладающего различной степенью флотуемости, и флотоактивного пирита, неблагоприятное соотношение в руде меди и цинка (от 1:2 до 1:0,3) создают значительные трудности в осуществлении селективной флотации и делают медно-цинковые руды Урала труднофлотуемыми.

Медно-цинковые руды Канады в основном *вкрапленные*. Соотношение меди и цинка в них составляет от 1:1,5 до 1:6, что является благоприятным для их извлечения. Содержание меди в руде 1–4 %, цинка – 2–8 %, серы в виде пирита – 10–25 % (реже 35–38 %). Сульфидные минералы – халькопирит, сфалерит и пирит – крупно и равномерно вкраплены в пустой породе, поэтому они освобождаются при измельчении до 70–80 % класса –0,074 мм. Крупнейшие медно-цинковые месторождения Канады: Руттен, Фокс Лейк, Маттагами, Норанда, Экстол и др.

Сульфидные более тонковкрапленные руды перерабатываются на фабриках Финляндии. Основные запасы медно-цинковых руд сосредоточены в месторождении Пюхасалми. Рудные минералы – сфалерит, халькопирит и пирит. Нерудные минералы и агрегаты – кварц, гнейсы, барит и серицито-

кварциты. Иногда в рудах присутствуют значительные количества вторичных минералов меди. Встречаются арсенопирит, молибденит, золото. Руды отличаются большой абразивностью.

*Жильные* медно-цинковые руды обогащаются на фабриках Японии. В основном эти руды являются легкообогатимыми, так как пустая порода в них представлена кварцем. Однако имеются значительные запасы труднообогатимых так называемых «черных руд», или «Куроко», которые характеризуются тонкой вкрапленностью полезных минералов, сложным вещественным составом, присутствием первичных шламов. В «черных рудах» полезные минералы представлены сфалеритом, галенитом, халькопиритом и тетраэдритом. Минеральный состав руд сложен. Руды отличаются невысоким содержанием меди (0,44–2,3 %), цинка (0,33–2,61 %), золота (0,2–0,84 г/т) и серебра (10–30 г/т).

Текстура руд от вкрапленной до сплошной массивной. В зоне вторичного обогащения встречаются вторичные минералы меди, а также окисленные минералы меди, свинца, цинка и железа. Вмещающие породы – риолит, кварц, риолитовая лава, вулканические туфы, глины, аргиллиты. Руды отличаются непостоянством вещественного состава, легкой окисляемостью сульфидных минералов. Все это делает руды труднообогатимыми, требует введения операций протирки, промывки, подогрева пульпы и т.п. Эти руды перерабатываются на фабриках «Хитачи», «Камикита», «Осоридзава» и др.

### **Контрольные вопросы**

1. Назовите основные промышленные минералы цинка, напишите их формулы.
2. Какие изоморфные примеси присутствуют в сфалерите?
3. Чем отличается сфалерит от вюрцита?
4. Как называются разновидности сфалерита: богатая и малосодержащая железо?
5. Чем обусловлены трудности обогащения медно-цинковых руд?
6. Какая крупность измельчения необходима для вкрапленных сульфидных и сплошных колчеданных руд?
7. Каковы основные меры по преодолению трудностей, препятствующих достижению высоких показателей обогащения медно-цинковых руд?
8. В каких странах сосредоточены основные запасы медно-цинковых руд?
9. Каковы особенности вещественного состава медно-цинковых руд Урала?
10. Назовите минералы пустой породы.
12. Какое соотношение меди и цинка в рудах Урала и Канады?
13. Какие особенности медно-цинковых руд Канады делают их более благоприятными для обогащения?

14. Назовите крупнейшие медно-цинковые месторождения Канады и Финляндии.
15. Чем характеризуются «черные руды»?
16. Чем характеризуются «цветные руды»?
17. Чем характеризуются «благородные металлы»?

## Лекция №26.

### Тема: Флотационные свойства минералов цинка

#### План:

1. Технология обогащения цинковых руд
2. Технические требования к цинковым концентратам

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

#### Флотационные свойства минералов цинка

Флотационные свойства сфалерита изучены достаточно подробно. Его флотуемость, как установлено многочисленными исследованиями, зависит от вещественного состава и элементов, которые могут входить в виде изоморфной примеси в его кристаллическую решетку. Они оказывают влияние на характер взаимодействия сфалерита с собирателями, подавителями и активаторами.

Особенно большое влияние на флотуемость сфалерита оказывает двухвалентное железо. Однако однозначной зависимости между флотуемостью сфалерита и содержанием в нем железа (0,64–19,5 %) не наблюдается. Флотационные свойства сфалерита зависят не только от содержания примесного железа, но и от того, в какой форме оно находится: в виде изоморфной примеси или в виде эмульсионной вкрапленности пирротина. При изоморфной форме примесного железа флотуемость сфалерита возрастает с уменьшением содержания железа. Если железо присутствует в виде пирротина, такой связи не наблюдается.

Лучше всего флотуется маложелезистый сфалерит. Увеличение содержания железа в кристаллической решетке сфалерита повышает его способность к окислению и гидратации в результате образования на поверхности гидроксида железа. Увеличение содержания железа приводит к снижению флотуемости неактивированного сфалерита, что объясняется слабой прочностью закрепления ксантогената вследствие хорошей растворимости образующихся ксантогенатов цинка и железа.

Окисленные цинковые минералы, и прежде всего смитсонит и каламин, очень плохо сульфидизируются. Кроме того, эти минералы присутствуют в зоне окисления руд цветных металлов, где имеются не только обычные железосодержащие минералы (лимонит), но и растворимые соли, которые нивелируют флотационные свойства окисленных минералов и значительно осложняют их селективную флотацию.

Процесс сульфидизации окисленных цинковых минералов, осуществляемый сернистым натрием, значительно улучшается в присутствии активатора (медного купороса) при низких значениях pH и температуре 50–60 °С. В этих условиях после сульфидизации смитсонит и каламин можно флотировать ксантогенатами.

Наиболее высокие результаты флотации смитсонита и каламина

обеспечивает применение катионных собирателей, и прежде всего прямоцепочечных алифатических аминов. Как показала практика на фабриках Италии, адсорбция этих собирателей улучшается после обработки минералов медным купоросом или сернистым натрием.

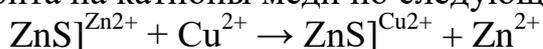
### Реагенты, применяемые для флотации цинковых минералов

Неактивированный свежееобнаженный сфалерит обладает достаточно хорошей естественной флотуемостью и может флотироваться в кислой среде одним вспенивателем. Добавки углеводов, например керосина, повышают флотуемость такого сфалерита. В отличие от других сульфидов окисление поверхности сфалерита приводит к снижению его флотуемости, что можно объяснить образованием ионов  $\text{SO}_4^{2-}$  и  $\text{Zn}^{2+}$ , которые повышают гидратацию поверхности. Продуктами окисления сульфидов цинка до pH 5,0–5,2 является карбонат цинка  $\text{ZnCO}_3$ , при более высоких значениях pH преобладает  $\text{Zn}(\text{OH})_2$ . В нейтральной, слабокислой и слабощелочной среде встречаются оба продукта окисления сфалерита. Если в сфалерите имеется железо, то в продуктах реакции окисления присутствуют  $\text{Fe}(\text{OH})_3$ ,  $\text{Fe}(\text{OH})_2$  и  $\text{FeCO}_3$ .

В качестве пенообразователей на зарубежных фабриках применяют в основном метилизобутилкарбинол (примерно 75 г/т), сосновое масло (примерно 25 г/т) и реже доуфрос, ТЭБ; в отечественной практике используют главным образом Т-80, ИМ-68 и тяжелые масла.

Для активации флотации сульфидов цинка наиболее широко применяют медный купорос.

Высшие ксантогенаты могут хорошо флотировать неактивированный сфалерит. Однако обычно для повышения флотуемости сфалерит перед взаимодействием его с собирателем активируют. Лучшими активаторами его поверхности являются соли тяжелых металлов, которые образуют с ксантогенатом более труднорастворимые соединения, чем цинк. Практически на всех обогатительных фабриках, перерабатывающих сфалеритсодержащие руды, для активации сфалерита применяют медный купорос. Активация происходит в результате обмена катионов цинка кристаллической решетки сфалерита на катионы меди по следующей схеме:



Обмен прекращается при образовании монослоя  $\text{CuS}$ . При этом максимум адсорбции меди наблюдается при pH около 6 (рис. 55). Для флотации сфалерита с небольшим содержанием железа достаточно, чтобы на его поверхности сорбировалось около 22–25 % условного монослоя  $\text{CuS}$ . Для сфалерита с высоким содержанием железа нужен более плотный сорбционный слой. Предварительная активация сфалерита ионами меди увеличивает сорбцию собирателя и значительно повышает прочность его закрепления.

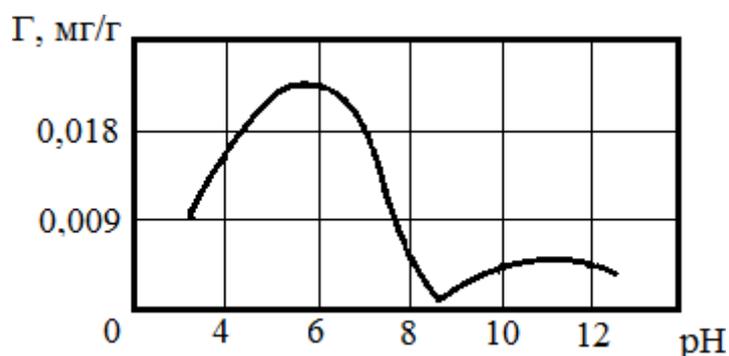


Рис. 55. Влияние pH на адсорбцию меди цинковой обманкой

В технологии селективной флотации медно-цинковых руд большое значение имеет явление природной активации сфалерита как в самом месторождении, так и при измельчении. Происходит это в результате окисления сульфидных медных минералов, особенно вторичных, а также при наличии в руде окисленных (малахита) и водорастворимых (халькантита) минералов меди.

Подавляется активированный сфалерит цианидами, причем не в результате сорбции на его поверхности, а в результате, во-первых, дезактивации ее растворением поверхностных ксантогенатных соединений и, во-вторых, удаления активирующих ионов меди с поверхности сфалерита.

Наиболее широко в практике селективной флотации для подавления сфалерита применяется сочетание цианидов и цинкового купороса в соотношении от 1:2 до 1:1 при pH 7,5–9,0 и расходе цианида 25–150 г/т руды. Этот режим имеет название Шеридана – Гризвольда.

При использовании смеси цинкового купороса с цианидом в режиме Шеридана – Гризвольда основными формами нахождения реагентов в пульпе будут осадки гидратокarbonата цинка  $[Zn_{\alpha}(OH)_{\beta}(CO_3)_{\gamma}]$  и цианида цинка  $[Zn(CN)_2]$ . Депрессирующее действие смеси цианида с цинковым купоросом может быть при этом обусловлено:

- 1) дезактивацией сфалерита путем понижения концентрации ионов меди в пульпе за счет связывания их ионами цианида в труднодиссоциируемые комплексы;
- 2) растворением образовавшихся на поверхности активированных сульфидов цинка и железа соединений собирателя;
- 3) налипанием гидрофильных тонкодисперсных осадков цианида и гидратокarbonата цинка.

Смесь цинкового купороса и соды, представляющая собой нестехиометрические осадки гидратокarbonатов цинка, используют главным образом для флотационного отделения сульфидов меди и железа от сульфидов цинка в процессе обезжелезивания и обезцинкования черновых цинковых концентратов.

В результате этого при pH пульпы 7,5–9,0, создаваемой содой, смесь цианида и цинкового купороса сильно депрессирует сульфиды цинка и железа.

Высокие технологические показатели селективной флотации достигаются при использовании в качестве депрессора смеси сульфоксидных соединений с солями тяжелых металлов.

Так, смесь сульфида натрия и сульфата железа хорошо депрессирует сульфиды цинка и железа, практически не оказывая влияния, а иногда даже активируя сульфиды меди, особенно халькопирит. Поэтому результаты разделения сульфидов меди от сульфидов цинка и железа при использовании данной смеси реагентов (при расходе около 3 кг/т коллективного концентрата) получаются более высокими или не хуже, чем с цианидом.

Смесь сульфита натрия (0,3–1,0 кг/т) с цинковым купоросом (0,5–2,0 кг/т) слабее депрессирует сфалерит, чем цианиды, но если руда имеет повышенное содержание растворимых в цианиде вторичных сульфидов меди или в ней присутствуют (хотя бы в малых количествах) карбонаты меди, то хорошая депрессия сфалерита цианидами не достигается. В таких случаях лучшие результаты получают при использовании в качестве депрессора сфалерита и пирита смеси цинкового купороса с сульфитом натрия.

Ферри- и ферроцианиды (50–100 г/т), депрессирующие сульфиды меди, применяют только при разделении медно-цинковых концентратов и продуктов, медь в которых представлена главным образом вторичными сульфидами. Значительную роль при этом играет соответствие структур поверхности минералов и образующегося осадка «смешанного» феррицианида, определяющее возможность прочного его закрепления на поверхности за счет возникновения между ними химических связей. Активированный сфалерит, несмотря на наличие катионов меди на его поверхности, не сорбирует осадки феррицианидов тяжелых металлов и не депрессируется в их присутствии, тогда как вторичные сульфиды меди такими осадками депрессируются достаточно эффективно при рН не более 8.

Характерным для флотации медно-цинковых руд является сочетание нескольких реагентов-депрессоров, в том числе: цианида, растворяющего ксантогенатные соединения меди на поверхности сфалерита; сернистого натрия, связывающего ионы меди и предотвращающего активацию цинковой обманки; сульфоксидных соединений (сернистой кислоты, сульфида натрия, тиосульфата натрия, бисульфита аммония), изменяющих окислительно-восстановительный потенциал пульпы и скорость окисления сульфидных ионов минералов в пульпе; цинкового или железного купороса, образующего с гидроксильными, карбонатными, цианидными и сульфоксидными ионами в определенных условиях соединения, гидрофилизующие поверхность сфалерита; и щелочи (соды или извести). Применяемое сочетание реагентов обеспечивает депрессию и сульфидов железа. Следует отметить, что долю цианида в реагентных смесях постепенно уменьшают, а на некоторых фабриках он исключен полностью.

Эффективность действия реагентов-депрессоров при селективной флотации медно-цинковых руд в значительной мере определяется степенью оптимальности расхода собирателя. Избыточный его расход в коллективном и

медном циклах приводит обычно к резкому снижению эффективности действия подавителей, несмотря на увеличение их расхода, и значительному возрастанию потерь металлов в разноименных концентратах.

### **Контрольные вопросы**

1. От чего зависит флотуемость сфалерита?
2. Назовите величину примесного содержания железа в сфалерите.
3. Перечислите депрессоры сфалерита.
4. Назовите наиболее благоприятные условия активации окисленных цинковых минералов.
5. С какой целью применяются алифатические амины при флотации смитсонита и каламина?
6. Назовите продукты окисления цинка, находящиеся во флотационной пульпе.
7. Какие пенообразователи применяют в основном на зарубежных фабриках?
8. Какую функцию выполняет медный купорос при флотации сульфидов цинка?
9. Чем подавляется активированный сфалерит?
10. Расскажите о режиме Шеридана – Гризвольда, расходе реагентов и их назначении.
11. Чем обусловлено депрессирующее действие смеси цианидов с цинковым купоросом?
12. Назовите успешные заменители цианидов, их расходы.
13. В каком случае применяются ферри- и ферроцианиды?

## Лекция №27.

### Тема: Схемы обогащения медно – цинковых руд

#### План:

1. Селективные схемы обогащения
2. Коллективные схемы обогащения

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

#### Селективные схемы обогащения

Медно-цинковые руды относятся к наиболее сложным для селективной флотации. Как отмечалось выше, это объясняется прежде всего сложностью их вещественного состава, характером вкрапленности ценных минералов, близостью флотационных свойств минералов меди и цинка. Медно-цинковые руды обогащаются по схеме прямой селективной или коллективно-селективной флотации.

При прямой селективной флотации измельчение руды осуществляется до крупности 85–95 % класса  $-0,074$  мм, когда происходит раскрытие основной массы тонковкрапленных зерен халькопирита, сфалерита и пирита. В измельчение подаются реагенты для флотации халькопирита и подавления сфалерита и пирита. Из хвостов медной флотации после активации сфалерита медным купоросом получают цинковый концентрат. Такая схема применяется при флотации медно-цинковых вкрапленных и сплошных руд, в которых медные минералы представлены в основном халькопиритом, а сфалерит не активирован ионами меди. Селективная флотация медно-цинковых руд применяется на Сибайской фабрике, фабриках «Руттен», «Фокс», «Экстол» и «Квемонт» (Канада), а также на фабриках Финляндии и Норвегии.

На обогатительной фабрике Сибайского медно-серного комбината перерабатываются медно-цинковые руды, которые отличаются химическим и минеральным составом, размером и характером вкрапленности, текстурными особенностями и физико-химическими свойствами. Медные и медно-цинковые руды представлены как колчеданным, так и вкрапленным типом. Во всех рудах основным рудным минералом является пирит. Основной медный минерал – халькопирит. Цинк представлен сфалеритом.

Руды отличаются тонкой взаимной вкрапленностью сульфидных минералов, вплоть до эмульсионной вкрапленности халькопирита в сфалерите. Отделение их возможно лишь при измельчении до 95–100 % класса  $-0,044$  мм. Пирит имеет полидисперсную вкрапленность, и его отделение от других сульфидных минералов происходит при измельчении до 75–80 % класса  $-0,074$  мм.

Неравномерная и сложная вкрапленность минералов вызвала необходимость применения трехстадиальной схемы измельчения. Крупность измельченной руды перед флотацией составляет 92–93 % класса  $-0,074$  мм, а

степень раскрытия минералов меди – 75–77 % (вместо 65–70 % по двухстадиальной схеме), цинка – 65–74 % (вместо 55–60 %).

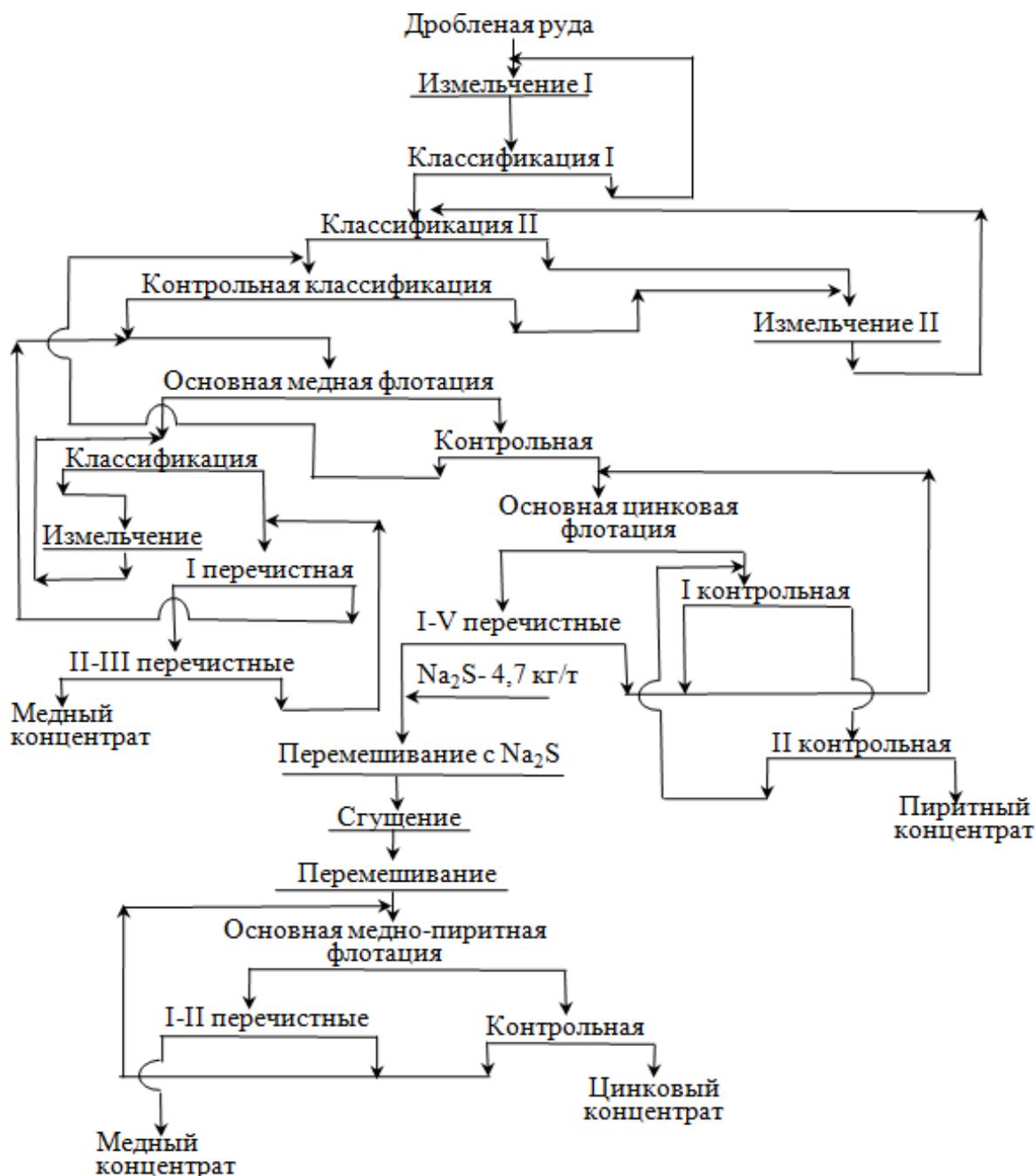


Рис. 56. Схема селективной флотации медно-цинковых руд на Сибайской фабрике

Медно-цинковые руды Сибайского месторождения обогащаются по схеме селективной флотации (рис. 56). Для подавления сфалерита в измельчение подаются сульфит натрия (50 г/т) и цинковый купорос (50 г/т), для подавления пирита – известь (400 г/м<sup>3</sup> свободной CaO). Медная флотация проводится с подачей бутилового ксантогената (90–150 г/т) и пенообразователей – бутилового дитиофосфата и флотомасла. Цинковая

флотация осуществляется при щелочности пульпы  $800\text{--}900\text{ г/м}^3$  свободной СаО после активации сфалерита медным купоросом (400 г/т). Расход ксантогената на цинковую флотацию составляет 90–140 г/т.

В перечистных операциях цинкового цикла щелочность пульпы повышается до  $1\ 300\text{ г/м}^3$  свободной СаО. Однако, несмотря на это, содержание цинка в цинковом концентрате не превышает 29–30 %, поэтому он подвергается обезмеживанию и обезжелезнению (медно-пиритной флотации). Перед основной медно-пиритной флотацией пульпу сгущают до 76 % твердого и перемешивают с  $\text{FeSO}_4$  до содержания свободной СаО  $140\text{--}350\text{ г/м}^3$ . В основную медно-пиритную флотацию подают соду (230 г/т), цинковый купорос (1 150 г/т) и ксантогенат (570 г/т).

После обезмеживания содержание меди в цинковом концентрате снижается с 0,79 до 0,56 %, а содержание цинка возрастает до 51–52 %. Полученный при обезмеживании медно-пиритный продукт присоединяется к медному концентрату, который содержит 19–20 % Cu при извлечении 83–84 %. Получаемый пиритный концентрат содержит 45–46 % S при извлечении 74–75 %.

При обогащении медно-цинковых руд по прямым селективным схемам для повышения качества медного концентрата его доизмельчают перед перечистными операциями. Промпродукты после доизмельчения часто флотируются в отдельном цикле с получением отвальных хвостов и медного концентрата, направляемого на перечистки концентрата основного цикла.

Если в цинковом концентрате содержание цинка не превышает 37–40 %, то он направляется на операцию обезмеживания и обезжелезнения, осуществляемую по методу В.А. Конева и Л.В. Дебтивной. При этом полученный цинковый концентрат после сгущения до 60 % твердого доизмельчается, если это необходимо, отмывается в сгустителях и после перемешивания с содой и цинковым купоросом направляется на медно-пиритную флотацию при рН 7–8. Пенный продукт – медно-пиритный концентрат – присоединяется к готовому медному концентрату, а камерный продукт является кондиционным цинковым концентратом.

### **Коллективные схемы обогащения**

Перед коллективной флотацией вкрапленные руды подвергают грубому измельчению до крупности 45–60 % класса  $-0,074\text{ мм}$ , при котором происходит отделение основной массы сульфидных минералов от минералов пустой породы. Коллективная флотация сульфидов при переработке сплошных руд проводится при измельчении исходной руды до 85–90 % класса  $-0,074\text{ мм}$  и обязательно в известковой среде ( $200\text{--}500\text{ г/м}^3$  свободной СаО) для подавления основной массы пирита.

В качестве собирателя на отечественных фабриках используются в основном ксантогенаты и дитиофосфаты (150–200 г/т), в качестве пенообразователя – Т-80.

Если в руде присутствуют две разновидности сфалерита, то в

коллективный концентрат сначала извлекаются сульфиды меди и высокоактивный сфалерит, а сфалерит, обладающий невысокой флотационной активностью, извлекается в цикле цинковой флотации после активации медным купоросом. Коллективный медно-цинковый концентрат перед разделением обязательно доизмельчается в известковой среде и подвергается операции десорбции сернистым натрием (0,2–3,0 кг/т руды) и активированным углем (до 0,3 кг/т руды). Десорбция проводится в контактном чане при содержании твердого 55–60 % или совмещается с доизмельчением коллективного концентрата.

Коллективный медно-цинковый концентрат можно разделять как цианидным, так и бесцианидным способом. В первом случае в мельницы доизмельчения или непосредственно в контактный чан перед медной флотацией подается смесь цианида и цинкового купороса. Во втором случае цианид заменяется сернистым натрием, сернистым газом, сульфитом или тиосульфатом, которые в сочетании с цинковым купоросом являются хорошими подавителями сфалерита. Расход их обычно составляет, г/т руды: 0,1–0,2 сернистого натрия; 0,2–0,3 сульфита натрия и 0,3–0,5 цинкового купороса. Медная флотация проводится в присутствии ксантогената и вспенивателя. В перечистные операции для повышения качества медного концентрата подаются также сернистый натрий, цинковый купорос и обязательно известь (до 500–700 г/м<sup>3</sup> свободной СаО). Из хвостов медной флотации после активации медным купоросом (0,1–0,3 кг/т) флотируется сфалерит. Для подавления пирита щелочность пульпы повышается до 800–1000 г/м<sup>3</sup> свободной СаО в основной цинковой флотации и до 1100–1200 г/м<sup>3</sup> свободной СаО в перечистных операциях.

При флотации колчеданных медно-цинковых руд хвосты цинковой флотации в большинстве случаев являются готовым пиритным концентратом, а при флотации вкрапленных руд получают пиритсодержащие хвосты, которые могут подвергаться перефлотации в слабокислой среде с выделением пиритного концентрата.

На большинстве уральских обогатительных фабрик (Среднеуральская, Красноуральская, Учалинская, Гайская), перерабатывающих медно-цинковые руды, флотация осуществляется по коллективно-селективной схеме.

На Гайской фабрике коллективно-селективная схема применяется для сплошных и вкрапленных руд. Сульфидные минералы в рудах этого месторождения представлены пиритом, халькопиритом, халькозином и сфалеритом, а минералы пустой породы – кварцем, полевыми шпатами и серицитом.

Особенностью вкрапленных руд Гайского месторождения является довольно крупная вкрапленность сульфидных минералов в пустой породе, отделение которых достигается при измельчении до 70 % класса –0,074 мм. В то же время сульфиды отделяются друг от друга при измельчении до 98–100 % класса –0,074 мм.

Руды отличаются непостоянством состава медных минералов.

Относительное содержание в них меди, представленной вторичными сульфидами, колеблется от 14 до 80 %, растворимыми сульфатами – от 0,5 до 13 %. Цинк же на 94–98 % представлен сфалеритом.

Сплошные руды Гайского месторождения обладают массивной и полосчатой текстурами, имеют мелкозернистую структуру с тонкой взаимной вкрапленностью сульфидов меди, цинка и железа. Основной сульфидный минерал в рудах – пирит, который легко окисляется и хорошо флотируется. Наличие же в руде растворимых сульфатов меди вызывает природную активацию сфалерита.

Разделение сульфидных минералов в сплошных рудах достигается только при измельчении до 98–100 % класса –0,074 мм. Коллективная флотация сульфидных концентратов проводится при крупности измельчения 65–70 % класса –0,074 мм ([рис. 57](#)).

Коллективная сульфидная флотация осуществляется при щелочности пульпы 150–800 г/м<sup>3</sup> свободной СаО с подачей медного купороса (200–240 г/м<sup>3</sup>) для активации сфалерита, смеси изопропилового (120–170 г/т) и бутилового (45–55 г/т) ксантогенатов и вспенивателя Т-66 (30–60 г/т). В контрольную коллективную флотацию подается только бутиловый дитиофосфат (15–20 г/т). Коллективный сульфидный концентрат после перечисток (щелочность пульпы 250–500 г/м<sup>3</sup> свободной СаО) направляется на десорбцию в присутствии сернистого натрия (2 200–3 000 г/т) и активированного угля (300 г/т), а затем на сгущение и измельчение до крупности 90–95 % класса –0,074 мм.

В медную флотацию подается сернистый натрий (150–350 г/т) и цинковый купорос (150–350 г/т) для подавления сфалерита. Значение рН в этом цикле 8,5–8,7. После двух перечистных операций медный концентрат содержит 16–18 % Cu при извлечении ее 87–89 %. Хвосты контрольной медной флотации представляют собой цинковый концентрат, содержащий 42–45 % Zn при извлечении 50–55 %. В основном цинк теряется с медным концентратом вследствие тонкой взаимной вкрапленности халькопирита и сфалерита.

Колчеданные руды Учалинского месторождения отличаются большим разнообразием и сложностью минерального состава. Они относятся к категории труднообогатимых и характеризуются высокой флотационной способностью активированного сфалерита, неравномерной вкрапленностью сульфидных минералов, доходящей до эмульсионной, и повышенным содержанием цинка (отношение содержания меди к цинку в руде составляет 1:3). Сплошные руды состоят из пирита (83 %), сфалерита (5,5 %), халькопирита (2 %) и ковеллина (0,2 %). Относительное содержание меди в виде вторичных сульфидов изменяется от 10 до 60 % в зависимости от глубины залегания рудных тел.

Обогащение руды Учалинского месторождения проводится по схеме коллективно-селективной флотации ([рис. 58](#)) после двухстадиального измельчения до крупности 85–90 % класса –0,074 мм. Перед разделением коллективный концентрат доизмельчается до 90–95 % класса –0,074 мм. Медный концентрат перед перечистками измельчается до 100 % класса –0,074 мм, так же как и цинковый, который извлекается из хвостов контрольной

медной флотации. Хвосты контрольной цинковой флотации являются готовым пиритным концентратом. Готовый медный концентрат содержит 16–18 % Cu при извлечении ее 78–82 %, цинковый – 48–49 % Zn.

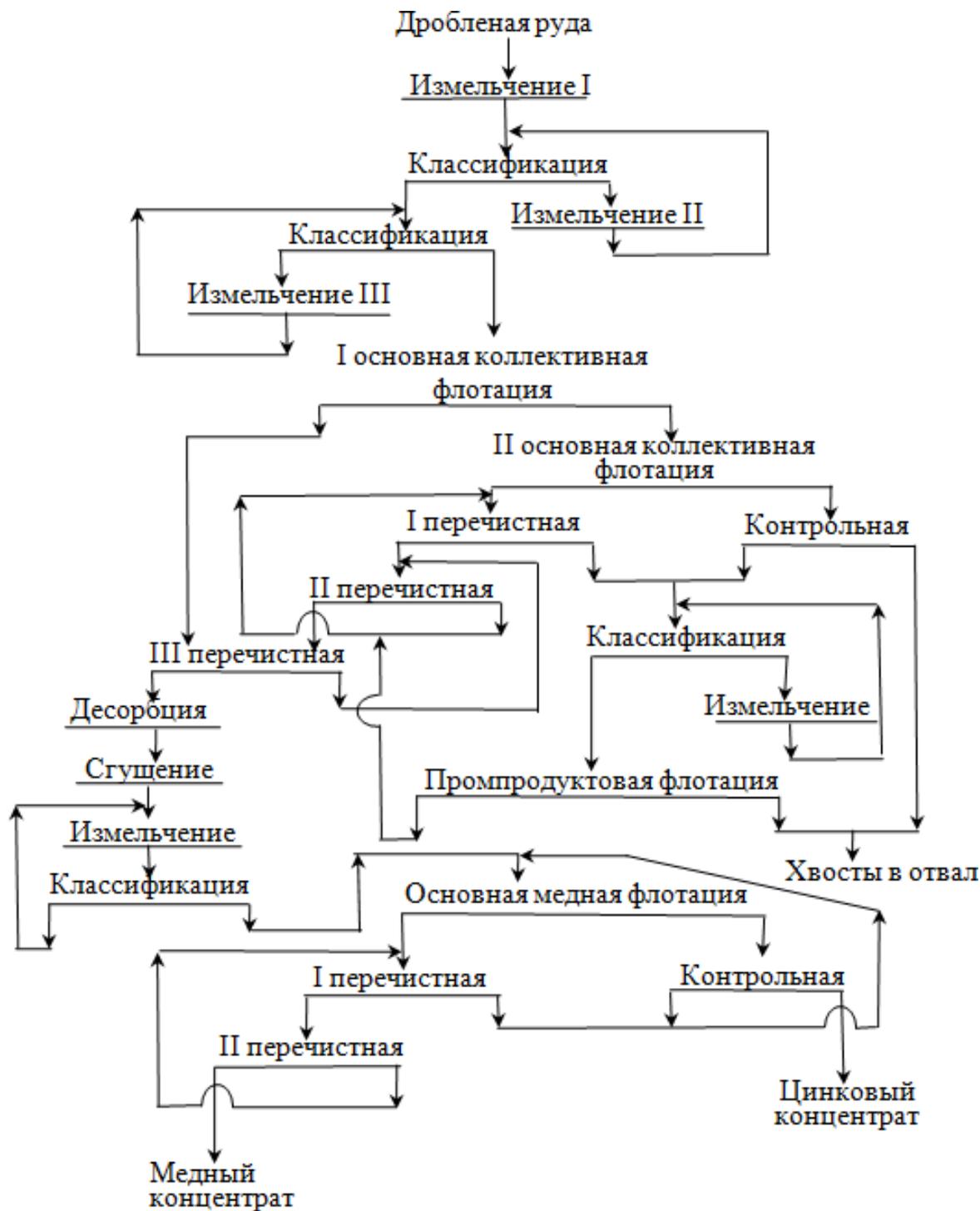


Рис. 57. Схема коллективно-селективной флотации медно-цинковых руд на Гайской обогатительной фабрике

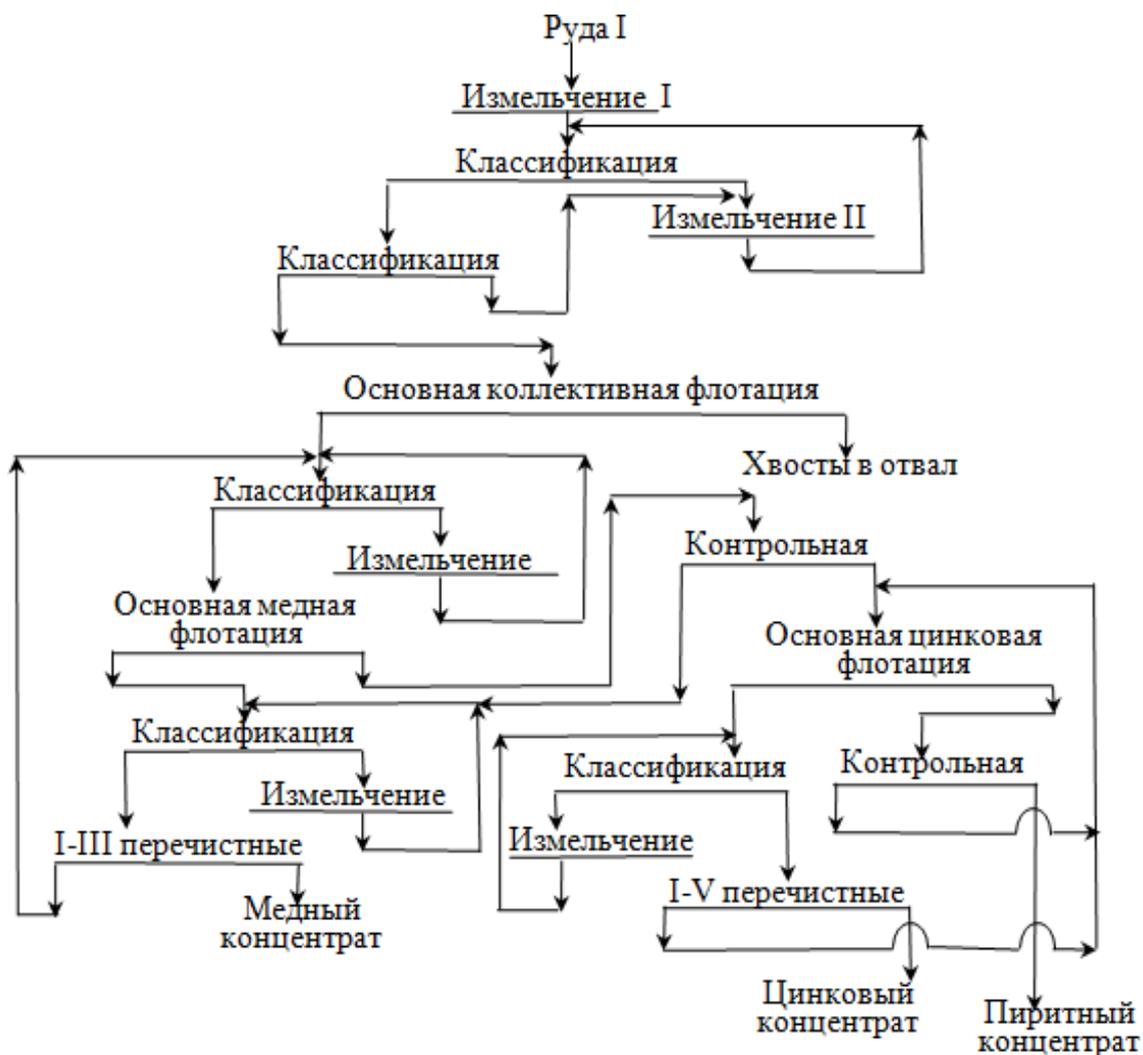


Рис. 58. Схема коллективно-селективной флотации медно-цинковых руд Учалинского месторождения

На зарубежных обогатительных фабриках, перерабатывающих медно-цинковые руды, применяются как коллективно-селективные (фабрики Японии «Камикита», «Хитачи», «Осоридзава», «Сосоцура»), так и селективные (фабрики Канады – «Фокс», «Руттен», «Экстол»; Финляндии – «Керетти», Японии – «Каваяма» и Норвегии – «Сулителма Грубер») схемы.

Дробление руды на зарубежных фабриках, перерабатывающих медно-цинковые руды, проводится в три стадии до крупности 16–20 мм. При наличии в руде первичных шламов применяется предварительная промывка с последующим отдельным обогащением песковой и шламовой фракций. Иногда применяется предварительное обогащение в тяжелых суспензиях (фабрики «Хитачи», «Каваяма»). Измельчение, как правило, осуществляется до крупности 65–80 % класса –0,074 мм в две стадии. На фабриках Финляндии («Пюхасалми» и «Керетти») руда измельчается до крупности 65–70 % класса –0,074 мм в рудно-галечных мельницах.

Особенностью реагентных режимов на фабриках является широкий ассортимент применяемых собирателей и подавителей. Наиболее

распространенные собиратели в Канаде и Финляндии – амиловый и изопропиловый ксантогенаты, в Японии – амиловый, вторичный бутиловый и гексиловый ксантогенаты, а также бутиловый и изобутиловый натриевые дитиофосфаты, Аэрофлоты 3477, 208 и 211. Наиболее распространенным вспенивателем на фабриках Канады является метилизобутилкарбинол (14,5–63,5 г/т), применяется также Дауфрос 250 (15,5 г/т) и сосновое масло (23,5 г/т). На фабриках Финляндии используется исключительно сосновое масло (29 г/т).

Для подавления пирита широко применяются сернистый газ, цианид, цинковый купорос, известь и другие реагенты. Широкий набор подавителей используется при селективной флотации медных и цинковых минералов. Кроме наиболее распространенного сочетания цианида и цинкового купороса (фабрики «Фокс», «Пюхасалми», «Осоридзава», «Микохата» и др.), применяются сернистый газ («Каваяма»), цинковый купорос и сульфит натрия («Хитачи»), цинковый купорос и серная кислота («Керетти»).

### **Контрольные вопросы**

1. Когда возможна селективная флотация медно-цинковых руд?
2. До какой крупности измельчаются руды перед селективной флотацией?
3. Назовите фабрики, на которых применяется селективная флотация.
4. Нарисуйте схему селективной флотации медно-цинковых руд.
5. Расскажите о режиме медной флотации.
6. Какие реагенты подаются в цинковый цикл? Каковы их расходы?
7. Каким операциям подвергается цинковый концентрат и с какой целью?
8. Какие операции включает в себя схема повышения качества медного концентрата?
9. До какой крупности измельчаются вкрапленные и сплошные руды перед коллективной флотацией?
10. Назовите реагенты, применяемые в коллективном цикле, их расходы.
11. Если в руде присутствует две разновидности сфалерита, что извлекают в коллективный концентрат?
12. Расскажите об условиях десорбции коллективного концентрата.
13. Какие существуют способы разделения коллективного медно-цинкового концентрата?
14. Какие реагенты подаются в перечистные операции для повышения качества концентрата?
15. При каких условиях флотируют сфалерит из хвостов медной флотации?

## Лекция №28.

### Тема: Характеристика свинцово-цинковых руд

#### План:

1. Характеристика свинцово-цинковых руд
2. Прямая селективная и коллективно-селективная схемы обогащения свинцово-цинковой руды

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал.

Схемы прямой селективной флотации при обогащении полиметаллических руд применяются редко. Объясняется это тем, что селективная флотация близких по флотационным свойствам сульфидов меди, свинца и цинка, когда уже в добываемой руде они были подвергнуты процессам окисления, крайне затруднительна. Эта схема может применяться лишь тогда, когда сульфидные минералы по мере флотации поддаются последовательной активации, при этом вначале флотируются легкофлотируемые минералы, а затем после активации более труднофлотируемые.

Схема прямой селективной флотации ([рис. 38, а](#)) применяется на фабриках «Лейк Джордж» и «Вудлон Майнз» (Австралия), «Кид Крик» (Канада),

«Блэк Маунтин» (ЮАР). На фабрике «Лейк Джордж» перерабатывают тонковкрапленные полиметаллические руды с высоким содержанием пирита (до 20 %). Сульфидные минералы в рудах представлены главным образом халькопиритом, галенитом, сфалеритом, пиритом. Вначале флотируют сульфиды меди, подавляя остальные сульфиды сернистой кислотой в оптимальных условиях депрессии галенита (рН 6,2–6,5). Затем в слабощелочной среде, устраняющей депрессирующее действие сульфоксидных соединений на галенит, флотируют сульфиды свинца. Слабощелочную среду создают цианидом, усиливающим депрессию сульфидов цинка и железа. Глубокая депрессия сульфидов цинка преодолевается медным купоросом только при подогреве сгущенной пульпы до 50 °С. Сульфиды железа извлекают из песковой части хвостов цинковой флотации.

Прямая селективная схема флотации применяется для обогащения руд на Центральной обогатительной фабрике комбината «Дальполиметалл». На фабрике перерабатываются руды Ахобинского, Ново-Монастырского и Верхнего месторождений. По текстурным и структурным особенностям выделяется несколько типов руд: прожилково-вкрапленные, крупнозернистые и мелкозернистые, а также окисленные. Кроме того, в зависимости от содержания окисленных и сульфидных форм минералов они подразделяются на сульфидные (руды Верхнего месторождения) и смешанные (руды Ахобинского и Ново-Монастырского месторождений). В сульфидных рудах галенитом

представлено 91 % Pb; марматитом и клейофаном – 93 % Zn. В смешанных рудах доля окисленных форм цинка доходит до 28 %, а свинцовых – до 29 %, представленных в основном церусситом и плюмбозитом.

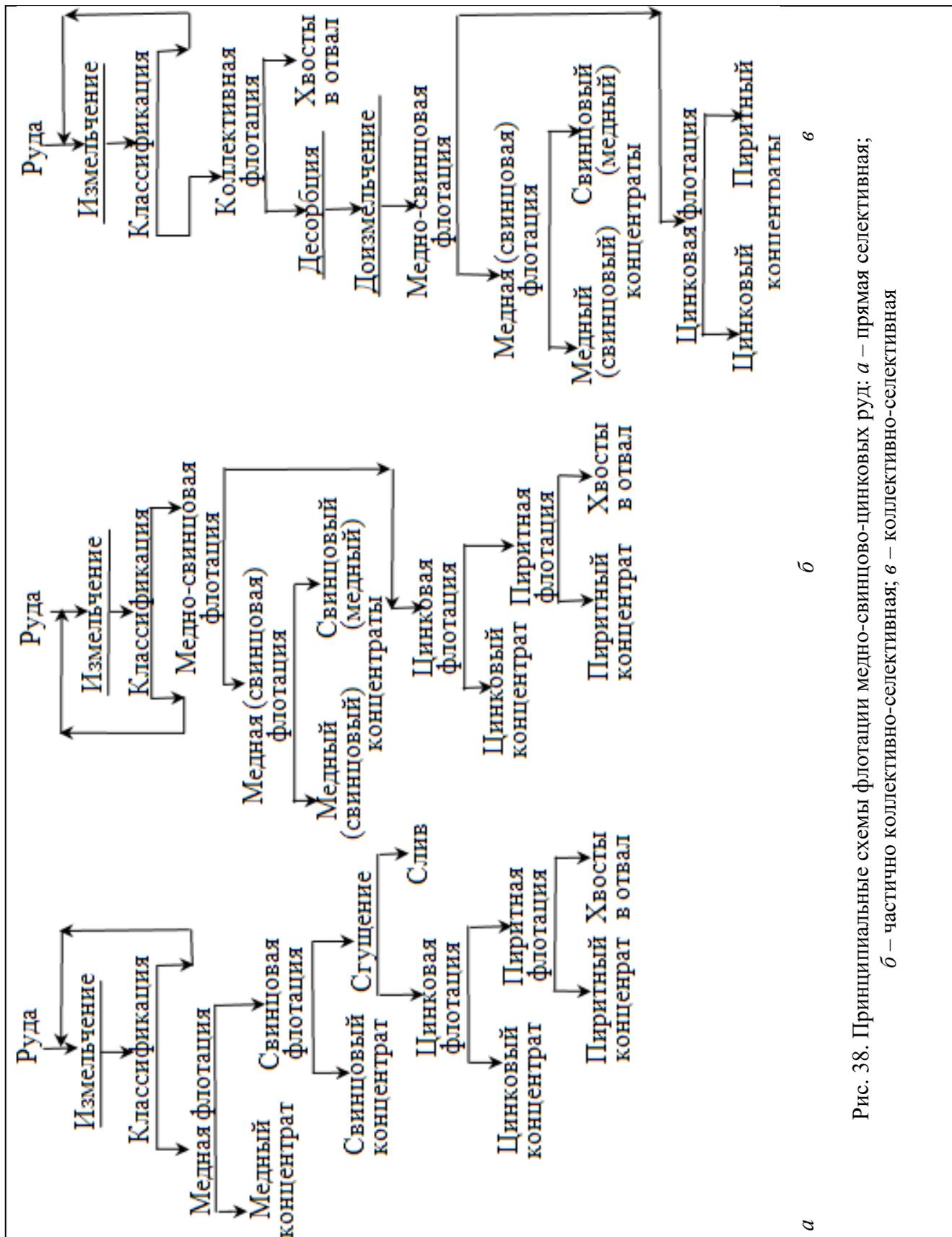


Рис. 38. Принципиальные схемы флотации медно-свинцово-цинковых руд: а – прямая селективная; б – частично коллективно-селективная; в – коллективно-селективная

Кроме галенита и сфалерита, массивные руды содержат пирротин и пирит, а также небольшие количества арсенопирита, халькопирита и марказита. Минералы вмещающих пород представлены кварцем, карбонатами, хлоритами и серицитами.

Вкрапленные руды отличаются тем, что сульфидные минералы различной крупности вкраплены в алевролитовые гидротермально-измененные сланцы, грубозернистые песчаники и брекчии. Размер зерен галенита доходит до 2–3 мм. В прожилково-вкрапленных рудах рудные прожилки чаще представлены галенитом, чем пиритом.

Руды характеризуются крайне неравномерным распределением основных элементов – свинца и цинка, а также неравномерной эмульсионной вкрапленностью халькопирита и пирротина в сфалерите. Кроме основных ценных минералов, в рудах присутствуют англезит, пироморфит, халькозин, ковеллин, смитсонит и гидроксиды железа, осложняющие процесс флотации

Особенностью применяемого реагентного режима является использование смеси бутилового и этилового ксантогенатов при соотношении 2:1 и нетоксичного пенообразователя диметилфталата (Д-3), а также сочетания сернистого натрия и сульфата аммония для сульфидизации окисленных минералов. При переработке смешанных руд эти реагенты подают в мельницы I стадии измельчения, что значительно улучшает условия сульфидизации. При обогащении сульфидных руд эти реагенты подают непосредственно во флотацию. Для снижения содержания пирита в свинцовом концентрате перед I свинцово-вой флотацией пульпу перемешивают с известью при pH 9,0–9,5, а затем снижают значение pH до 8,3–8,8 подачей серно-кислого алюминия ([табл. 12](#)).

Таблица 12. Реагентный режим флотации свинцово-цинковых руд на Центральной фабрике, г/т

Операция	Реагент	Руды	
		сульфидные	смешанные
Измельчение:			
I стадия	Цианистый натрий	24	24
	Цинковый купорос	70	100
	Сернистый натрий и сульфат аммония	–	250
II стадия	Цианистый натрий	7	24
	Цинковый купоро	60	–
Свинцовая флотация:			
I основная	Известь Цианистый натрий Сернистый натрий и сульфат аммония Серно-кислый алюминий Смесь ксантогенатов Пенообразователь Д-3	100	350
		7	48
		20	2
		19	–
		20	25
		40	100
II основная			

	Смесь ксантогенатов и пенообразователя Д-3	10	20
перечистные	Цианистый натрий	21	27
	Цинковый купорос	35	60
	Активированный уголь	30	30
Цинковая флотация:			
основная	Известь	1 000	1 000
	Медный купорос	330	400
	Цианистый натрий	7	7
	Смесь ксантогенатов	50	100
	Пенообразователь Д-3	40	25
контрольная	Медный купорос	50	100
	Смесь ксантогенатов	20	20
перечистные	Известь	600	1 000

Свинцовые концентраты, получаемые при обогащении сульфидных руд, содержат 74–75 % Pb при извлечении 93–95 %; цинковые концентраты содержат 52–53 % Zn при извлечении 92–94 %. Из смешанных руд получают свинцовые концентраты, содержащие 60–62 % Pb при извлечении 87–90 %, и цинковые, содержащие 46–47 % Zn при извлечении 80–82 %.

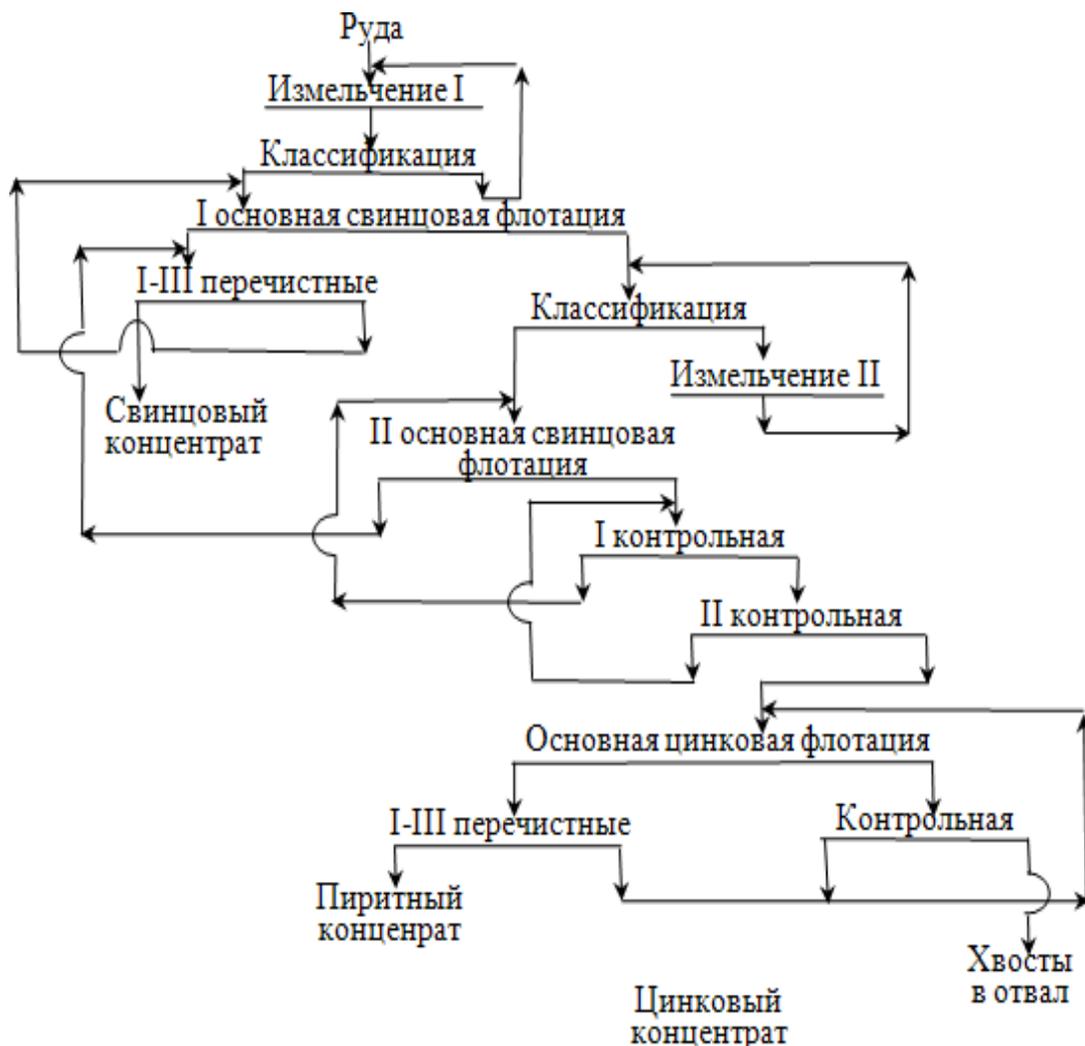


Рис. 39. Схема прямой селективной флотации свинцово-цинковых руд на Центральной обогатительной фабрике комбината «Дальполиметалл»

На фабрике успешно работает система автоматической подачи реагентов в зависимости от изменения ионного состава пульпы (остаточной концентрации ксантогенатов, сернистого натрия и pH пульпы).

Руда обогащается по схеме прямой селективной флотации ([рис. 39](#)).

Недостатком прямой селективной флотации являются большие расходы на измельчение, так как вся руда подвергается измельчению до крупности, необходимой для отделения ценных минералов не только от минералов пустой породы, но и друг от друга.

Кроме того, значительно увеличивается фронт флотационных машин, поскольку все циклы флотации проходят практически весь объем исходной руды. К недостаткам можно отнести также большой расход реагентов, так как они используются для всей массы исходной руды, а не для концентратов, масса которых несоизмеримо меньше.

### **Схемы с частично коллективно-селективной флотацией**

Более широкое распространение в практике флотации полиметаллических руд получили схемы частично коллективно-селективной и коллективно-селективной флотации.

По частично коллективно-селективной схеме (см. [рис. 38, б](#)) флотации в коллективный концентрат извлекаются только сульфиды меди и свинца при подавлении сфалерита и пирита. Из хвостов медно-свинцовой флотации после активации извлекается или один сфалерит, или совместно с пиритом.

Для повышения селективности разделения на рудах с высоким содержанием халькозина разработана технологическая схема ([рис. 40](#)), предусматривающая выделение ошламованного халькозина перед коллективной флотацией при депрессии других сульфидов сульфоксидными солями в сочетании с сульфатом цинка. Предварительное выделение части медных минералов перед коллективной флотацией обеспечивает повышение общего извлечения меди и свинца в одноименные концентраты при некотором улучшении качества концентратов.

Медный концентрат, являющийся камерным продуктом свинцовой флотации, содержит много породы и сульфиды цинка, которые депрессируются комплексным цианидом цинка так же хорошо, как и медные минералы. Поэтому после обесшламливания (с целью удаления тонких шламов и депрессирующих реагентов) и доизмельчения медный концентрат перефлотируют для удаления из него минералов породы, после чего флотируют сфалерит при депрессии медных минералов феррицианидом ([рис. 40](#)).

Халькопирит, содержащийся в медном концентрате, плохо поддается депрессии феррицианидом и переходит в цинковый концентрат. При высоком содержании его в руде проводят обезмеживание цинкового концентрата,

обеспечивая депрессию сульфидов цинка цианидом.

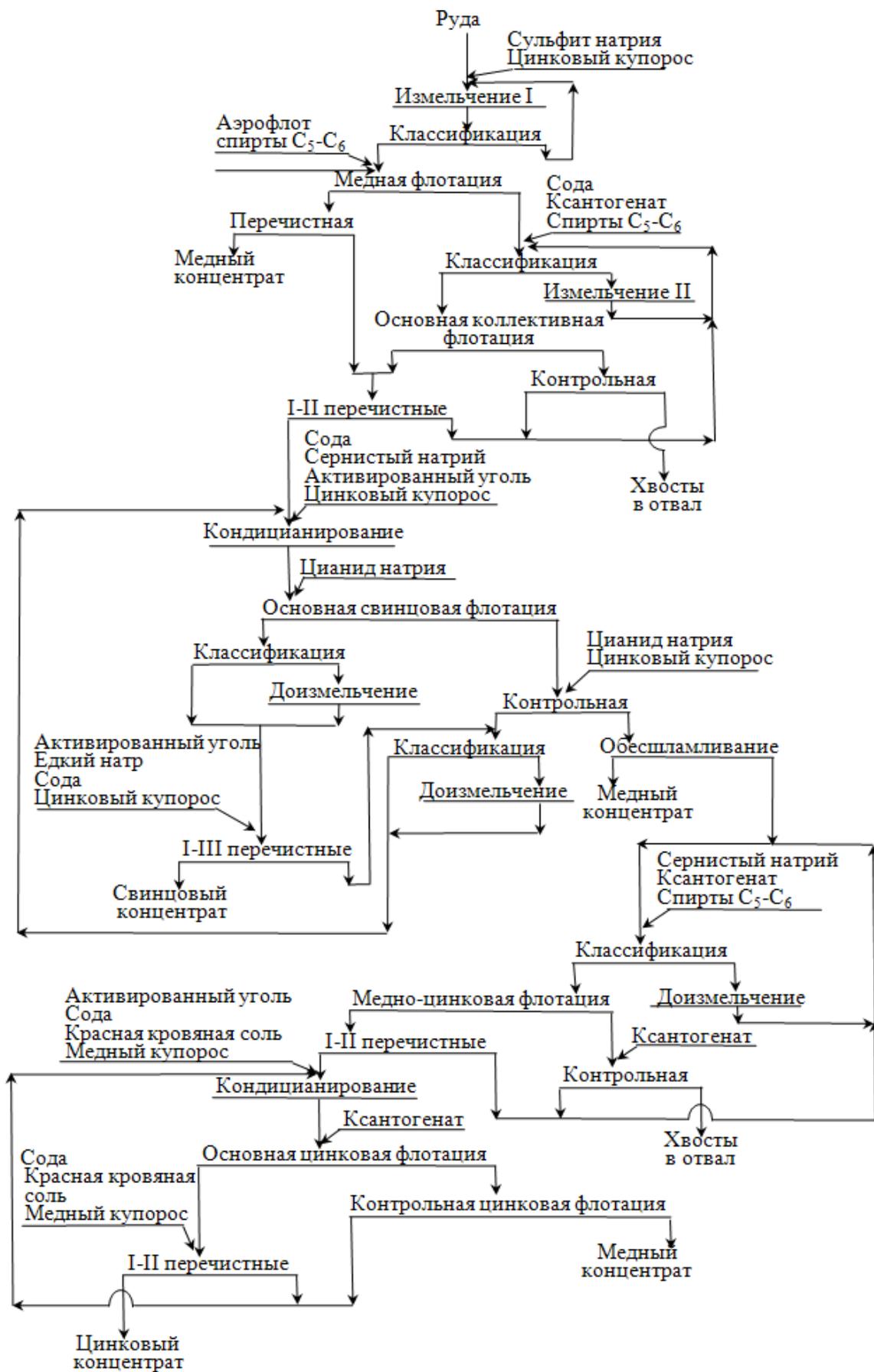


Рис. 40. Технологическая схема обогащения джезказганских полиметаллических руд

### **Контрольные вопросы**

1. Приведите примеры фабрик, на которых применяются прямые селективные схемы флотации полиметаллических руд.
2. Опишите последовательность прямой селективной схемы.
3. Нарисуйте примеры принципиальных схем флотации медно-свинцово-цинковых руд.
4. Руды каких месторождений перерабатываются на Центральной обогатительной фабрике комбината «Дальполиметалл»? Какими минералами представлены руды, перерабатываемые на этой фабрике?
5. Опишите реагентный режим Центральной обогатительной фабрики.
6. Какие минералы, осложняющие процесс флотации, присутствуют в рудах?
7. Перечислите недостатки прямой селективной флотации.
8. Назовите показатели флотации, получаемые при переработке сульфидных и смешанных руд Центральной обогатительной фабрики комбината «Дальполиметалл».
9. Чем отличаются коллективно-селективные и частично коллективно-селективные схемы?
10. Для чего необходимо предварительное выделение части медных минералов перед коллективной флотацией в схеме Джезказганской фабрики?
11. Для чего необходима операция обесшламливания медного концентрата, полученного в камерном продукте свинцовой флотации?

## Лекция №29.

### Тема: Характеристика молибденовых руд.

#### План:

1. Вещественный состав руд и флотационные свойства минералов.
2. Типы месторождений.

**Ключевые слова:** руда, минерал, монометаллическая руда, полиметаллическая, полезный компонент, ценный компонент, концентрат, промпродукт, самородные, тонковкрапленные, сульфидные, обогащение полезных ископаемых, обогатительная фабрика.

#### Вещественный состав руд и флотационные свойства минералов

Молибден относится к группе редких металлов, мало распространен в земной коре. Его кларк, по А.П. Виноградову, равен  $1,7 \cdot 10^{-4} \%$  (1,7 г/т). В условиях земной коры молибден обладает большим сродством к сере и значительно меньшим – к кислороду.

В первичных рудных месторождениях молибден представлен четырехвалентным сульфидным соединением – минералом молибденитом  $\text{MoS}_2$ , а в зоне окисления – кислородными шестивалентными соединениями, например минералом повеллитом  $\text{CaMoO}_4$ .

В рудах известно около 20 молибденовых минералов, но промышленное значение имеют лишь четыре (табл. 9): молибденит, повеллит, ферримолибдит (молибдит), вульфенит. Причем мировая добыча молибдена примерно на 98 % осуществляется за счет молибденита.

Таблица 9. Характеристика основных минералов молибдена

Минерал	Формула	Массовая доля молибдена, %	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость
Молибденит	$\text{MoS}_2$	59,94	4,7	1,3
Повеллит	$\text{CaMoO}_4$	48,2	4,5	3,5
Ферримолибдит (молибдит)	$3\text{MoO}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	39,7	4,5	1,5
Вульфенит	$\text{PbMoO}_4$	26	6,8	3

*Молибденит* – самый распространенный молибденовый минерал. Он характеризуется сложной кристаллической решеткой, его кристаллы имеют слоистую структуру, в которой каждый атом молибдена окружен шестью атомами серы по вершинам тригональной призмы с расстоянием между ними  $2,35 \cdot 10^{-10}$  м, т.е. каждый слой из атомов молибдена расположен параллельно между двумя слоями атомов серы. В слое действуют сильные атомные связи, а

между слоями – слабые молекулярные силы. Поэтому молибденит обладает совершенным расщеплением и относится к минералам с аполярной поверхностью кристаллов.

При измельчении молибденит расщепляется в виде чешуек или листовидных частиц, поэтому он обладает высокой природной гидрофобностью. Частицы молибденита трудно смачиваются водой, но легко взаимодействуют с углеводородными маслами. Типичными собирателями для молибденита являются аполярные углеводородные реагенты – керосин, трансформаторное масло, машинные масла и др. При этом установлено, что фракции, обладающие более высокой температурой кипения, имеют больший угол смачивания на поверхности молибденита.

Для эффективной флотации молибденита достаточно небольших загрузок аполярного собирателя. При этом флотационная активность аполярного собирателя обычно тем выше, чем больше содержание в нем непредельных соединений и ароматических углеводородов, чем лучше он эмульгирован и чем выше исходная гидрофобность флотируемых частиц. Исходная гидрофобность, определяемая соотношением гидрофобных и гидрофильных участков на поверхности молибденита, зависит, в свою очередь, от крупности его кристаллизации, совершенства кристаллических форм, степени измельчения и окисления, характера включений пустой породы.

Под действием растворенного кислорода воздуха поверхность молибденита несколько окисляется и смачиваемость его водой улучшается. Основным продуктом окисления является гидратированный триоксид молибдена ( $\text{MoO} \cdot \text{H}_2\text{O}$ ), образующийся по краям незавершенных плоскостей роста и торцевым участкам кристаллов. При значительной доле активно взаимодействующих с водой окисленных участков на поверхности средняя гидрофобность частиц становится невысокой. Для гидрофобизации полярных участков необходима добавка гетерополярных реагентов, роль которых при флотации сульфидных руд выполняют сульфгидрильные собиратели.

Вследствие высокой природной гидрофобности молибденита, резко отличающейся от гидрофобности сопутствующих минералов, при флотации его с аполярными собирателями в слабощелочной среде (рН 8,0–8,5) достигается высокое извлечение молибдена (95 %), несмотря на низкое содержание в исходной руде.

Предварительная обработка молибденита аполярным реагентом уменьшает адсорбцию анионных собирателей, которые десорбируются с поверхности молибденита ионами  $\text{OH}^-$ ,  $\text{HSiS}^2$  при высокой их концентрации.

подавителями молибденита являются крахмал, декстрин и другие органические коллоиды. Его флотационная способность полностью подавляется после высокотемпературного окислительного обжига.

подавление флотации молибденита сопровождается сорбцией органических депрессоров без вытеснения собирателя с поверхности. Гидрофилизация поверхности обусловлена тем, что размеры гидрофильных молекул депрессора значительно превышают размеры углеводородных

радикалов собирателя и экранируют их при закреплении на поверхности аналогично тому, как это предполагается для жидкого стекла.

Избыточный расход декстрина и особенно крахмала приводит к депрессии флотации и других сульфидов.

Сорбция крахмала и декстрина на поверхности минералов обусловлена водородными связями. Поскольку в закреплении участвует большое число полярных групп каждой молекулы депрессора, то достигается прочная связь депрессора с минералом, хотя энергия единичной водородной связи и не велика. Например, сорбция декстрина на молибдените протекает по механизму физической адсорбции. Достаточная прочность закрепления его на поверхности при этом является следствием значительной величины свободной энергии адсорбции, составляющей 5,4 ккал на 1 моль мономера декстрина.

Декстрин служит эффективным депрессором молибденита, если его поверхность еще не покрыта аполярным собирателем. В противоположном случае (например, при подаче декстрина после загрузки собирателя) декстрин не обеспечивает депрессии флотации молибденита, что объясняют влиянием изменения состояния двойного электрического слоя, соотношения действующих на поверхности сил Ван-дер-Ваальса, степени гидратации, а также возможностью частичного растворения декстрина в масляной фазе и замещением адсорбированного декстрина маслом. По этой причине коллективный медно-молибденовый концентрат перед его разделением, основанным на депрессии молибденита декстрином или крахмалом, подвергается низкотемпературному обжигу для удаления собирателя с его поверхности. Флотируемость молибденита довольно резко ухудшается тонкими шламистыми частицами слоистых алюмосиликатов (сланцев, талька, бентонитовых глин и др.), обладающих гидрофобностью по плоскостям спайности, и гидрофобизированными шламами сульфидных минералов (например, халькопирита).

Депрессорами молибденита являются также красители с несколькими группами  $-N=O$ ,  $-N=NH$ ,  $-OH$ ,  $-NH_2$ ,  $-NHR$  и некоторые другие реагенты. Однако гораздо чаще при селективной флотации используются реагентные режимы, основанные на флотации молибденита и депрессии других сульфидных минералов. Эффективная депрессия сульфидных минералов меди, особенно вторичных, может быть достигнута в присутствии феррицианида калия (красной кровяной соли).

*Повеллит* – продукт окисления молибденита, встречается в зоне окисления вместе с молибденитом, часто в виде поверхностной пленки (налета) на нем. В вольфрамо-молибденовых месторождениях повеллиту сопутствуют шеелит и молибдошеелит.

Повеллит флотируется жирными кислотами и их солями в щелочной среде. В качестве регуляторов флотации применяют соду и жидкое стекло. При достаточно высоком содержании повеллита его извлекают из хвостов сульфидной флотации.

Наличие кальциевых минералов в руде (флюорит, апатит, кальцит и др.),

которые также хорошо флотировались жирными кислотами, затрудняет получение богатых повеллитовых концентратов. Из вольфрамо-молибденовых руд повеллит извлекается совместно с шеелитом в виде коллективного концентрата, который подвергается гидрометаллургическому разделению.

*Ферримолибдит* встречается в верхних горизонтах зоны окисления молибденовых месторождений. Он является продуктом окисления молибденита в присутствии железосодержащих окислов и гидроокислов («железная шляпа» месторождений). Ферримолибдит отлагается в трещинах и зонах выщелачивания.

Вследствие содержания в кристаллической решетке ферримолибдита оксидов железа и его тесной связи с лимонитом и железистыми охрами флотационным методом этот минерал извлекается значительно труднее, чем повеллит. При флотации ферримолибдита жирными кислотами в содовой среде получают концентраты, содержащие менее 1 % Мо, которые перерабатываются гидрометаллургическими методами.

*Вульфенит* хорошо извлекается гравитационными методами, так как имеет большую плотность – 6,8 г/см<sup>3</sup>. В промышленных рудах встречается в зонах окисления свинцово-цинковых и молибденовых месторождений. В последнее время утратил свое промышленное значение

### **Типы месторождений**

Мировое производство молибдена осуществляется преимущественно из собственно молибденовых, медно-молибденовых и молибдено-вольфрамовых руд. Генетически месторождения молибдена разделяются на гидротермальные, скарновые и пегматитовые. По существующей классификации промышленное значение имеют следующие месторождения: жильные, скарновые, а также штокверковые.

К *жильным месторождениям* относятся кварц-молибденитовая, кварцвольфрамит-молибденитовая и кварц-молибденит-серицитовая формации. Месторождения последней формации существуют в России, Норвегии, Канаде, США. Кроме молибденита и кварца, в этих рудах содержатся вольфрамит (гюбнерит, ферберит), пирит, халькопирит и др.

*Скарновые месторождения* в основном комплексные, они могут содержать молибден, вольфрам, олово, медь, цинк, висмут и др. В СНГ к ним относятся Тырнаузское, Чорух-Дайронское, Майхуринское и др. Вольфрам в этих рудах присутствует в виде шеелита.

*Штокверковые месторождения* делятся на собственно молибденовые, медно-молибденовые и вольфрамо-молибденовые. В СНГ это месторождения медно-молибденовых руд, при обогащении которых обычно получают медные и молибденовые концентраты. Эти руды содержат сульфиды (пирит, молибденит, халькопирит, борнит и др.) и пронизаны тонкими прожилками кварца.

К медно-молибденовым месторождениям СНГ относятся Коунрадское,

Алмалыкское, Бошекульское, Каджаранское, Агаракское, Сорское и др. Из зарубежных месторождений можно отметить Медет (Болгария), Бингем (США), Чукикамата (Чили), Бренда, Лорнекс (Канада) и др. В порфириновых медномолибденовых рудах молибден ассоциирует с халькопиритом и пиритом.

К собственно молибденовым месторождениям относятся Богадинское, Мачкатица, а также крупнейшее в мире месторождение Клаймакс, в котором сосредоточено более половины запасов молибдена капиталистических стран.

Молибденовые и медно-молибденовые руды делятся по содержанию в них окисленных форм молибдена на сульфидные (менее 10–12 %), смешанные (10–20 %) и окисленные (более 20 %).

В СНГ добыча молибденовых концентратов осуществляется из штокверковых (60 %), скарновых (20 %) и жильных (20 %) месторождений, хотя основные запасы сосредоточены в скарновых месторождениях. В капиталистических странах основная добыча осуществляется из руд штокверковых месторождений (около 70 %) и в меньшей степени – из жильных и скарновых.

Промышленное содержание молибдена в перерабатываемых рудах колеблется в широких пределах. В чисто молибденовых рудах обычно содержится 0,1–0,5 % Мо и более, а в медно-молибденовых, вольфрамо-молибденовых и других, включающих два и более ценных компонента, – 0,01 % и менее. В то же время в процессе обогащения необходимо получать концентраты с высоким содержанием молибдена (45–50 % и более).

### **Контрольные вопросы:**

1. Назовите основные минералы молибдена.
2. Чем обусловлена высокая естественная гидрофобность молибденита?
3. Назовите типичные собиратели для молибденита.
4. Какова роль сульфгидрильных собирателей при флотации сульфидных молибденовых руд?
5. Расскажите о поведении молибдена при флотации анионными собирателями.
6. Назовите подавители флотации молибденита.
7. Расскажите об особенностях повеллита, ферримолибдита, вульфенита и о путях их извлечения.
8. Как классифицируются месторождения молибденита?
9. Чем определяется промышленная ценность месторождений штокверкового типа?
10. Назовите основные месторождения молибдена.
11. Как классифицируются молибденовые и медно-молибденовые руды по содержанию в них окисленных форм молибдена?
12. Как распределяются запасы по типам месторождений в СНГ и других странах?

## Лекция №30.

### Тема: Технология обогащения молибденовых руд

#### План:

1. Основные свойства и области применения молибдена.
2. Технические требования к концентратом

**Ключевые слова:** основные процессы, флотационные методы, плотность, температура кипения, температура плавления, щелочность, растворения, использования.

#### Основные свойства и области применения молибдена

Молибден относится к 6 группе периодической системы элементов. Это серебристо-белый металл плотностью  $10.2 \text{ г/см}^3$ .

Температуре плавления молибдена  $2625^{\circ} \text{C}$ , т. Кип –  $4880^{\circ} \text{C}$ . Молибден обладает высокой коррозионной устойчивостью, эластичностью, устойчив в разбавленной серной и плавиковой кислотах и в холодных растворах щелочей, слабо растворяется в крепкой азотной кислоте, быстрее в разбавленной, легко растворяется в горячей соляной кислоте, царской водке и смесь разбавленных азотной и серной кислот.

Неочищенный металлический молибден в первый был получен хельмом в 1970г. Чистый металлический молибден в первый удалось получить в 1910г.

Благодаря своим физическим и химическим свойствам металлический молибден используется в очень многих отраслях современной техники. Примерно 90-95% добываемого металла используется в металлургии. Молибден наиболее широко используется в качестве добавок при производстве легированных, нержавеющей, жаропрочных и других сталей чугуна и различных сплавов.

В сталелитейной промышленности молибден применяется в виде трех окиси молибдена, ферромolibдена или молибдата кальция  $\text{CaMoO}_4$ . Содержание молибдена в специальных сталях составляет 0.2-1.2%, до 8%. Кроме сплавов с железом, производится многочисленные сплавы молибдена с титаном, хромом, ванадием, вольфрамом, никелем, кобальтом, и другими цветными металлами. Добавки молибдена к сплавом улучшает их структуру, механические, антикоррозионные и другие свойства, а также повышает их тугоплавкость.

В последние годы производство молибдена составляло в среднем около 85 тыс. Т в год. В том числе в США (60 тыс.т.), в Канаде (15 тыс.т.), в Чили (10 тыс.т.) В год.

В незначительных количествах молибден добывает в Японии, Аргентине, Мексике, Нигерии, Перу, Испании и СНГ. Намечается увеличение производства молибдена до 115120 и тыс.т. в год. Основными потребителями молибдена являются США (30 тыс. т. Год), Великобритания (4,5 тыс. т.), Франция (4,6 тыс. т.), Япония (11,5 тыс. т.), Германия, Швеция, Италия, Канада (1.8 тыс.т).

Чистый металл используется радиотехники и электротехнике, в радиолампах, рентгеновских трубках, в ракетостроении, при изготовлении деталей атомных реакторов, в химической, керамической, в медицине.

### Технические требования к концентратом

Промышленное содержание молибдена в перерабатываемых рудах колеблется в широких пределах. В чисто молибденовых рудах обычно содержится 0,1—0,5% молибдена и более, а в медно-молибденовых, вольфрамо-молибденовых и других, содержащих два и более ценных компонентов, — 0,01 % и менее. В то же время в процессе обогащения необходимо получать концентраты с высоким содержанием молибдена — 45—50% и более (табл. 1.10).

Таблица 1.10. Содержание (%) компонентов в молибденовых концентратах получаемые при флотации молибденсодержащих руд.

Марка концентрата	Молибден не менее	примеси не более				
		Окись кремния	Мышьяк	Олово	Фосфор	Медь
КМФ 1	51	5	0,04	0,03	0,03	0,4
КМФ 2	48	7	0,06	0,05	0,04	0,8
КМФ 3	47	9	0,07	0,07	0,05	1,5
КМФ 4	45	12	0,07	0,07	0,05	2,5

#### **Контрольные вопросы:**

1. Назовите основные минералы молибдена.
2. Чем обусловлена высокая естественная гидрофобность молибденита?
3. Назовите типичные собиратели для молибденита.
4. Какова роль сульфгидрильных собирателей при флотации сульфидных молибденовых руд?
5. Расскажите о поведении молибдена при флотации анионными собирателями.
6. Назовите подавители флотации молибденита.
7. Расскажите об особенностях повеллита, ферримолибдита, вульфенита и о путях их извлечения.
8. Как классифицируются месторождения молибденита?
9. Чем определяется промышленная ценность месторождений штокверкового типа?

## Лекция №31.

### Тема: Характеристика медно-молибденовых руд.

#### План:

1. Флотация медно-молибденовых руд.
2. Обогащение сульфидных руд. Флотационные режимы

**Ключевые слова:** руда, минерал, содержание металла в руде или продукте обогащения, выход продукта, степень сокращения, ценный компонент, концентрат, промпродукт, хвосты, пустая порода, извлечение металла

#### Флотация медно-молибденовых руд

Молибденовые и медно-молибденовые руды обогащаются исключительно флотацией. При наличии в этих рудах других ценных минералов (вольфрамит, касситерит, монацит и др.) применяются гравитация, магнитная сепарация (например, на фабрике «Клаймакс», США). Первичная флотация сульфидов молибдена и меди из руд не представляет затруднений, но доводка черновых концентратов и разделение коллективных медно-молибденовых продуктов для получения отдельных кондиционных концентратов требуют хорошего знания всех технологических приемов обработки и разделения их обогатительными, химическими и металлургическими методами. При наличии в руде или в коллективных концентратах окисленных форм молибдена и меди процесс разделения еще больше усложняется.

Сульфидные молибденовые руды относятся к наиболее легко обогатимым. Руды содержат незначительное количество сульфидов тяжелых металлов, молибденит в них тесно ассоциирует с кварцем и вкраплен очень неравномерно, что требует использования многостадийных схем измельчения и флотации: I стадия основной флотации осуществляется после грубого измельчения (примерно до  $-0,1-0,2$  мм), а последняя перечистная, или контрольная, флотация – после измельчения до  $-0,044$  мм. Концентрат основной флотации часто перечищается 3–6 раз.

В качестве собирателей молибденита обычно применяются аполярные реагенты – керосин, трансформаторное масло (100– 200 г/т) и другие углеводородные масла, а также ксантогенаты, в качестве пенообразователей – сосновое масло, ксиленол и др.

Молибденит флотируется в щелочной среде (рН 7,5–8,0), создаваемой содой (1–2 кг/т). При повышенном содержании сульфидов меди и железа их подавляют сульфидом натрия, подаваемым в цикл доизмельчения концентрата, и цианидами, подаваемыми в перечистные операции и операции доводки.

При повышенном содержании шламов применяют жидкое стекло (0,5–2,0 кг/т). Расход подавителей определяется содержанием и характером сульфидов и обычно колеблется от 3 до 30 кг/т концентрата сульфида натрия и

от 0,3 до 3 кг/т цианидов.

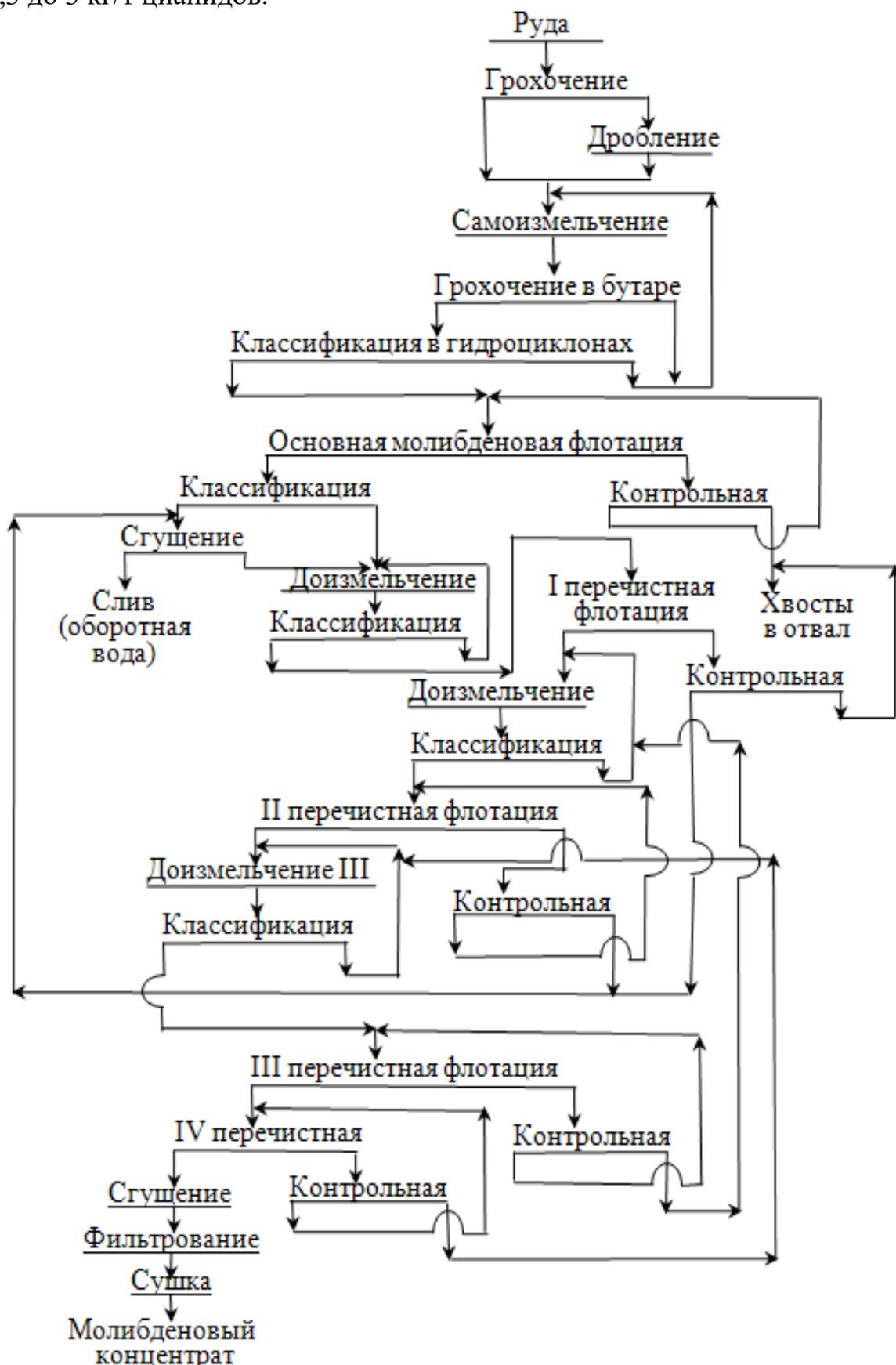


Рис. 34. Схема обогащения сульфидной молибденовой руды на фабрике «Гендерсон» (США)

Фабрика «Гендерсон» компании «Клаймакс молибденум Ко» (шт. Колорадо, США) введена в эксплуатацию в 1976 г. и имеет производительность 30 тыс. т/сут. Руда, перерабатываемая на фабрике, содержит 0,295 % Мо. При обогащении получается молибденовый концентрат, содержащий 91 % молибденита (54,5 % Мо).

Исходная руда после одностадийного дробления (рис. 34) в конусной дробилке (1 370 мм) до 300 мм поступает на измельчение в три мельницы самоизмельчения типа «Каскад» (8,85x4,27 м), работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами.

После измельчения до 65 % класса  $-0,147$  мм (40 % класса  $-0,074$  мм) руда поступает на молибденовую флотацию, в цикле которой после основной и контрольной флотации выделяются отвальные хвосты. Черновой молибденовый концентрат поступает на доводку, включающую три операции доизмельчения и четыре перечистные операции. Особенностью схемы является включение контрольных операций во всех перечистных циклах флотации с возвратом полученных продуктов. Флотация молибденита осуществляется аполярными реагентами, а пустая порода подавляется жидким стеклом.

### **Обогащение сульфидных руд. Флотационные режимы**

Наиболее легко поддаются обогащению с получением высоких технологических показателей чисто молибденитовые кварцевые руды с небольшим содержанием в них других сульфидов.

Учитывая характер вкрапленности сульфидных минералов в таких рудах, флотация производится обычно при очень крупном измельчении с получением грубых молибденовых концентратов и отвальных хвостов. Так, крупность первичного измельчения на фабрике «Клаймакс» (США) составляет 43 % класса  $+0,15$  мм, на фабрике «Урад» — 37% класса  $+0,15$  мм, на фабрике «Эндако» — 40% класса  $-0,074$  мм, на фабрике «Бос Маунтайн» — 55 % класса  $-0,074$  мм.

Доизмельчение грубого концентрата, представляющего собой в основном сростки кварца с небольшими включениями молибденита, и его доводка осуществляются стадийно.

В цикле доизмельчения грубых молибденовых концентратов получило распространение галечное измельчение. С применением гали размером 63—75 мм достигается конечная крупность измельченного концентрата от 90 % класса  $-0,074$  мм (например, на фабрике «Урад») до 95 % класса  $-0,074$  мм (например, на фабрике «Эндако»). Даже очень тонкое измельчение галей не оказывает вредного влияния на флотируемость молибденита, тогда как измельчение стальными шарами понижает его извлечение в конечный концентрат. По этой причине, например, на фабрике «Клаймакс» (США) только первая стадия доизмельчения производится шарами, остальные (вторая, третья и четвертая) — галей.

Практика переработки молибденовых руд на фабриках «Клаймакс», «Урад», «Эндако» и др. показывает, что применение галечного измельчения по

сравнению с шаровым позволяет улучшить селективность флотационного процесса и получать более богатые молибденовые концентраты.

В качестве собирателя используют углеводородные масла (керосин, трансформаторное масло, машинные масла марок СУ и Л, соляровое масло и др.) при расходе 100—300 г/т руды. Повышение эффективности их действия при флотации достигается:

учетом влияния температуры, поскольку в холодных пульпах лучшие результаты дают менее вязкие масла, а в теплых — более вязкие; созданием условий, обеспечивающих максимальное число столкновений минеральных частиц с капельками масла, за счет энергичного перемешивания пульпы с маслом или тонкого предварительного эмульгирования подаваемого углеводородного масла без стабилизаторов эмульсии, которые могут затруднять закрепление капелек масла на частичках молибденита;

подбором пенообразователя, предотвращающего гашение пены в присутствии аполярных масел. В качестве таких пенообразователей наиболее широкое применение получили ОПСБ, Т-66, сосновое масло.

Небольшие добавки сульфированных моноглицеридов жирных кислот, известных под названием реагентов «Синтекс», на молибденовых фабриках США и Канады позволили за счет лучшего эмульгирования углеводородных масел и улучшения пенообразования существенно повысить результаты обогащения молибденовых руд при снижении расхода соснового масла. В частности, применение их на фабрике «Клаймакс» привело к повышению извлечения молибдена на 2 %; предварительной загрузкой в пульпу реагентов-пептизаторов (жидкого стекла, сульфатцеллюлозы, гексаметафосфата и др.), предотвращающих покрытие капелек масла тонкими шламами и тем самым обеспечивающих эффективное закрепление собирателя на поверхности флотируемых частиц молибденита. Добавки ксантогената (5—30 г/т) при флотации молибденовых руд углеводородными собирателями повышают извлечение молибдена. Так, по данным Ю. А. Чуева, при введении бутилового ксантогената в основную молибденовую флотацию извлечение молибдена повышается на 1,24—6,35 % как за счет улучшения флотируемости тонкоизмельченного молибденита, так и доизвлечения сростков молибденита с другими сульфидными минералами.

В цикле основной молибденовой флотации обычно применяют соду (рН 8-г 9). При обогащении руд, содержащих или образующих при измельчении относительно большое количество шламов, применяют жидкое стекло (20—40 г/т) или гексаметафосфат натрия. На фабрике «Бьют» для этих целей используют пирофосфат (12 г/т). Их загрузкой в большинстве случаев удается также предотвратить (как, например, на фабрике «Клаймакс») вредное действие измельченного бетона, попадающего в руду в процессе горных работ. Добавки извести бывают иногда необходимы для нейтрализации вредного влияния на флотацию глинистых пород. Однако известь в некоторых рудах вызывает коагуляцию шламов и налипание их на частицы молибденита, что приводит к потере последних в хвостах флотации. Применение едкого натра в таких

случаях ухудшает извлечение молибденита.

Повышению извлечения молибденита из руд с малым содержанием других сульфидов способствует предварительная обработка аполярным собирателем пенных продуктов основной и контрольной флотации.

Концентрат основной флотации после одной двух перечисток и доизмельчения, с целью раскрытия сростков молибденита с другими минералами, подвергают нескольким (от четырех до двенадцати) дополнительным перечисткам, чтобы получить окончательный молибденовый концентрат, содержащий около 50 % молибдена.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Какие реагенты применяют в качестве собирателя при флотации окисленных руд минералов молибдена?
2. Назовите причины, из-за которых окисленные и смешанные руды трудно обогащаются.
3. Что служит пенообразователем при флотации повеллита?
4. Какого качества получают концентраты в результате флотации окисленного молибдена?
5. Назовите товарный продукт, получаемый из некондиционного концентрата окисленного молибдена.
6. Почему флотация ферримолибдита представляет сложную задачу?
7. Назовите испытанные заменители олеиновой кислоты.
8. Какие концентраты можно получить при комплексном обогащении молибденовой руды?

## Лекция №32.

### Тема: Методы разделения медно – молибденовых концентратов

#### План:

1. Методы разделения медно – молибденовых концентратов.
2. Технические требования к медно-молибденовым концентратам

**Ключевые слова:** руда, минерал, ценный компонент, концентрат, промпродукт, качественная схема, качественно–количественная схема.

#### Методы разделения медно – молибденовых концентратов

Медно-молибденовые руды перерабатывают обычно по схеме коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата на медный и молибденовый, иногда получают и пиритный концентрат. Наибольшее значение имеют порфиновые медно-молибденовые руды, характеризующиеся как крупной вкрапленностью молибденита и пирита, так и наличием тонковкрапленных минералов меди, молибдена и пирита.

К таким рудам целесообразно применять стадийные схемы обогащения с выделением коллективного медно-молибденового концентрата и отвальных хвостов при грубом измельчении руды до 45–55 % класса –0,074 мм. Коллективный концентрат после классификации и доизмельчения песков классификатора до 90–95 % класса –0,074 мм подвергается перечистке.

В ряде случаев при флотации медно-молибденовых порфиновых руд применяют схемы, предусматривающие контрольную флотацию хвостов основной коллективной флотации с перечисткой концентрата, получаемого в контрольной флотации (с предварительным доизмельчением этого концентрата или без него). Такие схемы используются на фабриках Балхашская, «Пинто Вэлли» и др.

Разделение медно-молибденовых концентратов – основная проблема при обогащении медно-молибденовых руд. Оно может быть осуществлено подавлением медных минералов и флотацией молибденита или наоборот. Разделение коллективного концентрата осуществляется обычно после его сгущения с последующей репульпацией. Сгущение позволяет удалить часть реагентов, что создает определенную независимость и стабильность работы цикла доводки молибденового концентрата.

В настоящее время в промышленной практике нашли применение следующие методы разделения коллективных медно-молибденовых концентратов.

*Пропарка в среде сернистого натрия.* Сернистый натрий (3–5 кг/т коллективного концентрата) подают в перечистные операции, а хвосты перечистки поступают в начало основной молибденовой флотации, что обеспечивает поступление реагента по всему фронту флотации. В условиях «паровой» флотации молибденита сульфиды меди и пирит депрессируются. Температура процесса 80–90 °С создается «острым» паром непосредственно во

флотационных машинах.

Замечено, что при нагреве пульпы до 80–90 °С резко усиливается десорбция собирателя сернистым натрием со всех сульфидов, кроме молибденита (и повеллита). Это объясняется более замедленным окислением (разложением) сернистого натрия, так как в условиях «паровой» флотации снижаются доступ кислорода в пульпу (пар содержит меньше кислорода, чем окружающий воздух) и окисление сернистых и гидросернистых ионов (до ионов  $\text{SO}_4^{2-}$  не являющихся десорбентами собирателя).

При нагреве пульпы уменьшается растворимость газов в ее жидкой фазе. Поэтому они выделяются в виде микропузырьков, которые закрепляются в первую очередь на молибдените как наиболее гидрофобном минерале, что улучшает флотируемость его наиболее мелких частиц. Для увеличения количества газов, выделяющихся из раствора, в пульпу вводят бикарбонат натрия  $\text{NaHCO}_3$  (около 150–200 г/т), который при повышенной температуре разлагается с выделением углекислого газа.

Применение «паровой» флотации позволило в 5–6 раз снизить расход сернистого натрия и значительно повысить технологические показатели селективной флотации. Этот метод нашел широкое применение при разделении коллективных медно-молибденовых концентратов на обогатительных фабриках. На Балхашской обогатительной фабрике при содержании в коллективном концентрате 18 % Cu и 0,1–0,15 % Mo получают кондиционный молибденовый концентрат при извлечении молибдена около 60 %.

При разделении медно-молибденового концентрата расход реагентов составляет, г/т коллективного концентрата: 150 кальцинированной соды (в основную и контрольную флотации); 312 керосина; 2 700–3 000 сернистого натрия (в основную, контрольную и I и III перечистные флотации); 250 жидкого стекла (в основную, I и III перечистные флотации).

*Флотация молибденита и подавление сульфидов меди и пирита после окислительной пропарки коллективного концентрата* (в течение 40–60 мин) в известковой среде в плотной пульпе (55–65 % твердого). Для интенсификации пропарки в процесс иногда дополнительно подается воздух. Пропарка в известковой среде способствует разрушению и снятию с поверхности сульфидов меди и пирита пленки собирателя и окислению поверхности этих сульфидов.

На Алмалыкской обогатительной фабрике пропарка проводилась «острым» паром в контактных чанах при температуре 70–80 °С и содержании свободной CaO 800–1 000 г/м<sup>3</sup>. После пропарки пульпа поступала в отдельный чан для разбавления свежей водой до 20–27 % твердого. Содержание свободной CaO снижалось до 200–300 г/м<sup>3</sup>.

Молибденит флотируется нейтральными маслами (керосин или веретенное масло и др.), которые подаются перед пропаркой в основную и в I и V перечистные операции. Сернистый натрий также подается (до 3–5 кг/т концентрата) в различные операции флотации. В таком же количестве в процесс флотации добавляется жидкое стекло. Для дополнительного

подавления сульфидов меди и пирита иногда вводятся цианиды.

Если содержание молибдена в коллективном концентрате составляет около 0,1 %, то после селективной флотации в готовом молибденовом концентрате оно было не ниже 40 %.

*Флотация молибденита и подавление сульфидов меди и пирита после низкотемпературного окислительного обжига коллективного концентрата* (при 260–330 °С). В процессе обжига окисляется поверхность сульфидов меди и железа, разрушается пленка собирателей на всех сульфидах (в том числе пленка аполярного реагента на поверхности молибденита) без окисления самой поверхности. После обжига проводится репульпация концентрата с последующей флотацией молибденита нейтральными маслами.

*Подавление сульфидов меди и железа гидросульфидом натрия NaHS, сульфидом аммония  $(NH_4)_2S$  или гидросульфидом аммония  $NH_4HS$* , применяемое самостоятельно или в сочетании  $Na_2S$  с NaHS и NaHS с  $(NH_4)_2S$  без пропарки. Например, на фабрике «Бренда» (Канада) медно-молибденовый концентрат разделялся с помощью гидросульфида натрия (около 10 кг/т коллективного концентрата), а на фабрике «Гибралтар» (Канада) – сульфида аммония (4 кг/т) и гидросульфида натрия (8 кг/т). Гидросульфид натрия применяется также на фабриках «Миши» и «Айленд» (Канада).

*Флотация молибденита и подавление сульфидов меди и железа реагентом «Ноукс»*. Разделение коллективного концентрата осуществляется при pH 8,0–10,5 и расходе реагента «Ноукс» около 5–8 кг/т коллективного концентрата. Возможно совместное применение этого реагента с сернистым натрием. Разделение медно-молибденового концентрата с применением реагента «Ноукс» осуществляется на фабриках «Пима», «Эль-Сальвадор», «ПинтоВэлли» (США) и др.

*Подавление сульфидов меди и железа реагентом «Анимол Д»*. Расход реагента составляет около 6–8 кг/т коллективного концентрата. Применяется он на фабрике «Чукикамата» (Чили). Реагент «Анимол Д» в сочетании с цианидом натрия применяется при селекции медно-молибденового концентрата на фабрике «Лорнекс» (Канада).

*Флотация молибденита и подавление сульфидов меди и железа феррицианидами (1,0–1,5 кг/т) или цианидом натрия (около 0,5 кг/т) в слабощелочной среде совместно с сульфатом цинка*. Этот метод применяется на фабриках «Моренси» (США), «Гаспе» (Канада) и др.

*Подавление сульфидов меди и железа с помощью окислителей* – перекиси водорода (0,5–1,0 кг/т), гипохлорида натрия (около 2 кг/т) и др. Эти окислители применяются на фабрике «Сан-Мануэль» (США).

*Подавление молибденита органическими коллоидами* (крахмал, декстрин) *и флотация сульфидов меди*. Этот метод применяется на фабриках «Магна», «Артур» и «Сильвер-Белл» (США). Коллективный концентрат перед флотацией сульфидов меди сгущается для удаления в слив аполярных реагентов, избыток которых и наличие их на поверхности молибденита затрудняют его подавление крахмалом или декстрином. Далее коллективный

концентрат репульпируется свежей водой до 20 % твердого; в пульпу добавляется 600–900 г/т крахмала или декстрина (в виде 10 %-го раствора) и флотируется медный концентрат в известковой среде (рН 11,5–12,0) для подавления пирита. Перечищают медный концентрат также при добавлении извести и декстрина (или крахмала). Хвосты медной флотации обезвоживаются и подвергаются обжигу при 300 °С для разрушения пленки декстрина, после чего флотируют молибденит с аполярными маслами и пенообразователем. Для очистки молибденового концентрата от сульфидов меди в перечистные операции подают цианиды (500–700 г/т концентрата).

Для разделения очень сложных по вещественному составу медномолибденовых концентратов применяют сочетания 2–3 и более перечисленных выше методов.

Для получения высококачественных молибденовых концентратов число перечистных операций колеблется от 5 до 14 в зависимости от типа руды. Перечистки сочетаются с другими технологическими операциями, такими, как доизмельчение, термическая обработка и т.д. Если флотация исходной руды проводится в плотной пульпе (при содержании твердого до 40–45 %), то перечистная флотация – в разжиженной, плотность которой непрерывно уменьшается; в последних перечистках содержание твердого может достигать 3–5 %. При большем числе перечистных операций в процессе циркулирует значительное количество продуктов, с которыми теряется часть молибдена. В конечном молибденовом концентрате извлечение молибдена составляет от 45 до 86 %.

Если циркуляция продуктов затрудняет получение высококачественного молибденового концентрата, то применяются открытые схемы флотации с выводом части молибдена в виде низкокачественного промпродукта, который поступает на гидрометаллургическую переработку. Чаще всего промпродукт выводится после первых перечисток черного молибденового концентрата или после перечистки концентрата контрольной флотации.

При невозможности получения кондиционного молибденового концентрата по содержанию молибдена и вредных примесей в цикл доводки включаются такие операции, как низкотемпературный обжиг и выщелачивание. Иногда (фабрики «Магна» и «Артур», США) после обжига сначала осуществляется флотация минералов породы, а затем молибденита.

Обжиг – эффективный метод повышения качества молибденового концентрата при загрязнении его аморфным углем (шунгитом) или просто углем, который при обжиге сгорает. Обжиг может быть осуществлен и при более высокой температуре. В этом случае молибденит переходит в трехокись молибдена и его содержание в концентрате повышается; содержащиеся в молибденовом концентрате медные минералы окисляются, а затем выщелачиваются серной кислотой или цианидом натрия.

На фабрике «Чукикамата» (Чили) проводится цианидное выщелачивание меди из молибденового концентрата при расходе цианида натрия 900 г/т. В последнее время находит применение хлорное и аммиачное

выщелачивание молибденовых концентратов. При хлорном выщелачивании с подогревом, которое используется на фабрике «Бренда» (Канада), содержание меди и свинца в молибденовом концентрате снижается, соответственно, на 0,07 и 0,05 %.

### **Контрольные вопросы:**

9. Какой тип молибденовых руд относится к труднообогатимым?
10. С чем связана многостадийность схем измельчения и флотации сульфидных молибденовых руд?
11. Назовите крупность основной флотации и последних перерасчетных операций.
12. Сколько перерасчетов требуется для доведения концентрата основной флотации до кондиции?
13. В какой среде происходит флотация молибденита?
14. Какие реагенты используются при флотации сульфидных молибденовых руд? Назовите их расходы.
15. Почему молибденовые циклы имеют большое число перерасчетов?
16. Приведите пример фабрики, перерабатывающей сульфидные молибденовые руды, расскажите о ее особенностях.
17. По какой схеме обычно перерабатываются медно-молибденовые руды?
18. Назовите два пути разделения медно-молибденовых концентратов.
19. Перечислите способы селекции коллективных медно-молибденовых концентратов.
20. На каких фабриках и с какой целью применяются реагент «Ноукс»?
21. Расскажите о назначении реагента «Анимол Д».
22. В каком случае и на каких фабриках используется низкотемпературный обжиг с целью повышения качества молибденового концентрата?
23. Когда применяются открытые схемы флотации?
24. Объясните назначение всех операций сгущения в схемах переработки медно-молибденовых руд.
25. Начертите схемы обогащения медно-молибденовых руд и обоснуйте реагентные режимы.
26. С какой целью применяется пропарка коллективного медно-молибденового концентрата? Расскажите об условиях пропарки.
27. Назовите фабрики, на которых применяется пропарка.
28. Объясните назначение «паровой» флотации.
29. Назовите реагентный режим депрессии сульфидов меди и железа без пропарки, применяемый на фабриках Канады.
30. Перечислите все способы подавления сульфидов железа и меди.
31. Расскажите о способе разделения медно-молибденового концентрата с подавлением молибденита. На каких фабриках США он применяется?



## Лекция №33.

### Тема: Технология обогащения окисленных молибденовых руд

#### План:

1. Флотация повеллитовых руд.
2. Флотация ферримолибдитовых руд.

**Ключевые слова:** окисленные минералы молибдена, руда, минерал, технологическая схема, полезный компонент, ценный компонент, концентрат, промпродукт, качественная схема, качественно–количественная схема.

#### Флотация повеллитовых руд

Основные окисленные минералы молибдена – повеллит и в меньшей степени ферримолибдит. При наличии повеллита в сульфидных молибденовых или медно-молибденовых рудах его можно флотировать вместе с молибденитом, получая сульфидно-окисленный молибденовый концентрат, или флотировать повеллит из хвостов сульфидной, молибденовой или медномолибденовой флотации.

В первом случае собиратель повеллита – олеиновую кислоту или другие жирные кислоты – подают в пульпу вместе с керосином и другими собирателями молибденита. Во втором случае жирные кислоты подают в повеллитовую флотацию, проводимую в щелочной (содовой) среде. Для подавления пустой породы вводят жидкое стекло. Окисленный с поверхности молибденит – повеллитизированный молибденит извлекается вместе с повеллитом.

Содержащиеся иногда в руде или хвостах молибденитовой флотации другие кальциевые минералы (кальцит, флюорит, апатит), а также серицит и тальк флотируются вместе с повеллитом и тем усложняют перечистку и получение богатых повеллитовых концентратов.

Пенообразователем при флотации повеллита может быть олеиновая кислота (олеат натрия), обладающая собирательными и пенообразующими свойствами. Обычно во флотацию добавляют сосновое масло или ксиленол. Часто собиратель применяют в виде смеси (эмульсии) жирных кислот и аполярных реагентов при соотношении от 1:1 до 1:2, что позволяет дополнительно извлечь молибденит и получить более тонкую эмульсию олеиновой кислоты. Это обеспечивает более эффективное ее использование и повышение извлечения повеллита.

При флотации сульфидно-окисленной молибденовой руды ВосточноКоунрадского месторождения флотацию окисленного молибдена проводят из хвостов сульфидной флотации. Руды Восточно-Коунрадского месторождения сложены кварцем, серицитом и полевым шпатом. Они содержат молибденит, повеллит, пирит, флюорит и др. Месторождение разрабатывается подземным способом, крупность максимального куска руды составляет 350 мм. На молибденовой фабрике руда дробится в две стадии до –25 мм, измельчается

в две стадии в шаровых мельницах до 60 % класса  $-0,074$  мм и поступает на основную сульфидную молибденовую флотацию. Концентрат после I перерешетки и доизмельчения до 90 % класса  $-0,074$  мм поступает на II перерешетную флотацию.

Из хвостов II перерешетной флотации извлекают пиритный концентрат, который присоединяют к хвостам основной сульфидной флотации. Молибденовый концентрат II перерешетной флотации сгущают, подвергают пропарке и 3 раза перерешивают. Полученный сульфидный концентрат содержит 50–52 % Мо при извлечении 92–94 % от содержания сульфидного молибдена в руде.

В основную сульфидную флотацию подается сода до рН около 8; 250 г/т керосина; 40 г/т вспенивателя Т-66. В I перерешетную флотацию – 90 г/т жидкого стекла, во II перерешетную – 1 100 г/т сернистого натрия и 90 г/т жидкого стекла. Пропарка концентрата II перерешетной флотации проводится при 80 °С в течение 30–40 мин с жидким стеклом. В III перерешетную флотацию подают 300 г/т сернистого натрия; в IV и V перерешетные – 300 и 220 г/т сернистого натрия соответственно.

Хвосты основной сульфидной флотации подвергаются контрольной молибденовой флотации, концентрат которой возвращается в основную флотацию, а хвосты (содержащие 0,01–0,02 % Мо) направляются на основную окисленную молибденовую флотацию. В последнюю подается 80 г/т олеиновой кислоты, 500 г/т жидкого стекла и 180 г/т керосина.

Концентрат окисленной флотации после I перерешетки сгущается и пропаривается при 85 °С в течение 30–40 мин с жидким стеклом (1 300 г/т; концентрация 3–5 %), фильтруется для удаления десорбированных реагентов, разбавляется свежей водой и подвергается трем перерешеткам с добавлением собирателя.

Пропарка с жидким стеклом, особенно при флотации шламистой руды, содержащей серицит, способствует повышению качества концентратов, так как происходит подавление кварца, кальцита и флюорита (в результате селективной десорбции собирателя с поверхности минералов), и пептизации шламов.

В результате флотации окисленного молибдена получают бедный (некондиционный) концентрат, содержащий 8–15 % Мо, до 6 % S и более 30 % Са. Далее его обжигают и направляют на гидрометаллургическую переработку для получения товарного молибдата кальция.

Наличие в руде большого количества кальцийсодержащих минералов (кальцита, флюорита и др.) и ионов кальция в пульпе снижает селективность флотации и активность олеиновой кислоты. Олеиновая кислота при взаимодействии с этими ионами образует труднорастворимые олеаты кальция и перестает действовать как собиратель. Для перевода олеиновой кислоты из молекулярной формы в ионную ее нужно омылять в щелочной среде или применять вместо нее олеат натрия.

Применение в качестве собирателя олеата натрия, диспергированного алкилсульфатом (10–15 г/т), значительно улучшает технологические показатели

флотации. Кальциевые соли алкилсульфатов более растворимы в воде, чем кальциевые (и магниевые) мыла жирных кислот, и способны диспергировать свежесформовавшиеся кальциевые мыла органических кислот.

### **Флотация ферримолибдитовых руд**

Флотация ферримолибдитовых руд представляет собой сложную задачу, так как ферримолибдит находится обычно в аморфном, разрыхленном тонкодисперсном состоянии, содержит гидроокислы железа и сильно шламуется. Ферримолибдитовые руды располагаются, как правило, в верхних горизонтах окисленных молибденовых и медно-молибденовых руд.

Типичным представителем таких руд является Сорское штокверковое медно-молибденовое месторождение, где в верхних горизонтах («железная шляпа») значительная доля молибдена приходится на ферримолибдит. В более глубоких горизонтах месторождения залегают сульфидные руды, содержащие молибденит, халькопирит, пирит, ковеллин, халькозин и ферримолибдит.

Пустая порода представлена обычно кварцем, полевыми шпатами; присутствуют серицит, каолин, лимонит и др. Ферримолибдит в основном заполняет пустоты выветривания в полевых шпатах. Наравне с крупными частицами ферримолибдит часто находится в дисперсной смеси с каолином или серицитом или окружен сплошной пленкой лимонита.

Если теоретическое отношение  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  к  $\text{MoO}_3$  в минерале равно 1:2,7, то на практике в рудах это отношение в ферримолибдитах изменяется от 1:3,8 до 1:4,6.

При переработке смешанных сульфидно-окисленных молибденовых руд ферримолибдит извлекают обычно жирными кислотами в щелочной среде из хвостов флотации сульфидного молибдена. Так, Иргиредмет предложил осуществлять флотацию окисленных минералов из руд Сорского месторождения в плотной пульпе (35 % твердого) с олеиновой кислотой (1,5 кг/т) в содовой среде (до 6 кг/т соды) при рН около 10,5. Во флотацию подают сосновое масло (0,1 кг/т) и керосин (1,5 кг/т). В результате основной и контрольной флотации руды получен молибденовый концентрат, содержащий около 9,2 % Мо при извлечении 71 %.

Высокий расход олеиновой кислоты вынудил изыскивать более дешевые заменители. В частности, были изучены следующие собиратели для флотации ферримолибдита из сорских окисленных и смешанных руд: соапсток, мылонафт, асидол, контакт Петрова, окисленный керосин, окисленный парафин, окисленный рисайкл, окисленное дизельное топливо и др.

Наиболее высокие показатели были достигнуты с соапстоком при расходе его около 4 кг/т, соды – 1–2 кг/т, керосина – 1,6 кг/т; рН пульпы составлял 9,0–9,5. После двух перечистных и одной контрольной флотации получен концентрат, содержащий до 0,3–0,4 % Мо (степень обогащения 6–7) при извлечении 66–79 %. Соапсток в 3 раза дешевле олеиновой кислоты, он содержит до 62 % жира и жирных кислот.

Испытан и проверен на промышленной фабрике другой заменитель

олеиновой кислоты – окисленный петролатум, являющийся отходом производства при получении высококачественных смазочных масел из нефти. Продукты окисления петролатума состоят из высокомолекулярных твердых жирных кислот типа карбоновых. В промышленности его применяют как эмульгатор. При флотации необходимо использовать соду (2–3 кг/т) для омыления окисленного петролатума. Оптимальное значение рН пульпы при флотации составляет около 9,5. Для предотвращения обильного пенообразования при флотации применяется керосин (30–500 г/т).

При измельчении руды до 60 % класса –0,074 мм после основной, контрольной и перечистой флотации получен концентрат, содержащий 0,4–0,6 % Мо при извлечении до 60 %. Суммарное извлечение в сульфидный и окисленный концентраты достигает 80 %.

Приведенные данные показывают, что при флотации ферримолибдитовых руд можно получать только бедные некондиционные концентраты, которые целесообразно перерабатывать гидрометаллургическим путем.

### **Комплекс использования сырья**

Примером комплексности использования сырья является фабрика «Клаймакс». Эта фабрика (шт. Колорадо, США), работающая с 1918 г., является крупнейшей в мире по производству молибденовых концентратов; ее производительность 45 тыс. т руды в сутки, она обеспечивает до 50 % и более мирового производства молибдена. Содержание в руде молибдена колеблется от 0,3 до 0,8 %; пирита – около 3 %, вольфрама, касситерита и монацита – сотые доли процента каждого. Однако, учитывая высокую производительность фабрики и большую ценность вольфрама, олова и редкоземельных элементов, их извлекают (а также пирит) из хвостов молибденовой флотации.

Минералы породы представлены кварцем, ортоклазом, серицитом. Основной молибденовый минерал – молибденит; около 10 % Мо находится в форме повеллита и ферримолибдита. Эти минералы вкраплены неравномерно, поэтому основная флотация (рис. 35) проводится при сравнительно крупном измельчении (45 % класса +0,15 мм), а после III стадии доизмельчения грубого концентрата последние III и IV перечистки осуществляются при крупности 100 % класса –0,044 мм. Дробление руды – трехстадиальное.

Собиратель молибденита – трансформаторное масло (500 г/т) – подают в шаровые мельницы, для извлечения окисленных форм молибдена подают жирные кислоты (9 г/т), пенообразователем служит сосновое масло (23 г/т). Для подавления пирита добавляют цианиды (15 г/т), основную флотацию проводят в содовой среде при рН 8,3. Для подавления халькопирита и галенита добавляют реагент «Ноукс», обработанный едким натром (до 20 г/т в основную флотацию и до 15 г/т в доизмельчение концентрата).

Хвосты молибденовой флотации (их выход равен 96 % от исходной руды) обесшламливают; шламы сбрасываются в отвал, а пески обогащают на винтовых сепараторах для получения коллективного концентрата тяжелых

минералов. Легкая фракция (хвосты) сбрасывается в отвал, а из тяжелой фракции (концентрата) флотацией получают пиритный концентрат, содержащий до 50 % S.

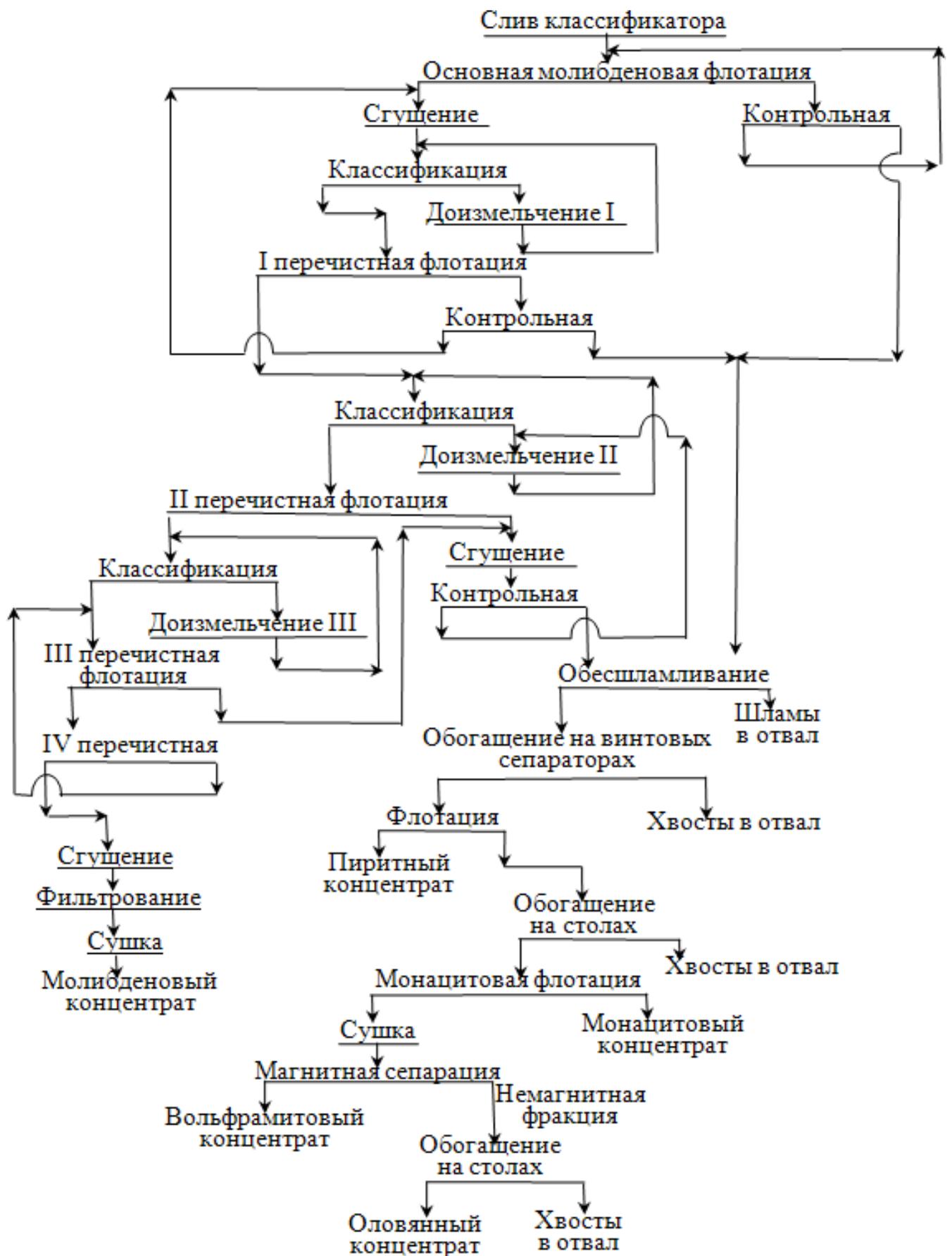


Рис. 35. Схема обогащения комплексной молибденовой руды на фабрике «Клаймакс» (США)

Из хвостов пиритной флотации обогащением на столах получают коллективный концентрат (вольфрамит, касситерит и монацит), из которого флотируют аминным (катионным) собирателем монацит при подавлении вольфрамита и других минералов крахмалом.

Из хвостов монацитово́й флотации, содержащих 40–45 % трехокси́ вольфрама, на магнитном сепараторе извлекают вольфрамит; из немагнитной фракции обогащением на столах получают оловянный концентрат.

Оловянный концентрат содержит 35 % Sn; вольфрамитовый – до 68 % трехокси́ вольфрама; молибденовый – 54 % Mo при извлечении не менее 96 %.

### **Контрольные вопросы:**

1. Какие реагенты применяют в качестве собирателя при флотации окисленных руд минералов молибдена?

2. Назовите причины, из-за которых окисленные и смешанные руды трудно обогащаются.

3. Что служит пенообразователем при флотации повеллита?

4. Какого качества получают концентраты в результате флотации окисленного молибдена?

5. Назовите товарный продукт, получаемый из некондиционного концентрата окисленного молибдена.

6. Почему флотация ферримолибдита представляет сложную задачу?

7. Назовите испытанные заменители олеиновой кислоты.

8. Какие концентраты можно получить при комплексном обогащении молибденовой руды?

9. Нарисуйте принципиальную схему комплексного извлечения ценных компонентов из комплексной молибденовой руды

## Лекция №34.

### Тема: Технология обогащения вольфрамовых руд

#### План:

1. Общие сведения о методах обогащения вольфрамовых руд.
2. Технические требования к вольфрамовым концентратам.

**Ключевые слова:** отсадка, постель, отсадочная машина, диафрагмовые отсадочные машины, беспоршневые отсадочные машины, отсадочные машины с подвижным решетом, неподвижное решето, надрешетная, подрешетная вода, разрыхленность, МОД-1, МОД-2.

#### Основные свойства и области применения вольфрама

Вольфрам – тугоплавкий металл, плавящийся при  $3400^{\circ}\text{C}$ , его плотность  $19,3 \text{ г/см}^3$ . Вольфрам относится к VI группе периодической системы элементов д.и. менделеева. Устойчив на воздухе, на холоду устойчив против действия соляной, серной, азотной и плавиковой кислот любой концентрации. Окисление вольфрама начинается при  $400 - 500^{\circ}\text{C}$ , при более высокой температуре – интенсивно окисляется до желтой  $\text{WO}_3$ .

Твердый углерод и углеродсодержащие газы ( $\text{CO}$ ,  $\text{CH}_4$  и др.) При  $800 - 1000^{\circ}\text{C}$  образуют с вольфрамом карбиды  $\text{W}_2\text{C}$  и  $\text{WC}$ , которые характеризуются высокой твердостью, износостойчивостью и тугоплавкостью (температура разложения  $\text{WC}$  около  $2600^{\circ}\text{C}$ ).

Растворы щелочей на холоду не действует на вольфрам, расплавленные щелочи при доступе воздуха окисляют его, образуя вольфраматы.

Вольфрам образует два устойчивых оксида –  $\text{WO}_3$  и  $\text{WO}_2$  – и ряд промежуточных. Вольфрамовый ангидрид  $\text{WO}_3$  – кристаллический порошок лимонно-желтого цвета плотностью  $7,3 \text{ г/см}^3$ , имеет температуру плавления  $1470^{\circ}\text{C}$ ;  $\text{WO}_2$  – порошок темно-коричневого цвета плотностью  $10,9 - 11,1 \text{ г/см}^3$ , плавится при  $1270^{\circ}\text{C}$ .

Вольфрамовая (желтая) кислота  $\text{H}_2\text{WO}_4$  при температуре выше  $180^{\circ}\text{C}$  теряет воду с образованием вольфрамового ангидрида. Вольфрамовая кислота растворяется в растворах едкого натрия, соды, аммиака с образованием нормальных вольфрамовых солей типа  $\text{Na}_2\text{WO}_4$ , а также других солей. Они содержат анион  $\text{WO}_4^{2-}$ , устойчивый в щелочных растворах при  $\text{pH} > 7,5$ .

Нормальный вольфрамат натрия  $\text{Na}_2\text{WO}_4$  – важная техническая соль вольфрамовой кислоты. Температура плавления безводного  $\text{Na}_2\text{WO}_4$   $200^{\circ}\text{C}$ , плотность  $4,18 \text{ г/см}^3$ . В воде растворяется при температуре до  $+5^{\circ}\text{C}$  на  $35 - 41\%$  с образованием  $\text{Na}_2\text{WO}_4 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$ , а при  $100^{\circ}\text{C}$  – на  $49,2\%$  с образованием  $\text{Na}_2\text{WO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ .

Вольфрамат кальция  $\text{CaWO}_4$  – белый мелкокристаллический порошок имеет плотность  $5,98 \text{ г/см}^3$ , растворимость при  $15^{\circ}\text{C}$  –  $6,2 \text{ мг/л}$ , при  $50^{\circ}\text{C}$  –  $3,2 \text{ мг/л}$ , а при  $100^{\circ}\text{C}$  –  $1,2 \text{ мг/л}$ ; его получают осаждением хлористым кальцием

или известью из растворов вольфраматов щелочных металлов или взаимодействием СаО в твердом состоянии с  $WO_3$  при  $600 - 800^{\circ}C$ .

Значительная часть вольфрама используется для производства специальных сталей. Так, в состав быстрорежущих сталей входят, %: W от 8 до 20, Cr 2 – 7; V до 2,5; Co 1 – 5; C до 1. Эти стали сохраняют высокую твердость и износостойкость до  $650^{\circ}C$ .

К жаропрочным и износостойким относятся сплавы вольфрама 3 – 15% с кобальтом 45 – 65% и хромом 25 – 30%. Эти сплавы применяют для покрытия сильноизнашивающихся деталей машин (клапаны авиадвигателей, лопасти, турбины и др.).

Сплавы вольфрама с молибденом, танталом, ниобием в последнее время применяют в качестве жаропрочных материалов в авиационной и ракетной технике.

Сплавы вольфрама с никелем и медью применяют в радиотерапии, для защиты  $\gamma$ -лучей, для изготовления контейнеров, для хранения радиоактивных изотопов.

Чистый вольфрам (проволока, ленты и др.) Применяют в производстве электроламп, радиотехники, рентгентехнике. Вольфрамовая проволока и прутки служат электронагревателями для высокотемпературных печей и др.

Самый высококачественные инструментальные твердые сплавы создаются из твердых сплавов на основе карбида вольфрама (85 – 95% WC и 5 – 15% Co). Эти сплавы изготавливают методами порошковой металлургии. Они сохраняют высокую твердость и износостойкость при нагревании до  $1100^{\circ}C$ , что сильно увеличивает скорость резания (до 250 м/мин и более).

Ряд химических соединений вольфрама используют в текстильной промышленности для утяжеления тканей, изготовления огнестойких и водостойких тканей и др.

Производство вольфрама в пересчете на концентраты, содержащей 60%  $WO_3$ , в капиталистических и развивающихся странах составляют около 50000 т/год, из них: США – 6 – 8; южная Корея 5 – 6; Канада 3 – 5; Боливия около 6; Португалия около 3; Бразилия – 3; Австрия 2 – 3; Таиланд 5 – 7; Японии около 1,6; Франция 1,5; Швеция 1,2; Турция 2,5 тыс. Тонн.

Основными потребителями вольфрама являются США (18100), Великобритания (4 - 7 тыс.т), Германия 9 – 6 тыс.т), Япония (5 – 7 тыс. Т) и др.

### **Руды и минералы вольфрама**

Вольфрам – элемент мало распространенный в земной коре. Его весовой кларк  $1 \cdot 10^{-4}\%$ . В настоящее время известны 22 вольфрамовых минерала, из них промышленное значение имеют четыре (табл. 1.11). Кроме этих минералов, практическое значение имеют молибдошеелит  $CaW(Mo)O_4$ , встречающийся в скарновых молибдено-вольфрамовых месторождениях. Он представляет собой шеелит изоморфной примесью (6 – 16%) молибдена.

Таблица 1.11. Характеристика вольфрамовых минералов, имеющих промышленное значение

Минерал	Химическая формула	Содержание WO <sub>3</sub> , %	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Твердость
Вольфрамит	(Fe, Mn)WO <sub>4</sub>	76,5	6,7 – 7,5	4,5 – 5,5
Гюбнерит	MnWO <sub>4</sub>	76,6	7,1	5
Ферберит	FeWO <sub>4</sub>	76,3	7,5	5
Шеелит	CaWO <sub>4</sub>	80,6	5,8 – 6,2	4,5 5

*Вольфрамит* слабо магнитен, окрашен в черный, коричневый или бурокоричневый цвет. Вольфрамит представляет собой изоморфную смесь вольфраматов железа и марганца, образующих непрерывный ряд твердых растворов, причем атомы железа и марганца могут замещать друг друга в кристаллической решетке минерала. Вольфрамит встречается вместе с касситеритом, молибденитом, пиритом, арсенопиритом и другими сульфидами. В виде примесей в нем содержатся  $\text{mgO}$ , иногда  $\text{CaO}$ ,  $\text{Ta}_2\text{O}_5$ ,  $\text{Pb}_2\text{O}_5$ ,  $\text{SiO}_2$  и др.

*Ферберит* содержит более 80% FeWO<sub>4</sub> и менее 20% MnWO<sub>4</sub>.

*Гюбнерит* содержит более 80% MnWO<sub>4</sub> и менее 20% FeWO<sub>4</sub>.

Эти минералы так же, как и вольфрамит, слабо магнитны.

*Шеелит* является почти чистым вольфраматом кальция. Окрашен в белый, желтый, серый и бурый цвета; часто содержит в виде изоморфной примеси повеллит  $\text{CaMoO}_4$ . При содержании около 19% Mo и более флюоресценция шеелита приобретает желтую окраску, характерную для повеллита. Шеелит встречается вместе с силикатами (гранаты, пироксены), кварцем, молибденитом и другими сульфидами.

К промышленным типам вольфрамовых руд относятся жильные, штокверковые, скарновые и россыпные. По минералогическому составу различают месторождения двух типов – вольфрамитовые и шеелитовые.

*Месторождения жильного типа* имеют высокое содержание WO<sub>3</sub> (0,5 – 2%) и играют роль в запасах и добыче вольфрама.

В этих месторождениях вольфрамит, гюбнерит и шеелит большей частью залегают в кварцевых жилах небольшой мощности (0,3 – 1 м). Сопутствующими минералами являются пирит, халькопирит, минералы молибдена, олова, мышьяка, висмута и золота.

*Штокверковые месторождения* имеют низкое содержание WO<sub>3</sub>, но характеризуются очень крупными размерами и имеют большие запасы. Они, вероятно, будут иметь важное значение в будущем.

*Скарновые месторождения* представлены, главным образом, шеелитом и молибденитом. Месторождения этого типа играют очень важную роль в запасах и добыче вольфрама.

*Месторождения контактового типа* связаны с зонами контакта гранитных пород с известняками, для них характерны залежи шеелитового скарна (окварцованные известняки). Вместе с шеелитом часто присутствуют

молибден и повеллит. Месторождения этого типа широко распространены в СНГ, США, Канаде.

Россыпные месторождения играют незначительную роль в запасах, но большую в добыче вольфрама. Вольфрамит и шеелит, являющиеся устойчивыми минералами, накапливаются при выветривании жильных месторождений и образуют россыпи. Вольфрамитовые россыпи содержат касситерит. Промышленное содержание  $WO_3$  в них значительно ниже (0,03 – 0,1%  $WO_3$ ), чем в коренных рудах, но их разработка значительно проще и экономически выгоднее. Наиболее крупные россыпи вольфрамита расположены в Китае, Индокитае, Малайе. В СНГ известно Джидинское россыпное месторождение, содержащее гюбнерит.

В СНГ основные запасы вольфрама (65%) и молибдена (87%) сосредоточены в месторождениях скарнового типа. Многие руды этих месторождений комплексные (тырнаузское, чорух-дайронское, майхуринское и другие месторождения), содержат кроме вольфрама и молибдена, медь, олово, цинк, золото, висмут и т.д. Вольфрам и молибден в скарновых рудах представлены, в основном, шеелитом, молибденитом, повеллитом и молибдошеелитом.

Вольфрам в жильных рудах представлен вольфрамитом (гюбнеритом, ферберитом), реже шеелитом. Чаще всего встречаются кварц-вольфрамитовые и кварц-касситерито-вольфрамитовые жилы (например, иульгинское и другие месторождения). К жильному типу относятся руды букукинского, джидинского и других месторождений СНГ.

*Качество* вольфрамовых концентратов зависит от свойств обогащаемой руды и тех требований, которые представлены к ним при использовании в различных областях промышленности. Труднее всего получать высокосортные концентраты из сложных полиметаллических руд при наличии тонкой вкрапленности полезных минералов.

Из шеелитовых тонковкрапленных руд, обычно подвергаются флотации, трудно выделить высокосортные концентраты при наличии в руде других кальцийсодержащих и прочих легкофлотируемых минералов – кальцита, флюорита, апатита, барита, доломита, талька и др. При наличии в руде повеллита  $СаМоО_4$  селективное разделение минералов также затруднено.

Для получения высокосортных вольфрамовых концентратов наиболее благоприятны крупновкрапленные вольфрамитовые руды, особенно вольфрамитовые россыпи. Вредными примесями в вольфрамитовых концентратах являются фосфор, сера, мышьяк, олово, медь и др.

### **Общие сведения о методах обогащения вольфрамовых руд**

Вольфрамовые руды обогащают, как правило, в две стадии – первичное гравитационное обогащение и доводка черновых концентратов различными методами, что объясняется низким содержанием вольфрама в перерабатываемых рудах (0,2 – 0,8%  $WO_3$ ) и высокими требованиями к качеству кондиционных концентратов (55 – 65%  $wo_3$ ), общая степень обогащения составляет примерно 300 – 600.

Вольфрамитовые (гюбнеритовые и ферберитовые) коренные руды и россыпи обычно содержат ряд других тяжелых минералов, поэтому при первичном гравитационном обогащении руд стремятся выделить коллективные концентраты, которые могут содержать от 5 до 20%  $WO_3$ , а также касситерит, танталитколумбит, магнетит, сульфиды и др. При доводке коллективных концентратов необходимо получение кондиционных мономинеральных концентратов, для чего могут быть применены флотация или флотогравитация сульфидов, магнитная сепарация магнетита в слабом магнитном поле, а более сильном – вольфрамита. Возможно применение электрической сепарации, гравитационного обогащения на столах, флотации минералов пустой породы и других процессов для разделения минералов, тем, чтобы готовые концентраты удовлетворяли требованиям ГОСТов и техническим условиям не только по содержанию основного металла, но и по содержанию вредных примесей.

Учитывая большую плотность вольфрамовых минералов (6 – 7,5 г/см<sup>3</sup>), при обогащении могут успешно применяться гравитационные методы обогащения на отсадочных машинах, концентрационных столах, шлюзах, струйных и винтовых сепараторах и др. При тонкой вкрапленности ценных минералов применяют флотацию или сочетание гравитационных процессов с флотацией. Учитывая возможность ошламливания вольфрамита при гравитационном обогащении, флотацию применяют как вспомогательный процесс даже при обогащении крупновкрапленных вольфрамитовых руд для более полного извлечения вольфрама из шламов.

При наличии в руде крупных богатых вольфрамом штучных кусков или крупных кусков пустой породы может быть применена сортировка руды крупностью 150 +50 мм на ленточных конвейерах с целью отделения богатого крупнокускового концентрата или кусков породы, разубоживающих руду, поступающую на обогащение.

При обогащении шеелитовых руд также применяют гравитацию, но чаще всего сочетание гравитационных методов с флотацией и флотогравитацией или только флотацию.

При сортировке шеелитовых руд применяют люминесцентные установки. Шеелит при облучении ультрафиолетовыми лучами светится яркоголубым светом, что позволяет отделять куски шеелита или куски пустой породы.

Шеелит – легкофлотируемый минерал, характеризующийся большой шламуемостью. Извлечение шеелита значительно возрастает при флотационном обогащении по сравнению с гравитационным, поэтому при обогащении шеелитовых руд в странах СНГ в настоящее время на всех фабриках стали применять флотацию.

При флотации вольфрамовых руд возникает ряд трудных технологических проблем, требующих правильного решения в зависимости от вещественного состава и ассоциации отдельных минералов. В процессе флотации вольфрамита, гюбнерита и ферберита трудно отделить от них оксиды

и гидроксиды железа, турмалин и другие минералы, содержащие нивелируют флотационные свойства их с минералами вольфрама.

Флотация шеелита из руд с кальцийсодержащими минералами (кальцит, флюорит, апатит и др.) осуществляется анионными жирнокислотными собирателями, обеспечивающими их хорошую флотированность с катионами кальция шеелита и других кальцийсодержащих минералов. Отделение шеелита от кальцийсодержащих минералов возможно лишь с применением таких регуляторов, как жидкое стекло, кремнефтористый натрий, сода и др.

Содержание фосфора, входящего в состав апатита, в шеелитовых концентратах не должно превышать сотых долей процента. Поэтому апатит, а также барит обязательно должны удаляться из концентрата.

Наиболее эффективно подавление флотации ряда кальцийсодержащих минералов (флюорит, кальцит, частично апатит) методом петрова – пропарка пульпы с жидким стеклом.

Наиболее трудно подавляется по методу петрову апатит, поэтому в дальнейшем его удаляют из шеелитового концентрата выщелачиванием раствором соляной кислоты при концентрации 35 – 45 г/л.

### **Технические требования к вольфрамовым концентратам**

*Качество* вольфрамовых концентратов зависит от свойств обогащаемой руды и тех требований, которые представлены к ним при использовании в различных областях промышленности. Труднее всего получать высокосортные концентраты из сложных полиметаллических руд при наличии тонкой вкрапленности полезных минералов.

Из шеелитовых тонковкрапленных руд, обычно подвергаются флотации, трудно выделить высокосортные концентраты при наличии в руде других кальцийсодержащих и прочих легкофлотируемых минералов – кальцита, флюорита, апатита, барита, доломита, талька и др. При наличии в руде повеллита  $\text{СаСО}_4$  селективное разделение минералов также затруднено.

Для получения высокосортных вольфрамовых концентратов наиболее благоприятны крупновкрапленные вольфрамитовые руды, особенно вольфрамитовые россыпи. Вредными примесями в вольфрамитовых концентратах являются фосфор, сера, мышьяк, олово, медь и др.

### **Контрольные вопросы:**

1. Какие реагенты применяют в качестве собирателя при флотации окисленных руд минералов вольфрама?
2. Назовите причины, из-за которых окисленные и смешанные руды трудно обогащаются.
3. Что служит пенообразователем при флотации повеллита?

## Лекция №35.

### Тема: Технология обогащения молибдено – вольфрамовых руд

#### План:

1. Обогащение шеелито-молибденовых руд
2. Флотация ферримолибдитовых руд

**Ключевые слова:** гравитационные процессы, отсадка, фракционный анализ, обогащение в тяжелых средах, флотация, пенные продукты, реагенты собиратели

#### Обогащение шеелито-молибденовых руд

В странах СНГ шеелитовые и шеелито-молибденовые руды перерабатываются на обогатительных фабриках: Тырныаузской, Чорух-Дайронской, Койташской, Ингичкинской, Джилауской и других. На большинстве обогатительных фабрик извлекают, кроме вольфрама, молибден, медь, а на Чорух-Дайронской фабрике извлекают также барит.

В шеелитовых рудах отечественных и зарубежных месторождений содержание молибдена чаще всего имеет промышленное значение. Если молибден находится в форме молибденита, последний обычно выделяют флотацией керосином до выделения шеелита. При очень низком содержании молибдена в руде молибденит целесообразно флотировать в коллективный шеелито-молибденовый концентрат олеиновой кислотой и керосином.

Из коллективного концентрата можно флотировать молибденит путем подкисления пульпы HCl до pH 1,5—2. Молибденит сразу всплывает с олеиновой кислотой на пузырьках углекислого газа, выделяемого при разложении кальцита. Шеелит и другие минералы при pH 1,5—2 не флотируются, так как с их поверхности собиратель десорбирован, образовавшиеся олеаты кальция разрушены, а олеиновая кислота не диссоциирована. Флотация молибденита обеспечивается также наличием в пульпе керосина, применявшегося в коллективной флотации и добавляемого перед флотацией молибденита.

Известны и другие способы разделения коллективного шеелито-молибденитового концентрата.

**На Тырныаузской** фабрике обогащаются вольфрамо-молибденовые руды Тырныаузского месторождения, которые являются сложными по вещественному составу не только ценных минералов, имеющих очень тонкую вкрапленность, но и сопутствующих минералов пустой породы. Рудные минералы — шеелит (десятые доли процента), молибденит (сотые доли процента), повеллит, частично ферримолибдит, халькопирит, висмутин, пирротин, пирит, арсенопирит. Нерудные минералы — скарны (50—70%), роговики (21—48%), гранит (1 — 12%), мрамор (0,4— 2%), кварц, флюорит, кальцит, апатит (3—10%) и др.

В верхней части месторождения молибден на 50—60% представлен повеллитом и ферримолибдитом, в нижней части их содержание снижается до 10—20%. В шеелите в виде изоморфной примеси присутствует молибден. Часть молибденита, окисленная с поверхности, покрыта пленкой повеллита. Часть молибдена очень тонко прорастает с молибдошеелитом

Более 50% окисленного молибдена связано с шеелитом в виде включений повеллита — продукта распада твердого раствора  $\text{Ca}(\text{W}, \text{Mo})\text{O}_4$ . Подобные формы вольфрама и молибдена возможно выделить лишь в коллективный концентрат с последующим разделением гидрометаллургическим способом.

Начиная с 1978 г. на фабрике полностью реконструирована схема рудоподготовки. Ранее руда после крупного дробления на руднике транспортировалась на фабрику в вагонетках по подвесной канатной дороге. В дробильном отделении фабрики руда додрабливалась до —12 мм, разгружалась в бункера и далее измельчалась в одну стадию в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с двухспиральными классификаторами, до 60% класса —0,074 мм.

Новая технология рудоподготовки была разработана совместно институтом Механобр и комбинатом и введена в действие в августе 1978 г.

В схеме рудоподготовки предусмотрено крупное дробление исходной руды до —350 мм, грохочение по классу 74 мм, отдельное складирование каждого класса в бункерах с целью более точного регулирования подачи в мельницу самоизмельчения крупного и мелкого классов руды.

Самоизмельчение крупнодробленной руды (—350 мм) осуществляется в мельницах типа «Каскад» диаметром 7 м (ММС-70X X23) с доизмельчением крупнозернистой фракции до 62% класса —0,074 мм в мельницах МШР-3600X5000, работающих в замкнутом цикле с односпиральными классификаторами 1КСН-3 и размещаемых в новом корпусе на склоне горы на отметке около 2000 м над уровнем моря между рудником и действующей фабрикой.

Подача готового продукта из корпуса самоизмельчения на флотацию осуществляется гидротранспортом. Трасса гидротранспорта представляет собой уникальное инженерное сооружение, обеспечивающее транспортирование пульпы при перепаде высот более 600 м. Она состоит из двух трубопроводов диаметром 630 мм, протяженностью 1750 м, оснащенных успокоительными колодцами диаметром 1620 мм и высотой 5 м (по 126 колодцев на каждый трубопровод).

Использование системы гидротранспорта позволило ликвидировать цех грузовых канатных дорог, корпус среднего и мелкого дробления, мельницы МШР-3200X2100 на обогатительной фабрике. В главном корпусе фабрики построены и введены в эксплуатацию две секции основной флотации, новые отделения шеелитовой и молибденовой доводок, цех варки жидкого стекла, системы обратного водоснабжения. Значительно расширен фронт сгущения черновых флотационных концентратов и промпродуктов за счет установки

сгустителей диаметром 30 м, что позволяет снизить потери со сливами сгущения.

Вновь вводимые мощности оснащаются современными АСУТП и локальными системами автоматизации. Так, в корпусе самоизмельчения функционирует АСУ в режиме непосредственного управления на базе вычислительных машин М-6000. В главном корпусе внедрена система централизованного контроля вещественного состава пульпы с помощью рентгеноспектральных анализаторов КРФ-17 и КРФ-18 в комплексе с вычислительной машиной М-6000. Освоена автоматизированная система отбора и доставки проб (пневмопочтой) в экспресс-лабораторию с управлением от вычислительного комплекса КМ-2101 и выдачей анализов на телетайп.

Один из наиболее сложных переделов — доводка черновых шеелитовых концентратов по методу Н. С. Петрова — оснащен системой автоматического контроля и управления, которая может работать либо в режиме «советчика» оператору-флотатору, либо в режиме непосредственного управления процессом, регулируя расход подавителя (жидкого стекла), уровень пульпы в перечистных операциях и другие параметры процесса.

Цикл флотации сульфидных минералов оснащен системами автоматического контроля и дозирования собирателя (бутилового ксантогената) и подавителя (сернистого натрия) в цикле медно-молибденовой флотации. Системы работают с использованием в качестве датчиков ионселективных электродов.

В связи с увеличением объема производства фабрика перешла на переработку новых разновидностей руд, отличающихся пониженным содержанием некоторых металлов, большей степенью их окисленности. Это потребовало усовершенствования реагентного режима флотации сульфидно-окисленных руд. В частности, в сульфидном цикле применено прогрессивное технологическое решение — сочетание двух пенообразователей активного и селективного типов. В качестве активного пенообразователя используются реагенты, содержащие терпеновые спирты, и в качестве селективного — новый реагент ЛВ, разработанный для обогащения многокомпонентных руд, и в первую очередь тырнаузских.

В цикле флотации окисленных минералов жирнокислотными собирателями используются интенсифицирующие добавки реагента-модификатора на основе низкомолекулярных карбоновых кислот. Для улучшения флотационных свойств пульпы циркулирующих промпродуктов внедрено регулирование их ионного состава. Более широкое применение нашли методы химической доводки концентратов.

Из мельницы самоизмельчения руда поступает на грохочение. Класс +4 мм доизмельчается в шаровой мельнице. Слив мельницы и подгрохотный продукт (—4 мм) подвергаются I и II классификации (рис. 16.1).

В шаровую мельницу подают 690 г/т соды и 5 г/т трансформаторного масла. Слив классификатора поступает на основную молибденовую флотацию, куда подают 0,5 г/т ксантогената и 46 г/т терпинеола. После I и II перечистных

флотации молибденовый концентрат (1,2—1,5% Мо) подвергается пропарке с жидким стеклом (12 г/т) при 50—70°C, III перечистой флотации и доизмельчению до 95—98% класса —0,074 мм с подачей 3 г/т цианида натрия и 6 г/т жидкого стекла.

Готовый молибденовый концентрат содержит около 48% Мо, 0,1% Си и 0,5% WO<sub>3</sub> при извлечении Мо 50%. Хвосты контрольных флотации III и IV перечистных операций сгущаются и направляются на медно-молибденовую флотацию с подачей 0,2 г/т ксантогената и 2 г/т керосина. Дважды перечищенный медно-молибденовый концентрат после пропарки с сернистым натрием поступает на селективную флотацию, где выделяется медный концентрат, содержащий 8—10% Си (при извлечении около 45%), 0,2% Мои и 0,8% Ви.

Хвосты контрольной молибденовой флотации, содержащие до 0 2% WO<sub>3</sub>, направляются на шеелитовую флотацию, осуществляемую по очень разветвленной и сложной схеме. После перемешивания с жидким стеклом (350 г/т) проводят основную шеелитовую флотацию с олеатом натрия (40 г/т). После I перечистой флотации и сгущения до 60% твердого шеелитовый концентрат пропаривается с жидким стеклом (1600 г/т) при 80—90 °С. Далее концентрат еще дважды перечищается и снова поступает на пропарку при 90—95 °С с жидким стеклом (280 г/т) и снова трижды перечищается.

На Тырнаузской фабрике получают шеелитовый концентрат двух или трех марок: концентрат марки КМША (62—66% WO<sub>3</sub> и 3,5—4,5% Мо), концентрат КМШЭ (51—53% WO<sub>3</sub> и 4,2% Мо) и шеелитовый промпродукт КМШП, выделяемый после IV перечистой флотации (44—45% WO<sub>3</sub> и 3,6% Мо). Промпродукт направляется на гидрометаллургический завод.

Суммарное извлечение вольфрама в шеелитовые концентраты составляет 82—85%, потери с ними молибдена — до 30%. Молибденовый концентрат содержит 47,6—49% Мо, 0,4—0,5% WO<sub>3</sub> при извлечении Мо около 50%.

Суммарный расход реагентов на фабрике (в г/т исходной руды) следующий: кальцинированная сода — 730, бутиловый ксантогенат 1, олеиновая кислота 68, керосин — 52, трансформаторное масло—10, терпинеол — 48, сернистый натрий — 80, цианистый натрий—5, жидкое стекло — 2516, в том числе 130 в перечистную молибденовую флотацию, 350 на перемешивание и первую пропарку молибденового концентрата и 2030 на пропарку и контактирование при флотации шеелитового концентрата.

**Чорух-Дайронская** фабрика перерабатывает руды, содержащие шеелит, барит, молибденит, а также сульфиды и карбонаты меди. Из нерудных минералов — кварц, пироксен, альбит, кальцит.

На фабрике применяется оригинальная схема отделения шеелита от барита. Руда после измельчения до 60% класса —0,074 мм подвергается коллективной медно-молибденовой сульфидной флотации с применением бутилового ксантогената, керосина и терпинеола. Сульфидный концентрат подвергается флотационным перечисткам и селективной флотации с целью

получения медного и молибденового концентратов.

Из хвостов сульфидной флотации флотируют шеелитовый концентрат 5%-ной эмульсией омыленной олеиновой кислоты при подавлении минералов пустой породы жидким стеклом.

Ввиду того, что олеиновая кислота при температуре пульпы ниже 16—18 °С затвердевает и становится малоактивной при флотации, необходимо подогревать пульпу, или применять эмульсию олеиновой кислоты с различными растворителями, или омылять ее. Шеелит и окисленные формы молибдена хорошо флотируются эмульсией, состоящей из соды, олеиновой кислоты, керосина и терпинеола при их соотношении 0,25 : 1 : 0,25 : 0,036. Извлечение шеелита и повеллита этой смесью значительно выше при температуре пульпы около 10°C, чем олеиновой кислотой, подогретой до 22 °С.

Вместо терпинеола был применен алкилсульфат натрия при соотношении тех же реагентов 1,8 : 3,2 : 1 : 0,08.

В шеелитовый концентрат извлекаются также барит, кальцит, апатит и другие минералы. Черновой шеелитовый концентрат сгущают до содержания 60% твердого и пропаривают с жидким стеклом при температуре 85°C по методу Петрова для подавления кальцита, кварца и других сопутствующих минералов. Затем пульпу охлаждают до 30°C и флотируют шеелит. В шеелитовый концентрат переходят барит (содержит серу) и значительная часть апатита (содержит фосфор) и некоторое количество других минералов, содержащих вредные примеси.

Пропарку в 3%-ном растворе жидкого стекла осуществляют в течение 60 мин, а в 4%-ном растворе — 30 мин. Повышение концентрации жидкого стекла более 4% приводит к значительному подавлению шеелита.

Для удаления оставшихся апатита и кальцита шеелитовый концентрат обрабатывают раствором соляной кислоты различной концентрации с тем, чтобы избежать выщелачивания шеелита.

Учитывая, что барит так же, как и шеелит, хорошо флотируется жирными кислотами и их мылами, его выделяют флотацией до или после кислотной обработки концентрата.

Барит флотируют из коллективного концентрата (после выщелачивания кальцита и апатита соляной кислотой) алкилсульфатом натрия при pH 1,5—2. Барит переходит в пенный продукт, а шеелит в камерный. Добавление соляной кислоты до pH 1,5—2 обеспечивает снятие с поверхности шеелита и барита собирателя — олеиновой кислоты, применявшейся в коллективной флотации, тогда как алкилсульфат в кислой среде сохраняет по отношению к бариту свои собирательные свойства.

При разделении коллективных шеелито-баритовых концентратов на обогатительных фабриках получают следующие результаты: из руды, например, содержащей 0,77% WO<sub>3</sub> и 2,6% Ba<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, получается коллективный концентрат, содержащий 20,9% WO<sub>3</sub> и 64,6% Ba<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>. В результате селективной флотации алкилсульфатом натрия при pH 2, концентрации HCl 1,5—2 г/л получается пенный баритовый концентрат, содержащий 95,1% Ba<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> при

извлечении 92,8%, и шеелитовый концентрат (камерный продукт), содержащий 63,2%  $WO_3$  при извлечении 90,3%.

### **Флотация ферримолибдитовых руд**

Флотация ферримолибдитовых руд представляет собой сложную задачу, так как ферримолибдит находится обычно в аморфном, разрыхленном тонкодисперсном состоянии, содержит гидроксилы железа и сильно шламируется. Ферримолибдитовые руды находятся обычно в верхних горизонтах окисленных молибденовых руд.

Типичным представителем таких руд является Сорское штокверковое медно-молибденовое месторождение, где в верхних горизонтах («железная шляпка») значительная доля молибдена приходится на ферримолибдит. В более глубоких горизонтах месторождения находятся сульфидные руды, содержащие молибденит, халькопирит, пирит, ковеллин, халькозин и ферримолибдит.

Пустая порода представлена в основном кварцем, полевыми шпатами; присутствуют серицит, каолин, лимонит и др. Ферримолибдит в основном заполняет пустоты выветривания в полевых шпатах. Наравне с крупными частицами ферримолибдит часто находится в дисперсной смеси с каолином или серицитом или окружен сплошной пленкой лимонита.

Если теоретическое отношение  $Fe_2O_3$  к  $MoO_3$  в минерале равно 1:2,7, то на практике в рудах это отношение в ферримолибдитах изменяется от 1:3,8 до 1:4,6.

При переработке смешанных сульфидно-окисленных молибденовых руд ферримолибдит извлекают обычно жирными кислотами в щелочной среде из хвостов флотации сульфидного молибдена.

Высокий расход олеиновой кислоты (1,5 кг/т) вынудил изыскивать более дешевые заменители. В частности, были изучены следующие собиратели для флотации ферримолибдита из сорских окисленных и смешанных руд: соапсток, мылонафт, асидол, контакт Петрова, окисленный керосин, окисленный парафин, окисленный рисайкл, окисленное дизельное топливо и др.

Наиболее высокие показатели были получены соапстоком при расходе его около 4 кг/т, соды 1 – 2 кг/т, керосина 1,6 кг/т; рН пульпы 9 – 9,5. После двух перечистных операций и одной контрольной флотации получен концентрат, содержащий до 0,3 – 0,4% молибдена (степень обогащения 6 – 7) при извлечении 66 – 79%. Соапсток в 3 раза дешевле олеиновой кислоты. Он содержит до 62% жира и жирных кислот.

Испытан и проверен на промышленной фабрике другой заменитель олеиновой кислоты – олеинный петролатум, являющийся отходом производства при получении высококачественных смазочных масел из нефти. Продукты окисления петролатума состоят из высокомолекулярных твердых жирных кислот типа карбоновых. В промышленности его применяют как эмульгатор. При флотации необходимо применять соду (2 – 3 кг/т) для омыления окисленного петролатума. Оптимальное значение рН пульпы при

флотации 9,5. Для предотвращения обильного пенообразования при флотации применяется керосин (30 – 500 г/т).

При измельчении руды до 60% класса – 0,074 мм после основной флотации, контрольной и перечистой флотаций получен концентрат, содержащий 0,4 – 0,6% молибдена при извлечении до 60%. Суммарное извлечение в сульфидный и окисленный концентраты достигает 80%.

Приведенные данные показывают, что при флотации ферримолибдитовых руд можно получать только бедные некондиционные концентраты, которые целесообразно перерабатывать гидрометаллургическим путем.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Назовите типы вольфрамовых руд в зависимости от текстурных особенностей.
2. Перечислите основные минералы вольфрама, напишите их формулы.
3. Каким содержанием вольфрам характеризуются силикатные руды?
4. Какой тип из вольфрамовых руд наиболее распространен?

## Лекция №36.

### Тема: Технология золота.

#### План:

1. Коренные месторождения золота
2. Эндогенные месторождения золота.

**Ключевые слова:** руда, коренные месторождение, россып, аллювиальные, делювиальные, русловые, магматические, метасоматические, жилные месторождения, самородные металлы

Золото, благодаря его уникальным свойствам, был первым из драгоценных металлов, освоенных человечеством задолго (не менее чем 4 тыс. лет) до нашей эры. Месторождения его имеют широкое распространение в мире. Известно около 100 стран – продуцентов золота. Накопленная мировая добыча его из недр за весь исторический период оценивается в 130-140 тыс. тонн, из которых около половины приходится на уникальный, на планете по запасам и масштабам добычи золоторудный район Витватерсранд в ЮАР.

В настоящее время золото используется в промышленности: в бурно развивающейся электронике, космической технике, в производстве медицинской аппаратуры и в других отраслях высокотехнологичного производства. А также в преобладающем количестве – ювелирной промышленности.

Мировой спрос на золото в 2008 году вырос на 4%, или до 3,66 тыс. тонн. По данным Всемирного совета по золоту (World Gold Council, WGC), в четвертом квартале 2008 года инвестиционный спрос на золото вырос на 182%, или до 400 тонн, против 141 тонны годом ранее.

Прогноз спроса на золото в 2009 году от аналитической компании Gold Field Mineral Services (GFMS): ювелирная отрасль — 2230 тонн (в 2008 году было 2085 тонн); выпуск монет — 266 (в 2008 году — 245); инвестиционный спрос — 557 тонн (в 2008 году — 463 тонны); всего 3760 тонн (в 2008 году — 3725 тонн). Такими же темпами будет расти и предложение золота (+ 0,9%), до 3760 тонн. Ключевым фактором роста предложения будет растущая добыча золота — в этом году она может прибавить около 5% и составить 2,52 тыс. тонн.

Объем производства золота в ЮАР в 2008 году достиг минимума за последние годы, или 220,12 тонн, что на 13,6% меньше показателей 2007 года. Основными причинами падения добычи стал недостаток электроэнергии. Кроме того, несколько рудников были закрыты, так как исчерпали свой ресурс. На фоне сокращения производства ЮАР, рудники которой истощены, второй год подряд крупнейшим в мире производителем золота остается Китай, который, напротив, увеличивает выпуск этого металла за счет открытия новых месторождений и строительства рудников.

Обеспеченность в целом зарубежного мира достигнутого уровня добычи

общими (94,1 тыс.т.) и доказанными запасами золота составляет соответственно – более 35 и около 20 лет. Доля развитых стран в мировых (без России) доказанных запасах золота составляет 58,9% и в производстве – 52,23%, в том числе на ЮАР приходится соответственно более 35% и 17,8% (табл. 12.1).

По данным Росстата, добыча золота в России в I квартале выросла на 50,8%, а в марте — на 59,4% к уровню 2008 года. Главная причина такого роста добычи стал запуск месторождения «Купол» канадской Kinross в середине 2008 года. По данным Союза золотодобытчиков, в I квартале 2009 года на «Куполе» было добыто 225 тысяч унций золота, что позволило Kinross стать второй золотодобывающей компанией в стране, опередив «Полиметалл», производство золота на рудниках которого выросло на 8% до 65 тысяч унций благодаря увеличению добычи на Воронцовском месторождении, а производство серебра упало на 7%, до 4,4 млн. унций.

В России разведаны более 200 коренных месторождений золота, а также значительные запасы его в россыпях. Размещение основных месторождений отражено на рисунке 12.1. По запасам золота Россия занимает третье место в мире после ЮАР и США.

Разведанные и предварительно оцененные запасы золота в России сосредоточены в трех геолого-промышленных группах месторождений: коренных золоторудных, коренных комплексных (в основном в колчеданных цинково-медных и медно-никелевых, из которых золото добывается попутно) и россыпных.

Основные запасы и добыча (соответственно более 94% и 98% от общих в стране) размещаются в Восточно-Сибирском, Дальневосточном и Уральском регионах.

Лидером золотодобычи в Сибири и в России в последние годы является Красноярский край. Основной, можно сказать исторической особенностью отечественной золотодобычи по сравнению с другими странами, является то, что она на протяжении около 200 лет базируется главным образом на россыпных месторождениях. Основным направлением увеличения добычи в стране является расширение работ по освоению коренных золоторудных месторождений. Сейчас они обеспечивают лишь 36% общей добычи в стране, а их доля в запасах страны составляют более половины (53%). Они характеризуются весьма низкой степенью промышленной освоенности. Из 223 золоторудных месторождений разрабатываются только 66; причем на многих из них не достигнуты проектные мощности. Эти освоенные месторождения включают всего только 43% всех запасов коренных золоторудных месторождений и лишь 20% всех общих запасов страны. Особое значение для наращивания добычи в стране имеют семь весьма крупных золоторудных месторождений с суммарными запасами около 30% от общих запасов страны и более 60% от запасов всех 223 золоторудных месторождений.

Из указанных в таблице 2, только два месторождения полностью и два частично освоены. Они обеспечивают лишь 16,6 % общей добычи золота в

стране, причем, Олимпиадинское 14%.

В другой по масштабности запасов группе из одиннадцати крупных золоторудных месторождений с запасами 50-100 т каждое в разработке находится восемь. Из них добывается около 12%, причем одно месторождение – Кабака обеспечивает более 9% от общей добычи в стране. Остальные месторождения имеют значительный резерв для развития добычи.

Объем добычи из средних по величине месторождений составляет 1,9% от общего в стране, что намного ниже возможного.

Остальные коренные небольшие (менее 25 т каждое) месторождения (кроме 66 освоенных) численностью более 150, неосвоенны промышленностью и также представляют собой значительный резерв для увеличения добычи золота.

Добыча золота из комплексных месторождения составляет 14% от общей в стране, в основном из колчеданных цинково-медных месторождений Урала (более 10%) и медно-никелевых руд Норильска (около 2%) и в основном сохранится на этом уровне в перспективе не менее 1520 лет.

Устойчивое функционирование золотодобывающей отрасли и наращивание добычи золота в ближайшей и долгосрочной перспективе связано с принятием эффективных государственных мер по совершенствованию организации, порядка финансирования, налоговой и законодательной систем.

Золото, как и в прошлом, сохраняет свое значение в качестве эквивалента богатства и процветания того или иного государства

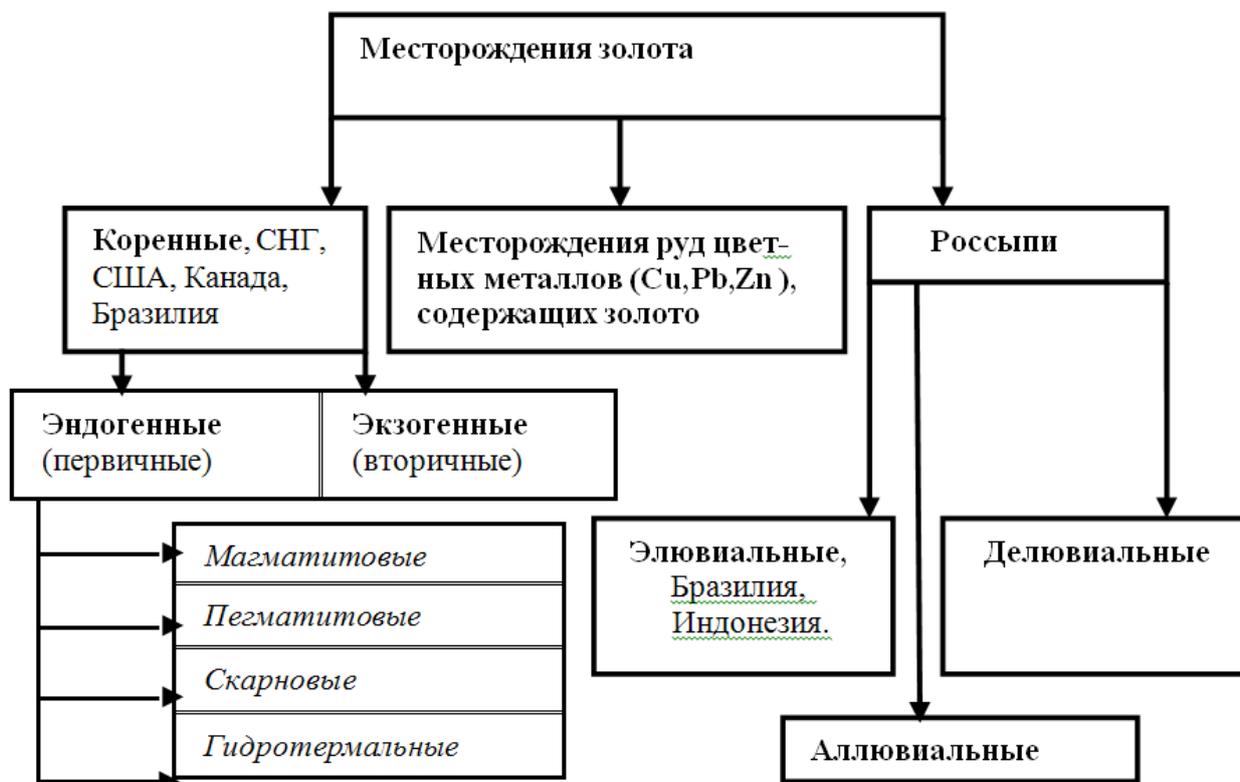


Рис. 12.2. Месторождения золота

## **Коренные месторождения**

Коренные месторождения представлены эндогенными и экзогенными. Руды этих месторождений отличаются разнообразием минерального состава.

## **Эндогенные месторождения**

Эндогенные месторождения, образовались в связи с глубинными процессами.

При охлаждении магматического бассейна первыми кристаллизуются порообразующие минералы: роговые обманки, слюды, затем полевые шпаты, обычно составляющие главную массу породы, а несколько позже—кварц. Процесс кристаллизации очень длителен и сложен; на определенных температурных интервалах в закономерной последовательности выделяются определенные же группы минералов, называемые «парагенетическими ассоциациями». Такие ассоциации образуются и при других процессах минералообразования. Минералы, из которых извлекаются металлы, в частности самородное золото, участвуют в определенных ассоциациях. Если же какой-либо минерал образуется при иных физико-химических условиях, то он обычно имеет уже несколько иные особенности: форму выделений, состав, строение, цвет— и сопровождается другими минералами; в этих случаях он принадлежит уже к иной парагенетической ассоциации. Нетрудно представить себе, сколь большое поисковое значение имеет это положение: ведь по определенной комбинации минералов можно судить о возможности обнаружения ценных минералов, в том числе самородного золота.

## *Магматические месторождения*

Хотя золото и входит в состав кристаллических пород, но, как указывалось выше, его содержание исчисляется тысячными — десятитысячными долями процента. Редкими исключениями являются месторождения типа Вааль-крааль в ЮАР (золото в габбро) и несколько аналогичных в США. Работы последних лет, прежде всего советских минералогов, показали, что наиболее высокие концентрации золота связаны с развитием поздних, относительно низкотемпературных минеральных ассоциаций. Н.В.Петровская выделяет их как «продуктивные ассоциации». Этот факт имеет важное значение не только как поисковый признак, но и учитывается при отработке месторождений, при обогащении руд и их переработке.

К магматическому типу месторождений относятся рудные тела, возникавшие при ликвации, т. е. при разделении магмы на обособленные силикатный и сульфидный расплавы. Это крупные медно-никелевые месторождения, в которых золото заключено преимущественно в сульфидах (пирротине). Оно извлекается попутно с получением меди, никеля, платины и др. Содержание золота здесь обычно низкое, но благодаря своим крупным

масштабам эти месторождения поставляют довольно много золота.

### *Пегматитовые месторождения*

Когда температура магматического расплава снижалась от первоначальной 1100—1000° до 600—500°, то в закристаллизовавшейся части магматических тел вследствие сжатия возникала серия трещин. Оставшийся расплав, обогащенный летучими подвижными соединениями щелочей бора, фтора и др., вжимался в эти трещины и во вмещающие породы, образуя пегматитовые жилы. Во всем мире такие жилы прославились богатством и разнообразием минералов. Многие сотни минеральных видов, нередко представленные превосходно образованными кристаллами встречаются в «природных музеях». Откуда же такое богатство?

Для образования всех породообразующих минералов понадобилось всего лишь 16—20 элементов, наиболее распространенных в земной коре кислород, кремний, алюминий, железо, кальций, натрий, калий и др. Остаточный же пегматитовый расплав, как выше отмечалось, обогащался многими элементами, постепенно накапливавшимися в кристаллизирующейся магме. Золото же в пегматитах если и встречается, то в основном как минерал, отложившийся уже после образования главной массы пегматита. Известно не более двух-трех пегматитовых месторождений с промышленным содержанием золота. Самое крупное из них находится в Африке.

### *Скарновые месторождения*

Так же редки и обычно незначительны по масштабам золотого оруденения. Эти интереснейшие с геологической и минералогической точки зрения образования играют в промышленности очень важную роль, являясь крупными источниками получения руд железа, вольфрама, олова и других металлов. Скарны сложены различными гранатами, пироксенами, роговыми обманками, эпидотом, магнетитом, кварцем и другими минералами. Обычно они образуются на контакте гранитных пород с известняками и доломитами. На золото же эти высокотемпературные породы разрабатываются довольно редко.

### *Гидротермальные месторождения*

При охлаждении магматического тела и окружающих его пород до +372° из магмы отделяется в капельножидком состоянии вода, а также в окружающих породах активизируются поровые растворы. Возникающие таким образом гидротермальные («горячеводные» — в переводе с греческого) растворы содержат в большей части легкорастворимые химические соединения различных элементов и различные газы: сероводород, углекислоту и др. Это — лишь очень упрощенная схема сложнейших природных процессов. Состав и фазовое состояние растворов, изменения их температуры, механизм их движения и перенос на значительные расстояния (иногда на многие километры) огромных количеств растворенных веществ, в частности золота, во многом еще

остается в области предположений и горячих дискуссий. Не менее многочисленны гипотезы, относящиеся к формам миграции золота на поверхности земли или вблизи этой поверхности. Одна из гипотез говорит о переносе золота растворами органических кислот. Известны факты значительного обогащения золота (в тропиках Бразилии) ранее полностью выработанной россыпи. Эксперименты, произведенные геологом Ф. Фрейзе, обнаружившим это явление, подтвердили наличие процессов растворения и переотложения золота водами, содержащими гумусовые вещества. Существует немало и других гипотез.

С деятельностью гидротермальных распоров связано создание главных природных концентраций золота, т. е. наиболее крупных месторождений его. Здесь отложение его, как показали специальные исследования (их называют минерало-термометрическими), происходит в интервале температур 280—200°С и ниже. Золото выделяется в различные моменты этого интервала и участвует в составе неодинаковых минеральных ассоциаций. Так как с вопросами классификации рудных образований этого типа связана разработка теоретических основ для поисков, разведки и эксплуатации золоторудных месторождений, то ими занимались крупнейшие ученые различных стран.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Где и как образуется россыпные месторождения?
2. На какие классы делится россыпные месторождения золота?
3. Что такое гидротермальные месторождения золота и она как образуется?

## Лекция №37.

### Тема: Экзогенные месторождения золота

#### План:

1. Экзогенные месторождения
2. Россыпи.
3. Коренные руды золота

**Ключевые слова:** Месторождения зоны выветривания, Экзогенные месторождения золота, Элювиальные россыпи, Алювиальные россыпи, Делювиальные россыпи

#### Экзогенные месторождения

Экзогенные месторождения золота – это месторождения коры выветривания Cu – колчеданных и полиметаллических руд. Месторождения, созданные процессами на поверхности Земли. Все горные породы на земной поверхности разрушаются под действием экзогенных факторов (т. е. процессов). К ним относятся: суточные и годовые колебания температуры, воздействие атмосферных и подземных вод, содержащих растворенный кислород, углекислоту, сероводород, окислы азота и другие вещества, а также и жизнедеятельность низших организмов. В результате экзогенных процессов возникает несколько типов месторождений, из которых мы остановимся на месторождениях зоны выветривания и на россыпях.

#### *Месторождения зоны выветривания*

По своей промышленной ценности эта группа уступает другим генетическим типам месторождений золота. Вместе с тем проявление экзогенной золотоносности имеет важное поисковое и научное значение.

Остановимся на характеристике так называемых «гипергенных» минералов. В большинстве случаев они имеют своеобразную, часто яркую и красивую окраску, и иногда можно лишь с трудом оторвать взор от окрашенных шоколадных тонов бурых железняков, расколы и поверхности трещин в которых сплошь покрыты изящными кристалликами, корочками и натеками буквально всех цветов радуги, а порой и с поблескивающими золотниками... Откуда явилась такая красота? Эти минералы развиваются в верхних частях рудных месторождений.

Как только разрушительные процессы эрозии обнажат рудные тела, содержащие сульфиды и другие минералы железа, марганца и пр., природные агенты, действующие на земной поверхности, в первую очередь обогащенные кислородом поверхностные воды, начинают разлагать, окислять большинство этих минералов. В результате возникают новые минеральные вещества: окислы, гидроокислы, сульфаты, карбонаты и др. Высвобождающиеся элементы, а также привнесенные из боковых пор вещества образуют новые, устойчивые в

данных условиях минералы, которые и называются «гипергенными», а процессы, приведшие к их образованию, — «процессами гипергенеза».

В коре выветривания сульфидных месторождений, достигающей мощности от нескольких метров до 150—200 м, намечаются три зоны. Первая из них — зона полного окисления, образуется за счет разложения сульфидов при выносе серы и кремнезема. Одним из продуктов этих реакций является серная кислота, которая ускоряет разложение окружающих минералов (это процесс весьма сложный; здесь он изложен схематично). Железо в виде гидроокислов накапливается, образуя рыхлые или губчатые пористые массы — скопления бурых железняков, остроумно названные «железной шляпой», так как они как бы покрывают верхнюю часть месторождения. Толщина этой зоны, например на Урале, колеблется от 10 до 80 м.

Зона окисления заключена между земной поверхностью и верхним уровнем грунтовых вод. Атмосферные воды, насыщенные кислородом и углекислотой, просачиваясь, разлагают сульфиды и сами насыщаются различными соединениями.

Ниже уровня грунтовых вод располагается «зона цементации», или вторичного обогащения»; подземные воды медленно перемещаются более или менее горизонтально. Проникающие сверху растворы здесь вступают в реакцию с первичными, еще свежими сульфидами. В результате образуются новые, вторичные сульфиды: халькозин, ковеллин и др. В наиболее глубоко залегающей области вод «застойных», малоподвижных, относительно бедных кислородом, сохраняются первичные, «гипо генные» сульфиды.

В кварцевых жилах и вообще в месторождениях, в которых мною кварца и мало сульфидов, гипергенные процессы проявляются значительно слабее и окисление выражается появлением «обохренного» кварца. Яркие рыжие или бурые тона, а также многочисленные поры и полости — отпечатки ранее бывших здесь сульфидов служили на протяжении многих веков надежным поисковым признаком золотоносности.

Еще свыше 50 лет назад было установлено, что снижение содержания золота с глубиной объясняется не «обеднением» месторождения, а обогащением его верхних горизонтов под влиянием процессов гипергенеза. Многочисленные наблюдения, проведенные в различных странах, доказали, что с разрушением золотосодержащих пород частицы золота освобождаются от вмещающих минералов и механически перемещаются вниз по трещинкам благодаря своему высокому удельному весу. Частично же золото растворяется и также переносится в более глубокие части месторождения, где вновь отлагается.

Состав золота изменяется в основном за счет выщелачивания серебра, что обуславливает иногда значительное повышение его пробы.

В результате, верхние горизонты месторождения, до зоны вторичного обогащения включительно, оказываются значительно богаче нижерасположенной неизменной части месторождения. Такой важный факт, разумеется, учитывается при проектировании горнорудных предприятий,

однако определить масштабы такого переноса золота удастся не всегда. Сущность этих сложных процессов миграции и перераспределения металла еще не удалось выяснить сколько-нибудь полно, хотя и было создано немало гипотез. «Универсальной» же гипотезы нет и, очевидно, быть не может, Прав профессор М. Н. Альбов, когда говорит:

«Объяснять явления вторичного золотого обогащения на каком-либо месторождении только одной из научных гипотез было бы совершенно неправильно».

### **Россыпи**

Россыпные месторождения золота это рыхлые золотоносные отложения обломочного материала, образовавшегося в результате разрушения коренных месторождений, которое происходит под действием физических и химических процессов выветривания. Россыпи могут быть элювиальными, делювиальными и аллювиальными.

*Элювиальные* россыпи образуются в месте выхода на поверхности коренных руд или на не большом удалении от них. Характеризуются малым количеством связанного золота, его сростков с породой и слабоизмененной формой зерен золота. Элювиальные россыпи – не перемещенные продукты выветривания коренных источников. Они залегают на месте разрушения коренного месторождения. Материал их крупнообломочный, несортированный, так как они не были перенесены текущими водами. Значительная часть металла нередко заключена в обломках горных пород или в сростках с другими минералами. Иногда наблюдается его перераспределение в вертикальном разрезе россыпи за счёт гравитационной просадки плотных частиц. Существенной концентрации металла при образовании этих россыпей не происходит. Содержание золота над богатыми коренными источниками может достигать значительных величин, но из-за небольших масштабов эти россыпи редко имеют самостоятельное промышленное значение.

*Делювиальные* россыпи образуются на склонах при движении элювиальных россыпей, характеризуются большим количеством связанного золота. Они бедны и редко имеют промышленное значение. Делювиальные россыпи локализованы в отложениях плоскостного смыва продуктов выветривания коренных источников. Нередко они формируются в результате смещения вниз по склону элювиальных россыпей. Делювиальный смыв способствует улучшению сортированности материала в продольном разрезе россыпи от вершины склона к его подножию и появлению на поверхности склона шлихтовых прослоев, обогащенных тяжелыми металлами. Протягиваются они обычно на небольшое (порядка первых сотен метров) расстояние от источника, причем по мере удаления от него содержание металла заметно снижается. Их распространение и промышленное значение в целом невелико.

*Аллювиальные* (преобладающий тип россыпей), характеризуются практически отсутствием связанного золота, его сростков с породой и сильной

степенью окатанности и истертости золота, зерен. Аллювиальные россыпи – речные отложения наиболее распространены. Они сформированы за счет размыва водотоками коренных источников или промежуточных коллекторов, содержащие промышленные концентрации металла. Большинство аллювиальных россыпей связано с горными реками. Россыпи не характерны для высокого и равнинного рельефа. Наиболее богатые скопления золота (и других тяжелых минералов) располагаются на относительно небольшом удалении от коренных источников. Однако с течением длительного времени золотники постепенно сносятся вниз по течению. На отдельных участках, даже весьма удаленных от источников, могут оказаться места, удобные для накопления тяжелых минералов, и тогда там возникают также россыпи. Напомним, что проба золота повышается по мере удаления от источника его. Оптимальные условия для их присутствия – среднеи мелкогорный рельеф. Золото концентрируется в нижних слоях отложений, частицы металла окатаны и высокопробны.

Носителями связанного золота в россыпях могут быть не только первичные не успевшие разрушиться породы, но также и вторичные породы – глины. Это наблюдается в древних россыпях, особенно там, где при переносе золота происходило растворение и переосаждение его из растворов на глинистых минералах, обладающих сильно развитой и сорбционно активной поверхностью.

Основными компонентами самородного золота являются золото и серебро. Соответственно проба россыпного золота практически зависит лишь от соотношения этих двух элементов и колеблется в пределах 650-950, чаще всего 750-850. Крупное золото, как правило, имеет высокую пробу, однако самое мелкое золото обычно еще более высокопробное. Плотность россыпного золота от 15 до 18 г/см<sup>3</sup>.

Содержание других элементов в золоте обычно составляет десятые доли процента, не превышая в сумме 0,5% редко до 1%. Наиболее часто встречаются кремний, магний, кальций, алюминий, железо, медь, ртуть, реже свинец, титан, никель, марганец, и совсем редко олово, платина, сурьма, хром, барий, мышьяк. Содержание большей части этих элементов объясняется механическими включениями в золоте породных минералов. Их можно обнаружить в полированных шлифах золота. В то же время медь, ртуть, никель, марганец, по видимому, могут входить и решетку золота, поскольку образуют с ним твердые растворы.

В некоторых россыпях золото имеет на своей поверхности пленки (золото в рубашке). Чаще всего эти пленки не сплошные и довольно тонкие. Толщина их составляет редко десятые доли миллиметра. По химическому составу это гидроксилы железа, либо гидроксилы марганца, либо сложные сульфидные соединения неблагородных металлов.

Это указывает на то, что химический состав зерен россыпного золота не постоянен. Наиболее высокопробными оказываются ядра золотинок, а поверхностные слои более низкопробными. При этом интересно, что

механическая прочность зерен, наоборот, растет от ядра к поверхности (результат перекристаллизации и наклепа).

Установлено, что пробность россыпного золота изменяется по простиранию россыпных месторождений. При этом по мере удаления россыпей от коренных источников пробность золота возрастает. Крупнейшие золоторудные месторождения России приведены в таблице 12.2.

Таблица 12.2. Крупнейшие золоторудные месторождения России (с запасами более 100т каждое)

Месторождения	Среднее содержание золота, г/т.	Степень промышленного освоения	Добыча	
			кг	% от общей добычи
Сухой Лог (Иркутская обл.)	2,82	В резерве	-	-
Куранахская группа (респ. Якутия)	1,95	В разработке	251	0,2
Нежданинское (респ. Якутия)	5,01	В подготовке к освоению	-	-
Наталкинское (Магаданская обл.)	4,20	В разработке	1605	1,1
Многовершинское (Хабаровский край)	9,82	В разработке	1939	1,3
Майское(Чукотский АО)	12,01	В резерве	-	-
Олимпиадинское (красноярский край)	4,87	В разработке	20836	14,0
Итого			24631	16,6

### Коренные руды золота

Перерабатываемые в настоящее время золотосодержащие руды характеризуются большим разнообразием. В коренных месторождениях золото наряду с простыми по вещественному составу рудами, в которых основным ценным компонентом является золото, а пустая порода представлена на 90-95% кварцем, большой удельный вес занимают комплексные руды.

Выделяют типы руд:

- Золото кварцевые
- Золото сульфидные
- Мало сульфидные
- Золото мышьяковые (содержат арсенопирит до 10%)
- Золото медные (обычно халькопирит)
- Золото сурьмяные

### *Первичные или золото – кварцевые руды*

Первичные и частично окисленные золотые руды часто называют мало-сульфидными или кварцевыми. Такие руды наиболее распространены по сравнению с золотыми рудами других типов. К ним относятся руды, содержащие не более 2-3% сульфидов, преимущественно пирита. Сульфидов тяжелых цветных металлов в этих рудах практически нет или они присутствуют в таких не больших концентрациях, при которых извлекать их нецелесообразно. Не сульфидная часть руд представлена в основном кварцем, а также карбонатами, сланцами, хлоритом, глинистыми минералами.

Окисленные золотые руды обычно добывают из зон окисления. В них присутствуют окисленные минералы железалимонит и герматит, а сульфиды отсутствуют или содержатся в небольших количествах.

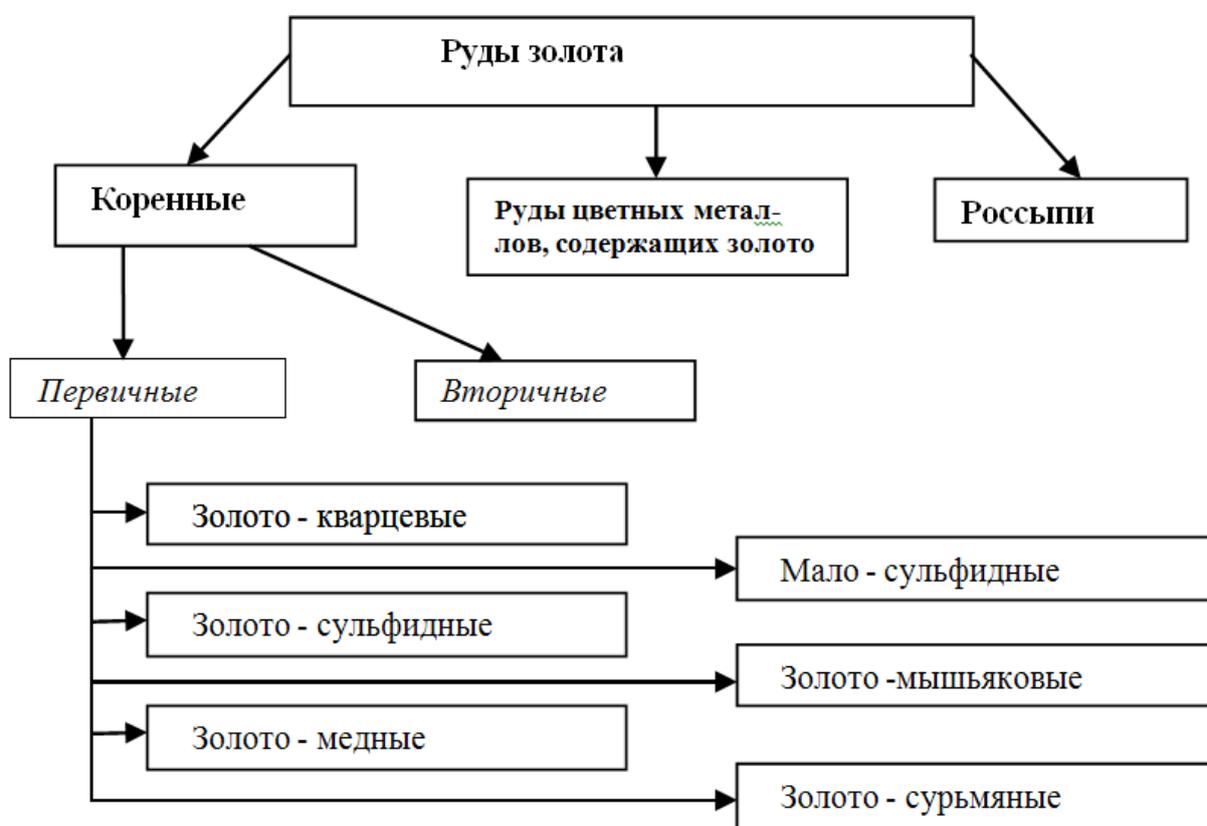


Рис.12.3.Классификация руд золота

### *Золотосульфидные руды*

Золото-сульфидные руды характеризуются повышенным содержанием пирита, отсутствием в промышленных концентрациях сульфидов цветных металлов. Пирит присутствует в количестве 3-5% и выше. В некоторых рудах он составляет более половины всей массы.

### *Золотомышьяковистые*

В золото-мышьяковистых первичных рудах в повышенных концентрациях (от нескольких процентов до 10%) присутствует арсенопирит, из других сульфидов пирит, иногда пирротин. Сульфиды цветных металлов не

имеют промышленного значения.

*Золото медные*

Золото-медные руды содержат в промышленных концентрациях золото и медь. В первичных золотомедных рудах медь преимущественно представлена халькопиритом.

## Лекция №38.

**Тема: Технология обогащения руд россыпных месторождение золота**

### **План:**

1. Вторичные руды (россыпи)
2. Гранулометрический состав россыпного золота и форма его зерен.
3. Промывистость песков

**Ключевые слова:** руда, минерал, гранулометрический состав, промывистость песков, месторождения, выветривания.

### **Вторичные руды (россыпи)**

Россыпями называют скопление зерен (частиц) тяжелых и относительно устойчивых к агентам выветривания полезных минералов в рыхлых сцементированных обломочных отложениях, возникших в результате разрушения первичных по отношению россыпям коренных пород. В коренных породах полезные минералы находятся в сростках с породообразующими. Первым условием россыпеобразовательного процесса является дезинтеграция (высвобождение этих минералов) в результате физического (теплового расширения, расклинивающего давления жидкости, сжатия) и химического (процесса гидратации, диссоциации и окисления) выветривания. В процессе уже происходит не большая концентрация устойчивых (алмаз, корунд, золото, циркон, платина, рутил и т.д.) минералов за счет разрушения, растворения неустойчивых минералов и перехода их во вторичные мелкозернистые глинистые образования с легкой транспортабельностью в условиях поверхностных водотоков.

Источниками золотоносных промышленных россыпей являются преимущественно коренные месторождения, рудопроявления и промежуточные коллекторыдревние россыпи.

Однако далеко не все коренные источники сопровождаются россыпями и напротив, богатые и крупные золотоносные россыпи нередко не имеют адекватных по качественным и количественным характеристикам рудных источников.

Золоторудные месторождения становятся россыпеобразующими только в том случае, если они содержат золото определенной размерности (крупнее 0.1мм). Формирование россыпных месторождений происходит под действием различных геологических и геоморфологических факторов, определяющих строение, состав и закономерности размещения россыпей.

### **Гранулометрический состав россыпного золота и форма его зерен**

Гранулометрический состав россыпного золота и особенности формы его зерен являются основными технологическими параметрами, которые определяют (при нормальном ведении процессов гравитационного обогащения)

уровень его возможного извлечения. Несмотря на это в практике до сих пор нет единой научно обоснованной шкалы классификации россыпного золота по крупности.

Предложено несколько классификаций золота по крупности, но, ни одна из них в отечественной практике повсеместного распространения не получила. Особенно противоречивы утверждения о поведении мелкого и тонкого золота, так как к мелкому золоту различные исследователи относят золото разной крупности.

В некоторых классификациях золота по крупности (и в технической литературе) встречается понятие «плавающее золото». По-нашему мнению, этот термин не следует употреблять для характеристики золота по крупности, так как он характеризует не крупность, а способ передвижения зерен в потоке. При этом в потоках, могут перемещаться и крупные зерна, что определяется состоянием их поверхности (гидрофобизация мельчайшими пузырьками воздуха, загрязнение маслами и т. д.). Наблюдается «плавающее золото» крупностью до 1 мм, имеющее форму тончайших пластинок.

Наиболее часто самофлотируется золото русловых россыпей крупных рек и морских россыпей, пески которых содержат органические включения животного и производственного происхождения. Наиболее распространенной является классификация золота по крупности (табл. 12.3).

Таблица 12.3. Рекомендуемая Иргиредметом классификация золота по крупности

Крупность, мм	Размер отверстия нижнего сита, мм	Площадь Отверстия мм <sup>2</sup>	Логарифм предельного размера зёрен, мкм	Класс крупности золота
+3(3,15)			4-3,5	Весьма крупное
-3(3,15)+1	3(3,15)	10	3,5-3	Крупное
-1+0,315	0,315	1	3-2,5	Среднее
-0,315+0,1	0,1	0,1	2,5-2	Мелкое
-0,1+0,03 (0,0315)	-	0,01	2-1,5	Весьма мелкое
-0,03			1,5	Дисперсное

Предлагаемая классификация россыпного золота по крупности связана с его технологическими свойствами. Так, золото крупнее 3 (3,15) мм извлекается полностью даже при обогащении песков наиболее простыми способами. Золото крупностью 1 мм полностью извлекается отсадкой и более чем на 95%

шлюзами мелкого наполнения. Крупность зерен 0,315мм является граничной для эффективного извлечения золота шлюзами. Извлечение при этом равно 80%. Золото крупностью 0,1 мм извлекается отсадкой на 50% и практически не извлекается при обогащении на шлюзах. Золото мельче 0,03 мм практически не улавливается известными способами механического обогащения.

В соответствии с принятой классификацией золота целесообразно классифицировать и россыпи (рис. 12.4.).

В промышленных россыпях основное количество золота, как пра вило, имеет крупность 0,1—4 мм (табл. 12.3). Однако в последние годы в эксплуатацию вовлекаются россыпи и с более мелким золотом (табл. 12.4).

Данные ситового анализа не всегда достаточно полно характеризуют крупность зерен золота. Поэтому в дополнение к ситовому анализу иногда взвешивают отдельные золотины.

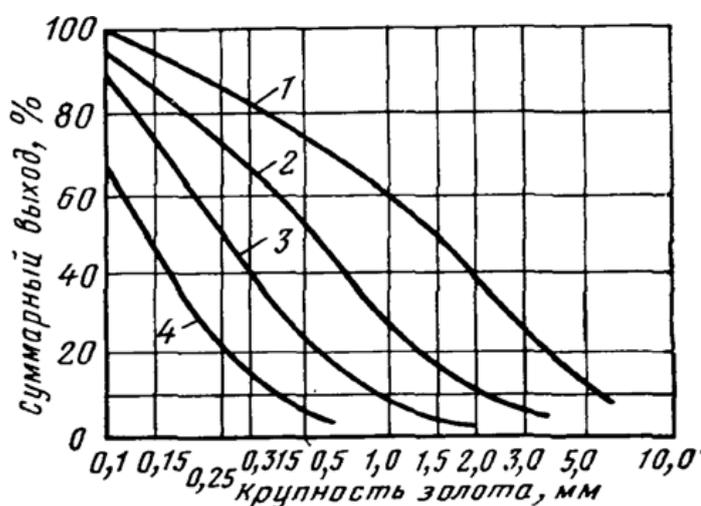


Рис. 12.4. Классификация россыпей в зависимости от крупности золота  
 1 — с крупным золотом; 2 — со средним золотом; 3 — с мелким золотом; 4—с весьма мелким золотом

Т. Г. Фоменко вывел экспериментальную зависимость скорости свободного падения золотинок в воде от их массы. Скорость падения зерен в воде (одна из основных характеристик обогатимости), определенная в зависимости от массы золотинок ближе к фактической, чем определенная с учетом только крупности зерен.

Таблица 12.4. Распределение золота по классам крупности, % (по данным Иргиредмета и ВНИИ-1)

Район	Классы крупности, мм				Средняя крупность, мм
	-2+1	-1+0,5	-0,5+0,25	-0,25	
Северо -Восток .....	46,0	27,0	24,0	3,0	1,6
Лена.....	17,5	46,7	28,5	7,3	1,1
Якутия .....	38,3	43,1	10,4	8,2	1,5

Северный Енисей.....	—	54,6	27,6	17,8	0,9
То же.....	—	8,1	84,3	7,6	0,6
Южный Енисей.....	—	3,4	55,1	41,5	0,5
Амур.....	—	4,7	74,8	20,5	0,5
Якутия.....	9,1	35,6	48,6	6,7	1,0
То же.....	—	12,3	57,3	30,4	0,5
Северный Урал.....	—	11,7	57,2	31,1	0,5
То же.....	—	17,5	78,3	4,2	0,8
Южный Урал.....	—	7,6	76,7	15,7	0,6
Забайкалье.....	—	13,3	63,5	23,2	0,6

Таблица 12.5. Гранулометрический состав золота отдельных россыпных месторождений, %

Район	Классы крупности, мм				Средняя крупность, мм
	-2+1	-1+0,5	-0,5+0,25	-0,25	
Амур	6,6	6,4	61,4	25,6	—
Якутия (древняя россыпь)	3,0	19,3	36,8	40,9	0,25
Западная Сибирь	—	32,5	44,5	23,0	—
Дальний Восток	—	—	5,1	94,9	0,15
Южный Енисей	3,0	10,3	32,8	53,9	0,25
Якутия	—	9,8	32,5	57,7	0,24

### Промывистость песков

Под промывистостью песков понимается способность рыхлых отложений размываться в потоке воды до такого состояния, при котором минеральные частицы не связаны друг с другом и освобождены от глинистых примазок. Промывистость песков зависит от цементации их вязкими материалами, обычно пластичными глинами.

В практике к глинистым относят породы, в которых содержание частиц менее 5 мкм (глинистой фракции) превышает 3%, а к собственно глинам — породы, в которых этой фракции содержится более 30%. Почти все глины являются полиминеральными горными породами. Минералоги разделили все гидросиликатные минералы на три группы: глиноземистые, железистые и магниезиальные. Более других распространены глиноземистые минералы, которые классифицируются по Гинзбургу и Петрову на следующие группы:

Каолинита (каолинит, диккит, накрит, галлуазит, монотермит и др.).

Монтмориллонита (монтмориллонит, бейделлит).

Пирофиллита (пирофиллит).

Аллофана (аллофан).

Гидрослюды (гидромусковит, лиеврит).

На рис. 12.5. и 12.6. схематически показаны зарисовки зернистых смесей, связанных монтмориллонитом и каолинитом, сделанные по данным минералогического исследования.

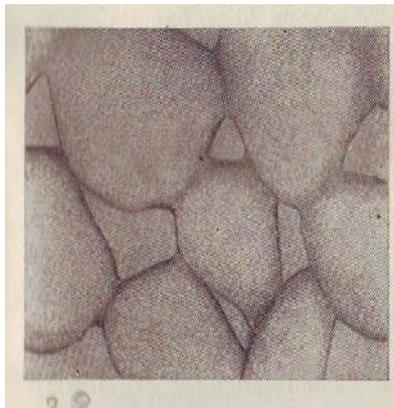


Рис. 12.5. Смесью зерен, связанных натриевым монтмориллонитом

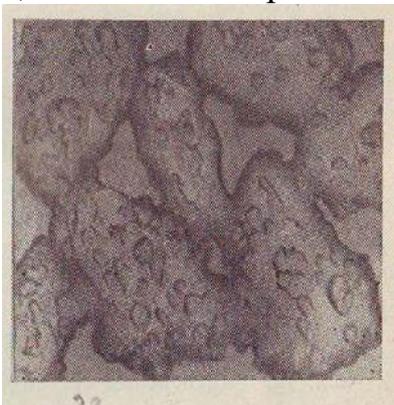


Рис. 12.6. Смесью зёрен, связанных каолиновой глиной

Как видно, кварцевые песчинки равномерно обволакиваются однородной пленкой из монтмориллонитовых мелких частиц и неравномерно покрываются небольшими чешуйками и крупными агрегатами каолинита. Соответственно этому более прочная связь между песчинками во влажном состоянии будет в смесях с монтмориллонитом по сравнению с каолиновыми смесями.

Определяющими факторами свойств глинистых материалов по Р. Гриму являются: состав глинистых минералов; состав неглинистых минералов, присутствующих в глинах; обменные ионы и растворимые соли; структура; физико-механические свойства.

К физико-механическим свойствам глинистых песков, определяющим способность глин к разрушению, относятся: гранулометрический состав, плотность, объемная масса, пористость, пластичность, размокание, набухание, водопроницаемость, сопротивление сдвигу, структурная связность и естественная влажность. У высокодисперсных глинистых цементов пластичность и связность проявляются сильнее, чем у менее дисперсных. Песчинки и грубообломочные неглинистые фракции повышают водопроницаемость глинистых пород.

Пластичность глин — способность изменять свою форму под действием внешних сил без разрыва сплошности и сохранять полученную форму после удаления внешней силы—характеризуется числом пластичности, которое показывает диапазон влажности, в котором грунт обладает пластическими

Сравнивая естественную влажность глин с влажностью, соответствующей пределам консистенции этой глины, можно с некоторой точностью судить о ее состоянии и разрушаемости.

Размокание — это способность глин при впитывании воды терять связность и разрушаться. Основным показателем, характеризующим это свойство, является скорость размокания глины, которая зависит от содержания в ней глинистых частичек (фракции 5 мкм) и их минералогического состава.

Высокопластичные глины влажностью выше максимальной молекулярной влагоемкости в воде слабо или совсем не распадаются. Влажность влияет на прочность глинистого материала — при увеличении влажности прочность сначала увеличивается до максимума, а затем уменьшается.

Исследования вещественного состава глин 10 россыпных месторождений золота различных районов страны показали, что все глинистые минералы находятся в классах крупностью менее 0,1 мм. В более крупных классах глинистых компонентов практически нет. Исследованные глины представляют собой полиминеральные смеси и относятся преимущественно к типу высокопластичных глин группы аллофановых и монтмориллонитовых. В глинах часто содержатся гидрослюды с примесью бейделлита (смесь гидрослюды с монтмориллонитом). В некоторых россыпях Якутии (РФ) присутствуют в мелких классах каолиновые глинистые минералы.

Следует отметить, что механические (связующие) свойства глин определяются не только наиболее тонкими глинистыми частицами, например —5 мкм, на пластичность глин существенно влияют тип их, количество самых тонких зерен и содержание глинистых зерен в довольно крупных классах, например 20 и 30 мкм.

Гранулометрический состав глин зависит как от литологического состава пород, так и от степени их разрушения и условий переноса рыхлого материала. Более мягкие породы (известняки, песчаники, сланцы) содержат больше тонкого глинистого материала, чем твердые. Наиболее трудные для обогащения древние россыпи характеризуются большим содержанием тонких глинистых минералов, образование которых (по И. С. Рожкову и Л. В. Разину) шло по схеме: слюда— полевые шпаты — гидрослюды — монтмориллонит — галлуазит— каолинит.

Пока еще нет точных критериев и надежных методов объективного определения промывистости песков

## Лекция №39.

### Тема: Подготовительные процессы при обогащения песков

#### План:

1. Подготовительные процессы при обогащении песков
2. Классификация золотосодержащих россыпей по обогатимости песков.
3. Методы извлечения золота из золотосодержащих россыпей.

**Ключевые слова:** руда, минерал, дезинтеграция, барабанные грохоты, скрубберы, мельницы, корытные и мечевые мойки.

#### Подготовительные процессы при обогащении песков

Необходимым условием подготовки песков к обогащению является освобождение зернистой части от глинисто-шламовой (дезинтеграция) и удаление крупных фракций (грохочение), не содержащих золото.

В настоящее время, в связи с подготовкой к эксплуатации россыпей с большим количеством труднопромывистого материала, возникла необходимость изыскания более эффективных по сравнению с используемыми способов дезинтеграции.

Эффективность дезинтеграции песков зависит от:

- степени промывистости и гранулометрического состава песков;
- удельного расхода и способа подачи воды на дезинтеграцию;
- интенсивности воздействия механических устройств;
- продолжительности пребывания материала в дезинтегрирующем аппарате (удельной производительности аппарата);
- конструкции дезинтегрирующих устройств;
- степени предварительной подготовленности материала перед дезинтеграцией (подсушка, предварительное размешивание, насыщение химическими растворами).

По конструкции дезинтегрирующие машины разделяются на следующие группы:

- барабанные (барабанные грохоты, скрубберы, мельницы);
- шнековые (корытные и мечевые мойки);
- вибрационные (плоские вибрационные, вибрационно-барабанные); гидравлические (гидроэлеваторы трубные, гидроэлеваторывашгерды, шлюзы).

#### Классификация золотосодержащих россыпей по обогатимости песков

Технологические свойства песков определяют не только показатели обогащения, но и эффективность работы промывочнообогащительных устройств.

Имеются различные классификации россыпных месторождений в

зависимости от условий их возникновения и перемещения. Для технологов-обогащителей важными являются те свойства песков, которые влияют на технологию извлечения золота из них. К ним относятся свойства песков, влияющие на эффективность подготовки их к обогащению (гранулометрический состав песков — содержание валунов, эфельной фракции, содержание глин и физико-механические свойства их), а также свойства песков, влияющие на эффективность гравитационного их обогащения (содержание золота в песках, гранулометрический состав золота, форма зерен золота, содержание и состав шлиховых минералов).

Для отдельных районов (провинций) свойства песков, влияющие на технологию обогащения, различны. Так, пески Якутии, Западной Сибири и Урала характеризуются высоким содержанием глин, пески Приморья и Якутии — повышенным содержанием тяжелой фракции, пески Урала, Западной Сибири, Забайкалья и Амура — большим количеством мелкого золота, а пески Северо-Востока — высоким содержанием крупного золота.

Предложены два способа технологической классификации золотосодержащих песков. Первая классификация учитывает пять признаков: содержание валунов (+400 мм); содержание эфельных фракций (класса —15 мм); содержание илисто-глинистых фракций (класс—0,01 мм); наличие самородков золота (+10 мм); содержание золота крупностью —0,2 мм.

В зависимости от величины указанных факторов пески подразделяют на три категории: легкообогатимые, среднеобогатимые и труднообогатимые (табл.12.6)

Таблица 12.6. Классификация песков по обогатимости

Категория песков	Содержание валунов (+400 мм), %	Выход эфелей (—15 мм), %	Содержание илистоглинистой фракции (—0,01 мм), %	Содержание самородков, (+10 мм), %	Содержание мелкого золота (—0,2 мм), %
Легкообогатимые	0	Менее 40	Менее 5	0	Менее 3
Среднеобогатимые	0—5	40—70	7—10	0	3—10
Труднообогатимые	Более 5	Более 70	Более 10	1	Более 10

#### Методы извлечения золота из золотосодержащих россыпей

Основные методы извлечения золота из золотосодержащих песков приведены на рисунке 12.7.

В отечественной практике при обогащении золотоносных песков наибольшее распространение получили шлюзы различных конструкций. Эти аппараты являются наиболее экономичными и обеспечивают высокую степень концентрации золота.

На шлюзах происходит раскрытие полезных минералов (в частности на шлюзах глубокого наполнения) и разделение смеси по плотности в текущем потоке воды. Наиболее тяжелые минералы или металл концентрируются на дне

шлюза в специально предусмотренных гнездах, а легкие — пустая порода — сносятся потоком воды в хвосты. В зависимости от режима работы шлюзы подразделяются на шлюзы мелкого наполнения и шлюзы глубокого наполнения. Шлюзы мелкого наполнения применяются для обогащения песков крупностью менее 16 мм. Шлюзы глубокого наполнения применяются для обогащения более крупного материала (до 50—100 мм).

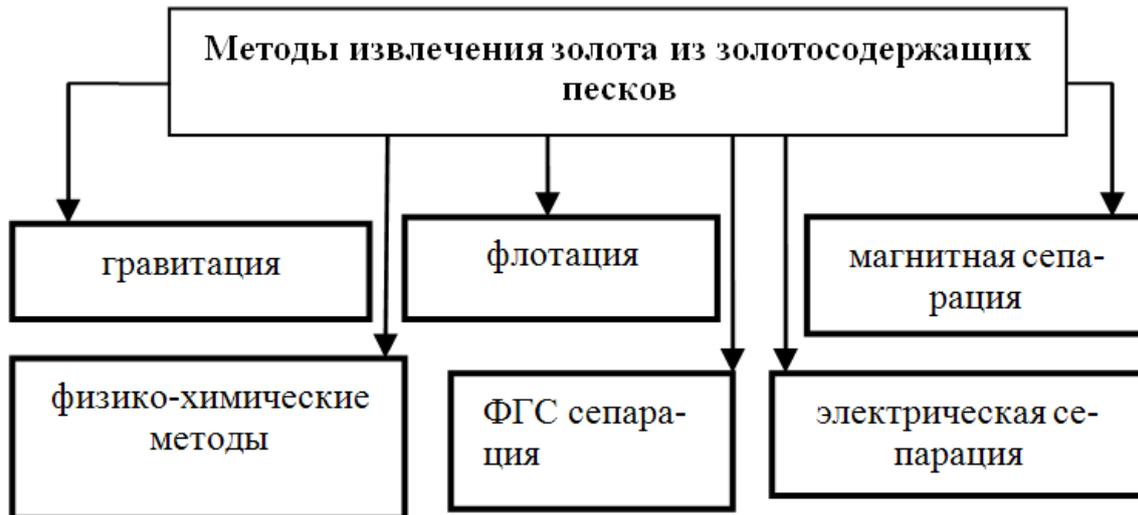


Рис.12.7.Методы извлечения золота из золотосодержащих песков

## Лекция №40.

### Тема: Гравитационные методы обогащения золотосодержащих россыпей

#### План:

1. Гравитационные методы обогащения
2. Обогащение на винтовых сепараторах
3. Обогащение на концентрационных столах
4. Обогащение на центробежных концентраторах

**Ключевые слова:** руда, минерал, отсадка, обогащение на концентрационных столах, шлюзы, винтовые сепаратора, центробежные концентраторы.

#### Гравитационные методы обогащения

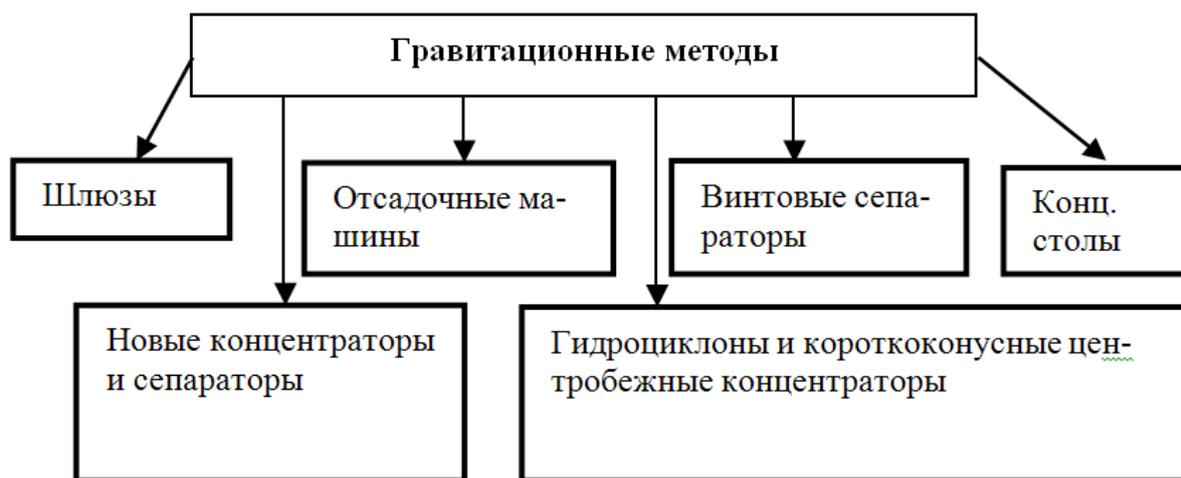


Рис.12.8.Классификация гравитационных методов обогащения

#### *Обогащение золотосодержащих песков на шлюзах*

Улавливающие покрытия шлюзов подразделяются на жесткие и мягкие. Жесткие покрытия — это коврики и трафареты, мягкие — коврики. На шлюзах с мягким покрытием обогащаются пески с максимальной крупностью не более 1—2 мм. В качестве ковриков в отечественной промышленности применяются рифленая резина, реже сукно. За рубежом, кроме резиновых, применяются плетеные каламовые и коврики из травы. В последние годы находят широкое применение коврики из губчатого натурального каучука (линатекса).

Резиновые коврики изготавливаются с различными нарифлениями и глубиной ячеек.

По вопросу о наиболее рациональной и эффективной форме трафаретов существуют различные мнения. На предприятиях Северовостока применяются в большинстве случаев трафареты лестничного типа (на шлюзах глубокого

наполнения), на предприятиях Урала, Сибири — цельнотянутые металлические трафареты. Объясняется это тем, что в первом случае обогащаются крупные пески, содержащие весьма крупное золото, во втором — более мелкое золото.

Извлечение золота на шлюзах зависит от ряда факторов, основными из которых являются: удельная нагрузка по твердому, определяемая в расчете на 1 м ширины шлюза или на 1 м<sup>2</sup> улавливающей площади; скорость и глубина потока пульпы на шлюзах, зависящие, также от разжижения пульпы и уклона шлюзов; характер улавливающего покрытия; содержание тяжелых минералов и гранулометрический состав золота в обогащаемых песках.

Практика показывает, что оптимальный поток на шлюзах для улавливания золота из песков максимальной крупности 16—20 мм достигается при удельной нагрузке по твердому 3,5—4 м<sup>3</sup>/ч на 1 м ширины при Ж:Т в питании равном (12—15) :1 (по объему) и угле шлюзов 6—8°. При колебании, нагрузки (по отдельным шлюзам) от 2 до 10 м<sup>3</sup>/ч на 1 м ширины в результате неравномерного распределения песков и при сполоске концентратов через 15—20 ч извлечение золота значительно снижается. Длина шлюзов существенно влияет на извлечение золота. Так, если основная масса крупного и среднего золота улавливается на первых двух метрах по длине шлюзов мелкого наполнения, то для эффективного извлечения мелкого золота необходима длина шлюзов не менее 5—6 м. На шлюзах глубокого наполнения достаточно полное извлечение золота достигается при длине 15—20 м. Иногда применяются шлюзы глубокого наполнения длиной в несколько сотен метров.

Исследования процесса обогащения на шлюзах показывают, что факторами, снижающими потери золота мелких классов, являются: более частая замена улавливающего покрытия (3—4 раза в сутки вместо обычного один раз); снижение скорости потока пульпы до 0,6—0,8 м/с при уменьшении максимальной крупности питания.

#### *Обогащение золотосодержащих песков на отсадочных машинах*

Отсадочные машины широко применяются при обогащении песков россыпных месторождений. Наибольшее распространение получили диафрагмовые отсадочные машины.

Успешное применение отсадки при обогащении песков объясняется более высоким извлечением полезных компонентов из мелких классов и более высокой удельной производительностью по сравнению со шлюзами. Кроме того, шлюзы при временной перегрузке обычно заиливаются, а это ведет к сносу тяжелых ценных минералов в хвосты, тогда как отсадочные машины даже при значительной перегрузке их обеспечивают удовлетворительные технологические показатели.

Оптимальный расход воды при отсадке составляет 1—4 м<sup>3</sup>/т, из которых 20% поступает с питанием, 50% подается под решето первой и 30% — под решето второй камеры. При обогащении золотосодержащих песков на отсадочных машинах обычно применяется искусственная постель толщиной до 30—40 мм из стальной дроби диаметром 4—6 мм или из искусственно

приготовленных тел (металлической стружки, ферросилиция и других материалов на цементном растворе). В качестве постели иногда используются крупные фракции шлиховых минералов — пирита, магнетита, лимонита и т. д. Толщина постели зависит от крупности, плотности и формы зерен, слагающих постель.

Параметры постели при принятом числе пульсаций должны обеспечить свободное проникновение к решетке ценных зерен и препятствовать проникновению зерен породы.

Большое влияние на технологические показатели отсадки оказывают характер обогащаемого материала, прежде всего содержание глины в обогащаемых песках. Необходимым условием успешной отсадки является предварительное обезыливание и обезвоживание исходного материала.

Исследованиями Иргиредмета установлено, что предварительное обезвоживание песков, содержащих до 30—40% мелкого золота, позволяет повысить извлечение его на 8—10% от операции.

Опыт эксплуатации 250-л драг показал, что применение в схемах обогащения отсадочных машин в настоящее время технологически и экономически целесообразно при разработке россыпей, содержащих более 10—15% золота в классе —0,25 мм при общем содержании золота в песках не менее 250—300 мг/м<sup>3</sup>.

Для изыскания возможности упрощения технологических схем и снижения стоимости обогащения проведены исследования процесса обогащения материала, классифицированного по более широкой шкале (крупность -16+2 мм). Исследованиями процесса отсадки материала крупностью -16 + 2 мм определено, что оптимальный импульс пульсаций должен соответствовать максимальному размеру зерен обогащенной смеси, а оптимальные величина хода диафрагмы и число ходов получены близкие к значениям, установленным для обогащения узкоклассифицированного материала крупностью -16 + 8 мм.

При отсадке грубоклассифицированного материала при оптимальном режиме пульсаций получено достаточно высокое извлечение ценных минералов, но с низкой степенью концентрации. Для определения возможности повышения степени концентрации ценных минералов испытывалась постель из зерен различной формы: шарообразной, цилиндрической и кубической. В результате установлено, что кубическая форма зерен постели обеспечивает самую высокую степень концентрации ценных минералов.

Сравнительные результаты обогащения на отсадочной машине, стационарных и металлических подвижных шлюзах показывают, что извлечение золота на отсадочной машине на 6—7% выше, чем на стационарных, и на 2—3% выше, чем на металлических подвижных шлюзах (при трехразовом в сутки сполоске шлюзового концентрата).

### ***Обогащение золотосодержащих песков на винтовых сепараторах***

Винтовые сепараторы для обогащения песков получили широкое

распространение в США и других странах. В России начали применять сепараторы несколько позднее. Испытания и внедрение винтовых сепараторов в отечественной практике начаты Ирриредметом (К. В. Соломин, М. Ф. Аникин и др.)

Процесс обогащения на винтовом сепараторе определяется в основном параметрами желоба: радиусом, профилем поперечного сечения, углом подъема винтовой линии и длиной винтового желоба. Оптимальным профилем поперечного сечения является профиль, близкий к эллипсу, с соотношением осей 2:1.

Преимуществами винтовых сепараторов по сравнению с отсадочными машинами являются: отсутствие движущихся деталей, простота конструкции, незначительная занимаемая площадь, наглядность процесса, простота обслуживания, низкие эксплуатационные расходы. К недостаткам (сравнительно с отсадочными машинами) следует отнести: большой выход концентрата, низкое извлечение золота округлой комковатой формы, значительный перепад пульпы в аппарате, что затрудняет компоновку оборудования на обогатительных установках.

В некоторых случаях винтовые сепараторы имеют явные преимущества перед отсадочными машинами, например при отработке глинистых песков, когда технологическая вода содержит значительное количество взвесей (до  $300 \text{ г/м}^3$ ) и регулируемая подача ее под решета отсадочных машин связана с существенными трудностями. При этом, как показывают результаты испытаний, обогащение на винтовых сепараторах можно вести без подачи дополнительной смывной воды на желоба.

#### *Обогащение золотосодержащих песков на концентрационных столах*

Столы, как известно, обладают высокой степенью концентрации ценных минералов, но имеют сравнительно не высокую производительность, вследствие чего не могут применяться для основной концентрации бедных материалов. В основном концентрационные столы применяются в пересчетных и доводочных операциях.

Следует учитывать, что производительность концентрационных столов зависит от содержания шлиховых минералов в поступающем материале. Так, при содержании шлиховых минералов 35-50 кг/т и менее производительность концентрационного стола СКМ1А составляет 1-1,2 м<sup>3</sup>/ч, а при содержании 80-100 кг/т и более снижается до 0,6 м<sup>3</sup>/ч.

Степень концентрации мелкого золота при обогащении на концентрационных столах значительно выше, чем на всех других применяемых гравитационных аппаратах.

В таблице 12.7 приведены данные по извлечению золота при обогащении песков одной из драг на концентрационном столе.

Граничный размер зерен золота, извлекаемого на концентрационных столах, на основании исследования Ирриредмета и ЦНИГРИ составляет 0,05мм.

Извлечение золота округлой формы по сравнению с пластинчатыми и игольчато-губчатыми выше по всем классам крупности. С уменьшением крупности зерен золота влияние их формы на эффективность и извлечение уменьшается.

Таблица 12.7. Распределение золота различной крупности по продуктам обогащения на концентрационном столе.

Продукт	Крупность золота, мм					Распределение золота, %
	+0,5	-0,5 +0,25	-0,25 +0,15	-0,15 +0,1	-0,1	
Концентрат	100	91,5	84,6	89,2	65,0	88,6-96,4
Промпродукт	-	7,4	12,0	8,5	18,0	9-1
Хвосты	-	1,1	3,4	2,3	17,0	2-3
Питание	9,1	54,2	14,1	17,7	4,9	100

Многими исследованиями установлена высокая эффективность работы концентрационных столов при доводке золотосодержащих концентратов. Извлечение золота в концентрат при этом достигает 98-99%.

В последнее время в отечественной практике и за рубежом проводятся работы по совершенствованию конструкций и создания новых покрытий столов.

#### *Новые концентраторы и сепараторы*

Гидроциклоны и центробежные концентраторы для извлечения золота за последние годы стали одним из основных классифицирующих и обесшламливающих аппаратов (рис.12.9 – 12.16 ). Однако возможные области их использования раскрыты еще не полностью.

Известно, что в обычных классифицирующих гидроциклонах (угол конусности  $20^\circ$  и менее) плотность зерен мало сказывается на разделении их смеси по крупности. Исследования ЦНИГРИ установлено, что с увеличением угла конусности начинает все больше сказываться разница в плотности разделяемых минералов.

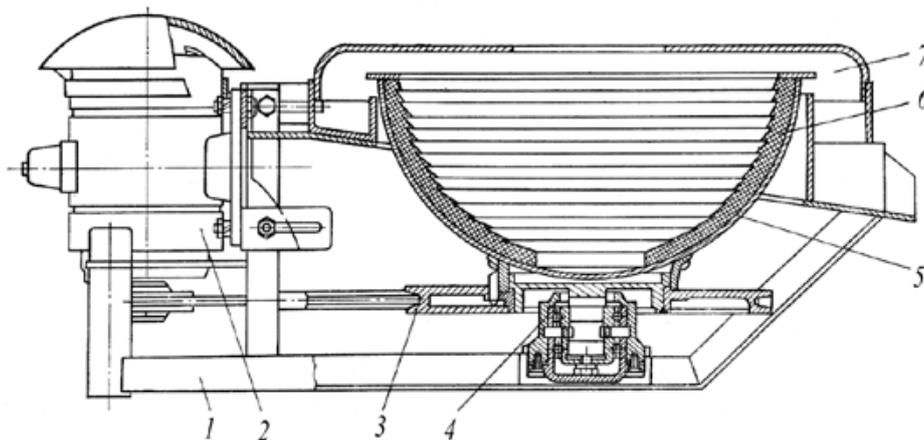


Рис. 12.9. Концентратор – центрифуга: 1 – рама; 2 – электродвигатель; 3 – шкив; 4 – подшипник; 5 – чаша; 6 – футеровка; 7 – крышка.

При значениях угла конусности  $90^\circ$  и более в гидроциклоне разделение происходит не по крупности, а по плотности. Таким образом, из классифицирующего гидроциклон превращается в обогатительный аппарат. Степень обогащения в нем регулируется соотношением диаметров сливной и песковой насадок, а также изменением угла конической части гидроциклона. Гидроциклоны с большим углом конусности получили название короткоконусных или гидроциклонов со сложным профилем конуса (если образующая его имеет изломы).

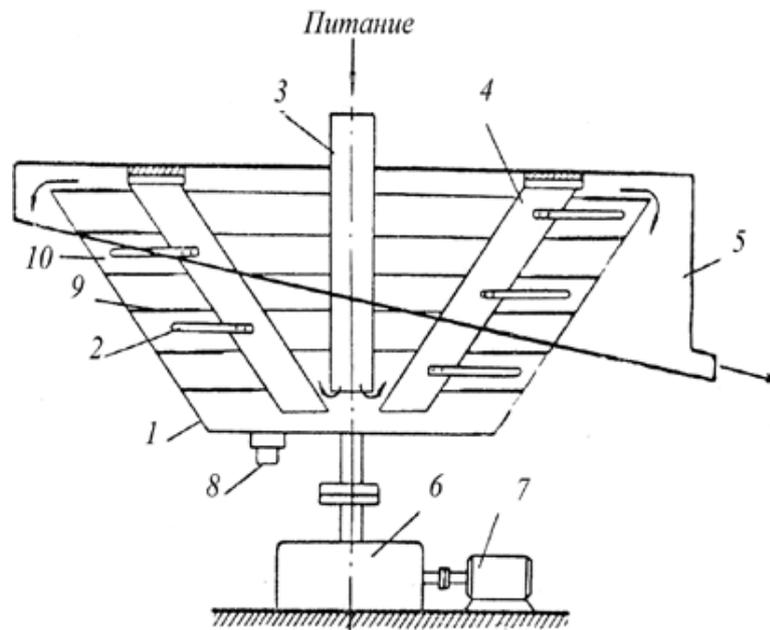


Рис. 12.10. Концентратор «Орокон»: 1 – конус-ротор; 2 – рыхлители; 3 – труба (питающая); 4 – консоли; 5 – сливной желоб; 6 – редуктор; 7 – электродвигатель; 8 – винтовая пробка; 9 – кольцевые перегородки; 10 – кольцевые карманы

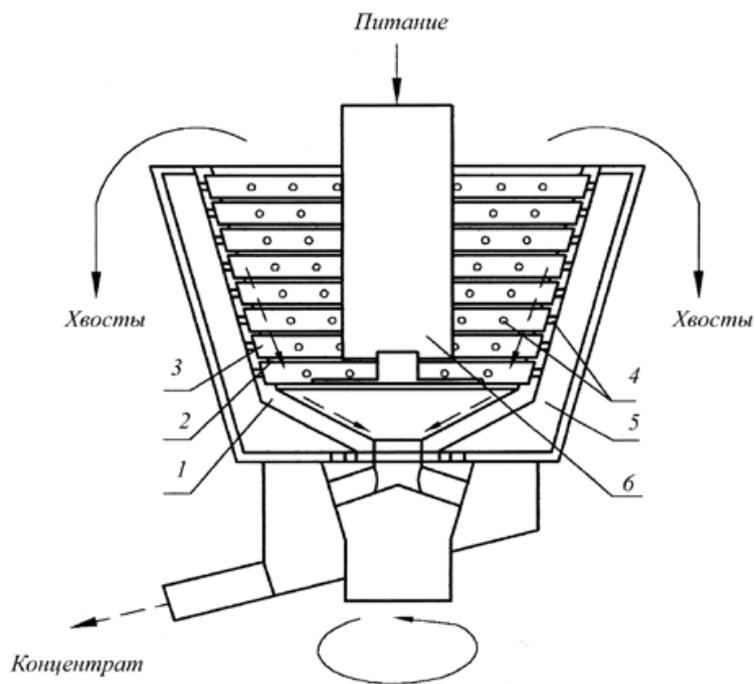


Рис. 12.11. Схема центробежного концентратора Кнелсон: 1 – ротор; 2 – кольцевые перегородки; 3 – кольцевые карманы; 4 – отверстия; 5 – емкость для промывной воды; 6 – питающая труба

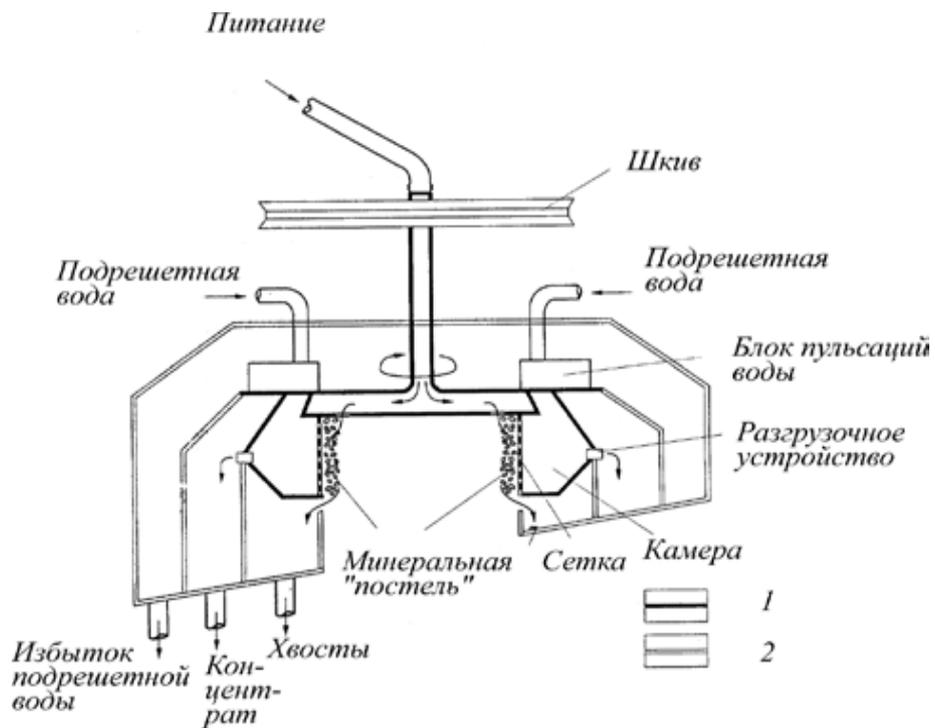


Рис. 12.12. Схема центробежной отсадочной машины «Campbell»: 1 – вращающаяся часть; 2 – неподвижная часть

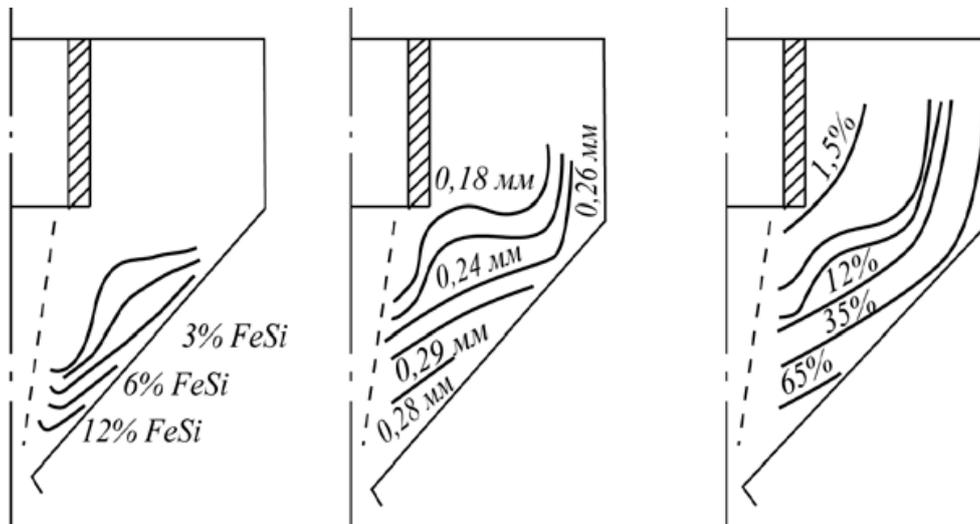


Рис. 12.13. Изолинии распределения в короткокonusном гидроциклоне: *а* – тяжелые частицы (ферросилиция); *б* – частицы средней крупности; *в* – плотность пульпы (процент твердой фазы)

Эти аппараты предназначены для обогащения мелкозернистых смесей. В короткокonusном гидроциклоне одновременно имеются благоприятные для гравитации факторы:

- наличие центробежных сил, превосходящих силы тяжести в десятки и сотни раз, в результате чего достигается весьма быстрое расслаивание материала;

- наличие подвижной (в определенной мере разрыхленной) и вращающейся в циклоне постели, состоящей из зерен обогащаемого материала, способствующей сегрегации зерен постели. В результате эффективно обогащается материал при высокой производительности. Результаты испытаний короткокonusных гидроциклонов на рассыпном золотосодержащем материале показывают, что по эффективности извлечения золота эти аппараты не уступают отсадочным машинам и даже концентрационным столам

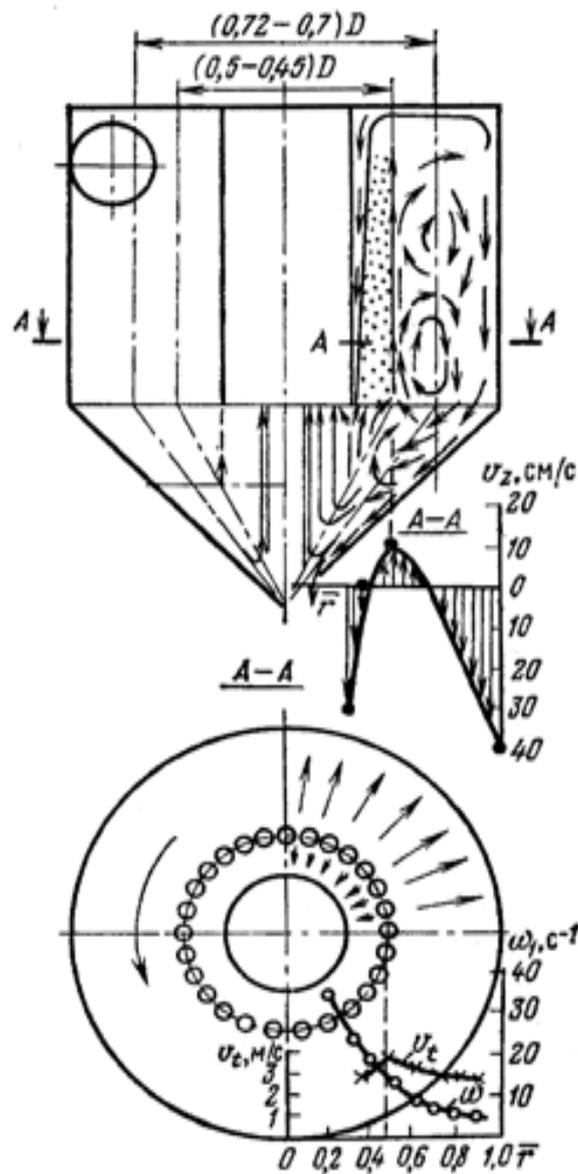


Рис. 12.14. Схема потоков и изменение скорости жидкости в ККГЦ

При обогащении песков крупностью  $-1\text{мм}$ , содержащих золото крупностью:  $-1+0,25\text{мм}$  50,9%;  $-0,25+0,1\text{мм}$  41,8% и  $-0,1\text{мм}$  7,3%, в гидроциклоне диаметром 75мм с углом конусности  $120^\circ$  получено извлечение золота около 90%.

Успешно протекает обогащение в короткокonusном гидроциклоне сливов обезвоживающих устройств, т.е. весьма тонкозернистого материала.

При обогащении тонких глинистых сливов обезвоживания эфелей, содержащих как самое мелкое, так и средней крупности золото, на одном из промывочных приборов Урала извлечено 99% золота в пески.

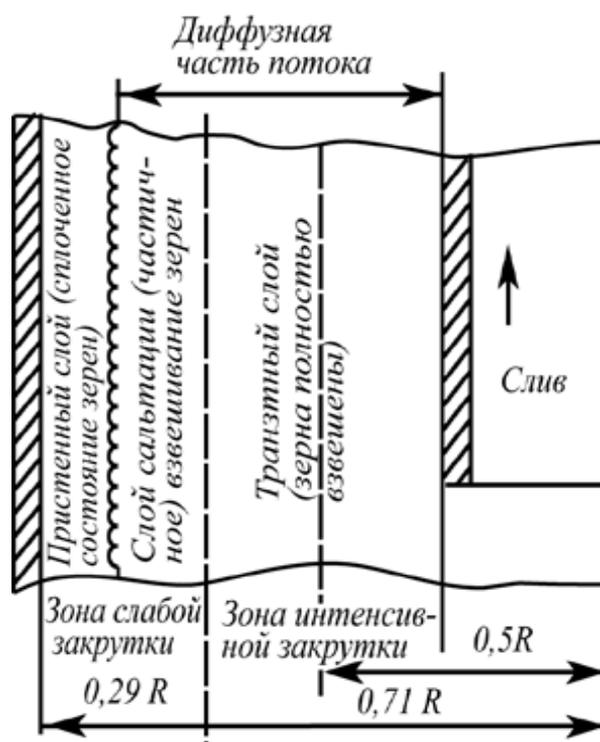


Рис. 12.15. Схематическая структура взвесенесущего потока в цилиндре гидроциклона

## Лекция №41.

### Тема: Флотационное обогащение золотосодержащих руд

#### План:

1. Флотационные свойства золотосодержащих руд.
2. Факторы, влияющие на процесс флотации

**Ключевые слова:** полезные ископаемые, руда, ценный компонент, полезные примеси, сопутствующие компоненты, вредные примеси, минерал, пенный продукт, концентрат, хвосты.

Метод извлечения золота флотацией в рудной практике является одним из основных. Флотация как метод для извлечения свободного золота из песков привлекает внимание исследователей с 30-ых годов. Принципиальная возможность применения ее для извлечения золота из песков показана работами А.В. Фаренвольда, Г.П. Славина и другими исследователями, но экономически этот процесс оказался очень дорогим для переработки такого бедного сырья, каким являются пески россыпных месторождений золота. Поэтому промышленного применения для переработки золотосодержащих песков флотация не получила.

С развитием технологии флотационного процесса в последние годы появилась возможность удешевления флотационного процесса при одновременном повышении эффективности его. Это определяется усовершенствованием способов подготовки материала к флотации (тонкое грохочение и обесшламливание), освоением новых флотационных машин с менее интенсивным перемешиванием, применением новых эффективных реагентных режимов флотации, а также принципиально новым аппаратным оформлением процесса (пенная и адгезионная сепарации). Однако наличие в россыпях большого количества илов ухудшает результаты флотации. Они остаются в суспензированном состоянии покрывают частицы золота, затрудняя контакт частиц с пузырьками воздуха. Ила, образуемые окислами железа и марганца, повышают расход реагентов и снижают извлечение золота. Для депрессии первичных илов добавляют различные вещества – диспергаторы – соду, жидкое стекло и др. По вопросу механизма воздействия на золото данных реагентов в литературе встречаются противоречивые мнения. Известно также, что в определённых случаях полезны при флотации золота серная кислота и сернокислая медь. Известь, сернистый натрий, цианистая соль ухудшают результаты флотации россыпного золота.

Крупность частиц золота и их форма также в значительной мере определяют поведение их при флотации. Практикой установлено, что золото крупнее 0,15мм флотируется плохо. Предельная крупность переходящих в концентрат золотин зависит от их формы и структуры, плотности пульпы, характера пены, конструкции флотационной машины и ряда других факторов. Крупные золотины чаще имеют пластинчатую форму и лучше флотируются в

более плотной пульпе при наличии обильной и устойчивой пены, а также в пневматических флотационных машинах в большей степени, чем в механических, создаются условия для сравнительно спокойного подъема и удаления из камеры пузырьков воздуха с закрепленными на них золотины. Однако и в лучших условиях золото флотируется не полностью. В хвостах флотации остаются золотины относительно большой массы и с малоразвитой поверхностью, т.е. золотины монолитные по структуре и округлые по форме.

Для выявления эффективности флотации при доводке концентратов, содержащих мелкое россыпное золото, в Иргиредмете были проведены испытания по схеме, включающей гравитационное обогащение на концентрационных столах с последующей флотацией хвостов. Хвосты концентрационных столов флотировались в лабораторной механической флотационной машине с применением бутилового ксантогената при расходе 100 г/т соснового масла. Золото из хвостов гравитационного обогащения флотируется достаточно эффективно, особенно мелкое 0,074мм.

Извлечение (%) россыпного золота гравитацией и флотацией (в одну стадию) из наиболее обогащенного класса исходных песков крупностью-0,315мм, содержащего более 1г/т золота, (по данным ЦНИГРИ) следующее:

- Концентрация на столе.....89,9
- Флотация:
  - в щелочном режиме.....78,5
  - в усовершенствованном режиме.....83,5

Выход концентрата во всех случаях был на уровне 4-5%.

Обычный режим флотации в щелочной среде оказался недостаточно эффективным. Интенсифицировать процесс флотации удалось проведением ее в слабокислой среде с кремнефтористым натрием при сочетании собирателя с эмульгированным аполярным маслом и эффективного пенообразователя Д-3 (демилфталата). Но и в этом случае извлечение флотацией было ниже, чем на концентрационном столе, в результате наличия в исходном материале трудных для флотации крупных с гладкой поверхностью зерен золота.

Флотация хвостов гравитационного обогащения этих же песков, но содержащих золото крупностью -0,15мм, была весьма эффективной. Извлечение золота было практически полным при выходе флотационного концентрата 1%.

В ЦНИГРИ флотировали золото из песков прибрежно-морских россыпей Дальнего Востока, отличающихся наличием чрезвычайно тонких, истертых пластинок золота. Непосредственная флотация песков крупностью -0,15мм (0,1мм) вялая и неустойчивая. Для интенсификации применялась флотация с носителем. В качестве носителя использован пирит крупностью 0,05мм в количестве 2-4% по массе, однако в дальнейшем стабилизация пены достигалась только реагентами.

В последнее время уделяется большое внимание новому способу флотации – пенной сепарации. Применение машин пенной сепарации может

расширить пределы крупности извлекаемого золота при флотации материалов с небольшим содержанием илов.

Учитывая отмеченные особенности флотации свободного золота, для извлечения его из песков целесообразной может быть двухстадиальная схема, сочетающая грубое гравитационное обогащение тонкозернистого материала при одновременном обезыливание его в первой стадии и последующее флотационное обогащение бедного концентрата на машине пенной сепарации – во второй, т.е. флотация применяется не для первичного обогащения неподготовленных исходных песков, а для доводки грубых зернистых концентратов с тонким золотом. Пенная сепарация заслуживает специального отдельного исследования с целью повышения эффективности извлечения мелкого и тонкого россыпного золота.

Для извлечения мелкого и тонкого золота предложен способ селективного фильтрования пульпы. Он может быть осуществлен с использованием гидрофобной и ворсистой ткани.

Аппарат для фильтрования представляет собой корпус, заполненный деревянными решетками с наклеенной гидрофобной ворсистой тканью, и имеет загрузочное и разгрузочное устройство.

Пульпа подается в аппарат снизу. Частицы пульпы, проходя через фильтр, ударяются о гидрофобную пористую поверхность ткани. При этом частицы золота, обладая большей гидрофобностью, глубже проникают в ворс ткани и имеют большую вероятность задержки на фильтре. После накопления на фильтре золотосодержащего осадка подачу пульпы прекращают и подают воду для удаления осадка в приемник. Если фильтрующей средой является древесная стружка, то ее сжигают, и тогда золото концентрируется в золе.

**Флотационные** свойства чистого золота изучены довольно хорошо. Эффективными собирателями для его флотации являются сульфгидрильные — ксантогенаты, особенно бутиловый, и дитиофосфаты. Ксантогенат на поверхности золота сорбируется только лишь после его окисления кислородом, когда на поверхности золота образуется окисная пленка. При адсорбции ксантогената на поверхности золота образуется труднорастворимый в воде ксантогенат золота  $AuROCSS$ .

Подавляют флотацию золота цианид, сернистый натрий, сульфит и тиосульфат натрия, щелочи, а также жидкое стекло, медный купорос и некоторые органические соединения — крахмал, полиакриламид. Наиболее сильное подавляющее действие на золото оказывает сернистый натрий, которое можно объяснить, во-первых, десорбцией с поверхности золота ксантогената, а во-вторых, образованием на его поверхности сульфида золота  $Au_2S_3$ , не флотирующегося без собирателя. Подавление золота цианидом объясняется его способностью растворять ксантогенат золота и сорбироваться на свободной поверхности. Этот эффект усиливается в известковой среде.

Золото флотируется в широком диапазоне pH, но особенно хорошо в нейтральной среде. В щелочных средах подавление золота связывается с

вытеснением сорбированного ксантогената ионами  $\text{OH}^-$ . Критическое значение  $\text{pH}$  для флотации золота определяется применяемым видом щелочей. Так, в присутствии извести это значение составляет 9,5, соды — 10,8 и щелочи — 11,8.

При флотации золота следует учитывать влияние на его флотируемость примесей и различных поверхностных покрытий. Примеси серебра и меди, например, при небольшой степени окисления больше сорбируют ксантогенат, чем чистое золото. Однако при более глубоком окислении сорбция ксантогената на золоте с примесями снижается в большей степени, чем на чистом золоте. Такие примеси, как медь и железо, часто обуславливают снижение флотируемости золота, особенно в известковой среде. Ухудшается флотируемость золота и при наличии на его поверхности покровных образований, например гидроксидов железа, а также шламов сульфидных минералов — халькопирита, пирита, галенита, сфалерита. Особенно отрицательно влияет на флотацию золота пирит. (Золото из золотосодержащих песков флотируется довольно редко.) Это связано прежде всего с тем, что при флотационном извлечении золота из песков с низким его содержанием процесс становится дорогим и экономически невыгодным. Кроме того, флотация золота кроме реагентных режимов, имеет ряд особенностей, которые ограничивают ее применение. Во-первых, поведение золота при флотации зависит от крупности частиц. Известно, что из-за высокой плотности золота частицы его крупнее 0,15 мм флотируются плохо. Во-вторых, флотируемость частиц золота зависит от их формы и структуры. Хорошо флотируются частицы золота, имеющие пластинчатую форму, а во флотационные хвосты переходят, как правило, золотины с малоразвитой поверхностью, т. е. округлой формы.

Эти особенности обуславливают высокие требования к технологическому режиму флотации, т. е. к содержанию твердого в пульпе, характеру пены, размеру воздушных пузырьков, степени аэрации, турбулентности в зоне флотации и т. п. Крупные и тяжелые частицы золота лучше флотировать в более плотной пульпе при создании обильной и устойчивой пены. Лучше применять пневматические или пневмомеханические флотационные машины, нежели механические, так как в них создаются лучшие условия для флотации золотин: меньше турбулентность потоков в камере, больше степень аэрации и более крупные транспортные пузырьки воздуха также улучшают флотацию частиц золота. Все это влияет на выбор самой схемы флотации с минимальным числом перекидных операций или вообще без них.

Труднофлотируемые частицы золота, перейдя в концентрат основной флотации, могут теряться с хвостами перекисток в силу указанных выше причин. Поэтому в операции основной флотации стараются получать сразу богатые концентраты. Если же это не удастся, лучше получить бедные концентраты, но с высоким извлечением золота. Часто перекищают концентрат контрольной флотации.

Таким образом, флотация золота из золотосодержащих песков может успешно дополнять процессы гравитации для повышения общего его

извлечения. После гравитационного обогащения исходных песков с использованием концентрационных столов или отсадочных машин проводится флотационное доизвлечение тонких зерен золота, что значительно повышает его общее извлечение. Флотацию можно также применять при доводке грубых зернистых песков, содержащих тонкое золото, также после их гравитационного обогащения.

### **Факторы, влияющие на процесс флотации**

Кроме вероятности флотации существуют также некоторые факторы влияющие на процесс флотации. Далее перечислим и охарактеризуем каждое из них.

Значение рН раствора при флотации. Большая часть минералов лучше флотируется в щелочной среде, но минералы пирита в кислой среде. С связи с этим, качественные результаты флотации резко изменяются в зависимости от изменения рН среды. Величина рН среды поддерживается на слабощелочном уровне 8,5 – 9. Это осуществляется с помощью регуляторов среды.

Плотность пульпы обычно при основной флотации составляет 25-30 % твердого. Качество получаемого флотоконцентрата повышается при проведении процесса в более жидких пульпах. Плотные пульпы лучше всего флотируются в механических машинах. Пневматические машины при плотных пульпах требуют более интенсивной аэрации процесса, что снижает качество флотоконцентрата. С увеличением разбавления пульпы повышается извлечение золота в флотоконцентрат. При этом скорость флотации увеличивается. Наряду с этим улучшается качество получаемого флотоконцентрата и возрастает степень концентрации.

Немаловажное значение при проведении флотации имеет температурный режим. Летом процесс протекает лучше чем зимой. Установлено что оптимальная температура процесса 25-27 °С. При увеличении температуры свыше 30°С, происходит ухудшение процесса селективной флотации. При этом увеличивается расход реагентов, в частности ксантогенатов за счет их разложения. Степень извлечения золота падает.

Одним из главных факторов также является крупность руды. Степень измельчения рабочей руды зависит от раскрытия частиц минералов, подвергаемых флотации. Золотосодержащие руды месторождения “Кокпатас” в большинстве своем содержат сульфидные минералы. В них золото имеет размер зерен от 0,1 до 0,001 мм. Поэтому для вскрытия этого золота и сульфидов крупность руды перед флотацией необходимо уменьшать до 80% класса -0,074мм.

Состав воды также оказывает влияние на процесс флотации. Вода используемая для флотации содержит ионы хлорида  $Cl^-$ , сульфата  $SO_4^{2-}$ , гидрокарбоната  $HCO_3^-$ , карбоната  $CO_3^{2-}$ , натрия, калия, кальция, магния. А также кислород, углекислый газ и сероводород находящиеся в воде в иде молекул. В процессе измельчения и классификации вода дополнительно

наполняется ионами металлов  $Ca^{2+}$ ,  $Cu^{2+}$ ,  $Ba^{2+}$ . Эти ионы влияют на процесс флотации вступая в химическую реакцию с реагентами и закрепляясь на поверхности минералов. Нежелательное влияние этих ионов предотвращается применением регуляторов среды.

Очень значимым фактором при флотационном процессе является реагентный режим. Реагентный режим разрабатывается на основании изученных флотационных свойств минералов, крупности исходного продукта, плотности пульпы и некоторых других исходных факторов флотации (состава воды, наличия весьма тонких шламов). При разработке режима реагентов устанавливают их расход, рецептуру, порядок подачи в процесс, то есть точки дозировки и время контакта с пульпой. Реагентный режим разрабатывается с помощью лабораторных опытов, моделирующих флотационный процесс. Подача реагентов осуществляется следующим образом: регуляторы дозируются в цикле измельчения, собиратели – в контактные чаны, пенообразователи – в головную камеру флотационной машины. Растворимые в воде реагенты применяются в виде 1-5% -ного водного раствора, масла подаются в виде эмульсий. При ведении флотационного процесса контролируется качество и количество реагентов.

**Контрольные вопросы:**

8. Общие понятия о флотационных методах обогащения?
9. На какие виды разделяется флотация?
10. Назовите типы флотационных реагентов?
11. Какие продукты получают после флотации?
12. Общие понятия о флотационных методах обогащения?
13. На какие виды разделяется флотация?

## Лекция №42.

### Тема: Амальгамация золотосодержащих руд

#### План:

1. Процесс амальгамации золота.
2. Аппараты для амальгамации

**Ключевые слова:** Амалгама, соединения воды с ртутью, промпродукт, фракция, пастель, диафрагма, ламинарные движения, осаждения, плотность золота.

Использование процесса амальгамации запрещено в странах СНГ с середины 80-х годов XX в. Однако этот способ широко применялся при обогащении золотосодержащих руд и россыпей в прошлом. Амальгамацию применяют при фазовом анализе на золото с соблюдением требований по технике безопасности.

В настоящее время в мировой практике амальгамация применяется в ограниченных объемах только для извлечения свободного золота из гравитационных концентратов, выделенных из коренных и россыпных руд.

Использование амальгамации как способа обогащения рудного сырья ограничено прежде всего из-за вовлечения в переработку сырья, в котором золото связано, а также уменьшения доли крупного золота; достаточно высокими потерями золота в процессе обработки амальгамы и сильной токсичностью паров ртути, опасных для людей и окружающей среды.

Амальгамацией называют процесс извлечения благородных металлов, основанный на избирательном смачивании их ртутью. При амальгамации контакт измельченных зерен золотосодержащего минерального продукта или руды со ртутью составляет до 2 ч. Частички золота смачиваются ртутью и аккумулируются в ней, образуя амальгаму. Минералы породы, цветные металлы, железо не смачиваются ртутью и в амальгаму не переходят, но могут влиять на процесс амальгамации. Этот процесс состоит из двух последовательных стадий: смачивание золота ртутью и диффузия ртути в золото. Первая стадия определяет показатели амальгамации, в которой участвуют три компонента: золото, ртуть и вода. Величина смачивания золота ртутью определяется значением поверхностного натяжения на границе раздела фаз: золото вода, золото ртуть, ртуть вода. Краевой угол смачивания является критерием смачивания; при полном смачивании он приближается к нулю. Фундаментальные исследования по смачиванию золота ртутью, выполненные И.Н. Плаксиным, показали, что оно определяется химическим составом золота и ртути, состоянием их поверхности, потенциалом ртути.

Золото с чистой поверхностью смачивается ртутью лучше, чем золото, содержащее примеси, которые образуют на отдельных участках поверхности оксидные пленки, повышающие поверхностное натяжение на границе золото ртуть и уменьшающие поверхностное натяжение на границе золото вода. Ртуть

не смачивает неблагородные металлы, поскольку они покрыты оксидными пленками. Свежеобразованная поверхность этих металлов, не успевшая окислиться, смачивается ртутью так же хорошо, как и золото. Химически чистая ртуть смачивает золото хуже, чем ртуть с примесями других металлов (до 0,1 %). Превышение содержания примесей больше допустимых ухудшает смачиваемость золота вследствие образования на поверхности ртути оксидных пленок металлов.

Для улучшения амальгамации золота иногда применяют сернокислую среду или нейтральную амальгаму. Оксидные пленки на поверхности золота и ртути растворяются в 3 %-ном растворе серной кислоты. Натриевая амальгамация применяется для сырья, содержащего сульфидные минералы, металлическое железо, соли меди, мышьяка, сурьмы. Вредное действие сульфидных ионов устраняют добавлением в пульпу соединений свинца, которые после взаимодействия с ними выпадают в осадок. Вредное действие масел устраняют известью.

Состояние поверхности золота значительно влияет на смачиваемость. Свежеобнаженная поверхность золота при измельчении минерального сырья хорошо смачивается ртутью. Но при дальнейшем измельчении поверхность золотин покрывается слоем наклепанных частиц сульфидов, минералов породы, других компонентов, что значительно ухудшает смачиваемость и результаты амальгамации. Поэтому контакт со ртутью и сам процесс амальгамации эффективнее проводить в момент вскрытия частиц золота (при измельчении).

На смачиваемость золота влияет состояние поверхности ртути. Ртуть легко расслаивается на мелкие, несоединяющиеся капли, плохо смачивает частицы золота и легко выносится из процесса, теряясь с хвостами обработки. Пемзование ртути, т.е. образование устойчивых капель (шариков) может быть следствием попадания в пульпу масел, углистых веществ, механического воздействия дробящей среды. Переизмельченные сульфиды, минералы породы экранируют частицы ртути, препятствуют их воссоединению и контакту с частицами золота. Во избежание пемзования не следует допускать переизмельчения минерального продукта. Поляризация ртути позволяет уменьшить поверхностное натяжение на границе ртуть-вода, что улучшает смачиваемость золота ртутью. При катодной поляризации ртути из раствора выделяется газообразный водород, который восстанавливает оксидные пленки. Способ поляризации ртути из-за сложности и дороговизны не имеет промышленного применения.

Процесс диффузии ртути в золото определяется природой исходного металла. Так, золото со ртутью образует ряд интерметаллических соединений:  $Au_3Hg$ ,  $Au_2Hg$ ,  $AuHg_2$ ; твердый раствор ртути, содержащий около 16 % ртути; жидкий раствор золота в ртути с содержанием 0,01 % золота. Поэтому золотая амальгама представляет собой жидкую ртуть, содержащую до 0,1 % золота, в которой диспергированы твердые частицы, представленные золотом, твердым раствором золота в ртути и интерметаллическими соединениями. Степень

перехода золота в соединения со ртутью определяется крупностью извлекаемого золота. Чем тоньше золото, тем больше оно переходит в интерметаллические соединения. На рис. 1. представлены интерметаллические соединения золота.

Процесс амальгамации золота ртутью ухудшается, если в исходном материале содержатся медь и железо. Медь может быть в виде сульфидных минералов, которые при измельчении поставляют катионы меди в раствор: при наличии металлического железа, образующегося при измельчении в результате механического истирания измельчающей среды, медь восстанавливается и легко смачивается ртутью и вместе с железом увлекается в амальгаму, делая ее хрупкой. Во избежание этого в пульпу добавляют известь, создающую щелочную среду, в которой осаждаются гидроксиды меди и железа.

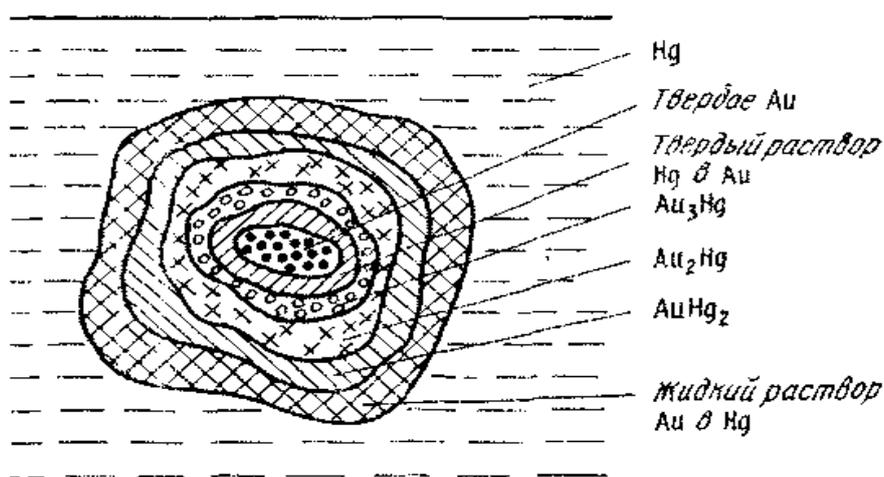


Рис.1. Состав интерметаллических соединений золота со ртутью

Амальгамация осуществляется двумя способами: внутренней амальгамацией, которую проводят в процессе измельчения руды или концентрата, и внешней амальгамацией, которую осуществляют обычно на шлюзах или в специальных амальгаматорах.

Внутренняя амальгамация обеспечивает лучшие условия для наибольшего извлечения золота. В этом процессе в измельчение подают одновременно золотосодержащий продукт и ртуть. Отношение количества заливаемой ртути к содержанию золота в руде на практике колеблется в пределах  $(3 \div 10) : 1$ . При более крупном золоте отношение ртути к золоту принимают  $(3 \div 6) : 1$ , при мелком  $(6 \div 10) : 1$ . Наиболее распространенным аппаратом для проведения внутренней амальгамации является амальгамационная бочка.

Перед началом амальгамации в бочку через один из люков загружают концентрат, шлихи, стальные шары, воду и ртуть. Количество ртути обычно в 3-10 раз превышает содержание золота в материале. В амальгамационной бочке диаметром 800 ... 1200мм можно перерабатывать 2,5 ... 5,0 тыс. т концентрата в сутки. Чаны-амальгаматоры работают также по принципу амальгамационной

бочки; в них материал растирается между неподвижными и вращающимися дисками с нарифлением.

Внешняя амальгамация проводится на амальгамационных шлюзах, которые представлены двумя-тремя последовательно расположенными наклонными плоскостями, на которых уложены медные листы, натерты ртутью. При прохождении пульпы по шлюзу частицы золота оседают на его дно, соприкасаются со ртутью и образуют с ней амальгаму. На эффективность амальгамации влияют угол наклона шлюза и количество воды в пульпе; обычно оптимальный уклон 10 ... 21 %, минимальное разжижение Ж:Т = 4:1.

При образовании на поверхности медных листов зеленых пятен (продуктов окисления) амальгамация прекращается. Оксидные пленки, образующиеся на медных листах, необходимо растворять 0,3 %-ным раствором цианида и 0,5 %-ным раствором NaOH и натирать поверхность листов натриевой амальгамой.

При сильном окислении необходимо листы сменять. Медные листы необходимо периодически натирать ртутью. Амальгаму с листов лучше снимать резиновыми скребками. Снимают ее не полностью, оставляя слой для облегчения последующего натирания. Амальгамационные шлюзы просты в устройстве и работе, но мало производительны, требуют большого расхода воды, неэффективны для сырья с высоким содержанием других тяжелых минеральных компонентов, поскольку также оседают на дно шлюзов и препятствуют контакту золота со ртутью. Внешняя амальгамация как самостоятельный процесс применяется редко, но часто используется как контрольная операция после внутренней амальгамации.

При доводке грубых гравитационных золотосодержащих концентратов применяются амальгамационные бочки и гидроловушки. Техническая характеристика амальгамационных бочек приведена ниже:

Тяжелая бочка	Легкая бочка
Производительность за операцию, кг.....	...300 350 100 200
Частота вращения, об/мин.....	20 28 22 30
Размеры, мм:	
диаметр.....	800 600
длина.....	1200 800
Рабочий объем бочки, м <sup>3</sup> .....	0,6 0,22
Масса, кг .....	795 580

Для повышения эффективности амальгамации проводят механическую или химическую обработку концентратов, т.е. их или измельчают в шаровых мельницах, или обрабатывают растворами серной кислоты в течении 2 ч. Извлечение золота из минерального продукта в амальгаму возрастает с увеличением продолжительности амальгамации в нейтральной среде с 20 до 80 мин на 17 % (с 78 до 95 %); в сернокислом растворе - с 87 до 97%; в известковом растворе с 80 до 91 %. С повышением крупности амальгамируемого золота извлечение его в амальгаму резко возрастает. Если извлечение золота крупностью > 0,074 мм в амальгаму при увеличении продолжительности

контакта с 20 до 80 мин возрастает с 20 до 61 %, то для частиц крупностью 1,0 + 0,2 мм извлечение увеличивается с 20 до 95 %.

Для отделения амальгамы от сопутствующих шлиховых минералов применяются гидроловушки в виде усеченного конуса или пирамиды. Разделение проводят в потоке восходящей струи. Последовательно работают две гидроловушки в сочетании с амальгамационным шлюзом.

Амальгамационный шлюз это желоб, покрытый медными листами. В дне шлюза имеются несколько промежуточных углублений-карманов. Используют также обычные шлюзы с ворсистым покрытием или обыкновенными резиновыми ковриками и металлическими покрытиями трафаретами. Применяют и концен традиционные столы, дека которых покрывается амальгамированным слоем, а также амальгамоуловитель с колебательным движением корпуса с высоким извлечением золота в амальгаму (98 ... 98 %).

В ЦНИГРИ разработаны конструкции амальгамационных аппаратов: центробежный сепаратор ДЦС-2, в котором разделение происходит под действием центробежных сил, воздействующих на поток пульпы, текущей по конической рифленой поверхности (чаши) и короткоконусный гидроциклон с углом конусности 80 ... 90 град применяемый для амальгамации тонкозернистых золотосодержащих продуктов.

Во Франции, США разработаны гравитационно-амальгамационные установки, сочетающие операции гравитационной доводки концентратов и амальгамацию. Железо из амальгамы удаляют магнитом. Очищенную от примесей амальгаму отжимают (фильтруют) через плотную ткань. При этом отделяют жидкую ртуть с содержанием 0,1 % золота.

Амальгама содержит 20 ... 50 % золота. Чем крупнее амальгамируемое золото, тем богаче амальгама. Затем амальгаму подвергают отпарке, которую проводят дистилляцией в ретортах. Один конец реторты имеет водяной холодильник. Реторта нагревается постепенно. После удаления большей части ртути при 350 ... 400 °С температуру в реторте повышают до 750 ... 800 °С. Пары ртути конденсируются в холодильнике, и они возвращаются на амальгамацию. Золото, оставшееся в реторе в виде порошка или губки, вынимают и плавят в тиглях с флюсом (бура, сода, селитра).

**Амальгамация золота** — это способ извлечения золота, основанный на избирательном смачивании ртутью частиц золота с образованием амальгамы, которая затем отделяется от пустой породы. Амальгама образуется благодаря диффузии ртути в золото. Ртуть не растворяет золото, а лишь смачивает и диспергирует его с получением амальгамы, имеющей сложное строение. В состав ее входят твердые растворы золота со ртутью, химические соединения их, жидкая ртуть. Лучше всего ртуть смачивает чистое золото. Однако оно, как правило, покрыто пленками гидроксидов железа и марганца, шламами глинистого материала. Поэтому перед амальгамацией поверхности золотин очищают трением или в слабых (3%) растворах серной кислоты, что значительно улучшает взаимодействие золота и ртути.

В зависимости от условий проведения амальгамация подразделяется на внутреннюю, которая проводится одновременно с измельчением руды, и внешнюю, которая проводится в амальгамационных шлюзах после измельчения руды. Внутренняя амальгамация характеризуется высоким расходом ртути (15—20 г/т руды или песков) из-за пемзования ртути, т. е. образования большого числа мелких шариков ртути. Расход ртути при внешней амальгамации составляет 2—3 г/т.

В настоящее время амальгамация применяется преимущественно при переработке бедных гравитационных концентратов — шлихов.

Наиболее полная амальгамация золота осуществляется при контакте его со ртутью в течение 1,5—2 ч. Эффективность амальгамации зависит от крупности золота в материале и состояния поверхности золотин, для очистки которой перед амальгамацией концентраты подвергают механической или химической очистке. Механическая обработка может осуществляться одновременно с амальгамацией, например в мельницах и амальгамационных бочках, в которые добавляют стальные шары. Химическая обработка проводится сернокислотными растворами в течение 2 ч. Наиболее высокая эффективность амальгамации наблюдается для золота крупностью —1 + 0,1 мм. Для более тонкого золота она снижается, вероятно, из-за недостаточной силы соударения золотин с каплями ртути и малой вероятностью их встречи.

Амальгамационная бочка — это литой или сварной стальной барабан диаметром 800 мм и длиной 1200 мм. Перед амальгамацией в бочку загружают золотосодержащий концентрат, стальные шары и некоторое время производят доизмельчение концентрата, после чего заливают ртуть при соотношении к золоту, содержащемуся в концентрате, 8—15 : 1, добавляют известь и в течение 3—4 ч вращают аппарат при небольшом числе оборотов бочки для предотвращения пемзования ртути. Затем содержимое бочки пропускают через гидроловушку, где улавливается образовавшаяся амальгама. Разделение в ловушке осуществляется в восходящей струей воды.

Часто амальгамацию проводят в амальгамационных шлюзах, которые представляют собой желоб, покрытый медными листами с нанесенным на них слоем ртути. Амальгамация происходит при движении по желобу измельченной руды с водой.

Для выделения золота из амальгамы применяют отжимку и отпарку. Отжимка проводится для отделения излишней ртути на плотной ткани, но перед этой операцией амальгаму промывают горячей водой и имеющиеся в ней частицы железа, попавшие в нее при измельчении, удаляют магнитом. Отжимка производится в прессах с ручным или механическим приводом. Твердая амальгама, содержащая 40—50% золота, направляется на отпарку в ретортах при температуре сначала 300—400 °С, а затем 750—800 °С в течение 3—6 ч. После отпарки получается золото 750—900 пробы, в котором содержится до 0,1% ртути. Это золото затем отправляется на аффинажный завод для окончательной очистки.

***Контрольные вопросы.***

1. Объясните сущность растворения золота и серебра в амальгамационных растворах?
2. Перечислите факторы влияющие на процесс амальгамация?
3. Меры борьбы для улучшения растворения благородных металлов?

## Лекция №43.

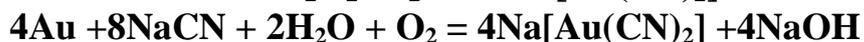
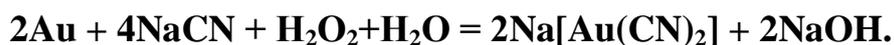
### Тема: Процессы цианирования золота.

#### План:

1. Методы цианирования
2. Цианирование с перемешиванием
3. Цианирование с перколяцией

**Ключевые слова:** «Ослабления» цианистых растворов) окисление при выветривании или при измельчении в воде приводит к разложению  $\text{FeS}_2$  с частичным выделением  $\text{FeS}$  и  $\text{S}$ ; окислению  $\text{FeSO}_4$  образуется сульфат трехвалентного железа  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ , агитатор, цианированный пачук, пачук цорбции, воздух, перемешивания, аэролифт, трубопровод перемешень, корпус пачука, давления воздуха

**Цианирование** — это способ извлечения золота из руд и концентратов избирательным растворением его в растворах цианидов щелочных металлов в присутствии растворенного в воде кислорода. Растворение золота протекает в цианистых растворах слабой концентрации по реакции:



Растворение проводится в щелочной среде, создаваемой известью при pH 11—12 для предотвращения гидролиза цианида с образованием летучей цианисто-водородной кислоты.

Цианирование широко распространено в практике извлечения золота. Оно применяется для его извлечения из руд, продуктов переработки концентратов, хвостов, различных промпродуктов. При цианировании наиболее широко применяются цианид натрия  $\text{NaCN}$ , цианид кальция  $\text{Ca}(\text{CN})_2$  и иногда цианид калия  $\text{KCN}$ .

Результаты цианирования зависят от характера золота и состава руд и песков. Хорошо растворяется в цианистых растворах золото, имеющее чистую поверхность, покровные образования на ней препятствуют растворению и увеличивают время растворения. На скорость растворения значительно влияют также примеси других металлов в золоте, например серебра и меди, а также дисперсное железо.

Минеральный состав руд — один из важных факторов, определяющих эффективность цианирования, которое значительно снижается в присутствии сульфидов меди, железа, минералов сурьмы и мышьяка, графита, углистых сланцев. Наличие сульфидов, особенно склонных к окислению, приводит к чрезмерному расходу цианида, идущего на побочные реакции образования комплексных ионов  $\text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}$ ,  $\text{Cu}(\text{CN})_n^{n-1}$ ,  $\text{Zn}(\text{CN})_4^{2-}$ ,  $\text{CNS}^-$ ,  $\text{CNO}^-$ . Углистые сланцы обладают высокой адсорбционной способностью по отношению к

золотоцианистому комплексу и могут сорбировать до нескольких сот граммов золота на тонну. Поэтому при большом содержании углистых сланцев цианирование не применяется.

Цианирование довольно длительный процесс, в зависимости от характера присутствующего в выщелачиваемом продукте золота оно может продолжаться 24—30 ч.

В настоящее время в промышленности применяют два основных метода цианирования: перколяцию (просачивание) цианистого раствора через слой мелкораздробленной руды или песков и перемешивание пульпы при ее интенсивной аэрации. В последние годы получает распространение и третий способ — кучное выщелачивание цианистыми растворами.

Из цианистых растворов, после отделения их от пульпы, золото может выделяться несколькими способами. Наиболее распространенным является метод осаждения золота цинком:  $2\text{Au}(\text{CN})_2 + \text{Zn} = \text{Zn}(\text{CN})_4 + 2\text{Au}$ .

При этом способе применяемая цинковая пыль обеспечивает достаточно полное извлечение золота из раствора при небольшом расходе (15—20 г/м<sup>3</sup> раствора). Для повышения скорости осаждения золота и снижения расхода цинка из растворов предварительно удаляются кислород в вакуумресивере. Полнота осаждения золота цинком обычно составляет 99,9%.

Извлекать золото из цианистых растворов также можно при помощи угля и ионообменных смол. Последние широко применяются при сорбционном цианировании, когда совмещаются процессы цианирования и извлечения растворенного золота. При сорбционном выщелачивании помимо цианида и кислорода воздуха в пульпу вводят ионообменную смолу — анионит, которая сорбирует выщелачиваемое золото. Этот вид цианирования особенно эффективен при переработке труднофильтруемых шламистых руд. Смолу АВ-17 с сорбированным на ней золотом сначала подвергают десорбции примесей цинка и никеля серной кислотой, а затем проводят электроэлюирование в течение 6—8 ч, при котором на катоде осаждается до 90% золота. После обработки смолы щелочным раствором нитрата аммония для удаления меди и железа ее возвращают на сорбционное выщелачивание.

Цианированию подвергают руды, концентраты, промпродукты, хвосты обогащения при содержании золота в них более 0,50 г/т, свободное золото в основном мелкое, тонкое и тонкодисперсное (-70 мкм + 20 мкм и -20 мкм соответственно) либо золото в сростках.

Свободное золото извлекают гравитационными методами. Для предотвращения расплющивания, деформации зерен золота и затирания поверхности свободных золотинок рекомендуется раскрытое золото выводить между циклами измельчения гравитационными методами, если золото в сростках с сульфидами то с применением межциклового флотации.

Для снижения расхода цианистых растворов на выщелачивание сопутствующих примесей (сера, железо и др.), и для удаления примесей, которые пассивируют процесс растворения золота (мышьяк, сурьма и др.) вводят дополнительные операции для предварительного удаления примесей

перед цианированием: обжиг (сера), автоклавное и бактериальное выщелачивание (мышьяк, сурьма, сера, железо, цветные металлы). Применяют схемы обжиг цианирование, автоклавное выщелачивание цианирование, бактериальное выщелачивание цианирование.

На предприятиях гидрометаллургические процессы выщелачивания осуществляются двумя способами: первый перемешивание с раствором всей массы измельченной руды; второй раздельная обработка более крупных классов руды +0,1-0,5 мм (пески или эфели) в перколяционных чанах путем просачивания раствора через песок. Более мелкие классы -0,1 мм (шламы или илы) подвергают цианированию агитацией.

Перколяция применима для материалов, допускающих естественную фильтрацию раствора — просачивание. Но в настоящее время превалирует агитационный (иловый) процесс, который легче автоматизируется и отличается большим извлечением золота. Агитационный процесс может применяться и для более крупного материала.

Существуют следующие разновидности процесса перколяции в зависимости от способа осуществления:

- 1) выщелачивание в чанах;
- 2) кучное выщелачивание;
- 3) подземное выщелачивание.

В металлургии благородных металлов применяются первые два способа, подземное выщелачивание применения не нашло.

*Выщелачиванию в чанах* подвергается материал, для которого скорость просачивания растворов составляет не менее 1,8 см/ч. Материал, уровень раствора над которым понижается медленнее, на практике считают невыгодным для обработки перколяцией. В некоторых случаях для ускорения перколяции и улучшения аэрации применяют отстаивание растворов. Скорость перколяции 2,5 см/ч считают удовлетворительной, а 7,5 см/ч и более — хорошей. На скорость перколяции оказывает большое влияние содержание глинистого материала. При увеличении содержания илов в плохо классифицированных песках происходит замедление фильтрации растворов, увеличение времени выщелачивания, увеличение количества влаги, задерживаемой материалом, и понижение степени извлечения золота. Перколяция производится в деревянных или железных чанах с ложным (фильтрующим) днищем (рис 9.). Вместимость чанов колеблется от десяти до нескольких тысяч тонн.

Чаны вместимостью до 500 т чаще всего изготавливают из деревянных клепок (брусков), до 1000 т из железа или стальных листов, а свыше 1000 т из железобетона. Чаны устанавливают на фундаменте. В днище чана имеются люки для разгрузки песков после выщелачивания. Ложное днище предназначено для того, чтобы на нем монтировать фильтр, на который насыпают материал для выщелачивания. Для этого на дно чана кладут ряд брусков на расстоянии 1 м один от другого, на первый ряд накладывают другой с промежуточным расстоянием 15 см. Сверху настилают круг из холста,

диаметр которого больше диаметра чана, и на него помещают коксовые маты или циновки. Сверху матов помещают защитные деревянные рейки.

Большое внимание уделяется равномерности загрузки песков. Загрузка может осуществляться:

- 1) всухую (вагонетками, конвейерами);
- 2) гидравлическим путем посредством вращающегося распределителя;
- 3) гидравлическим путем с применением сливных желобов.

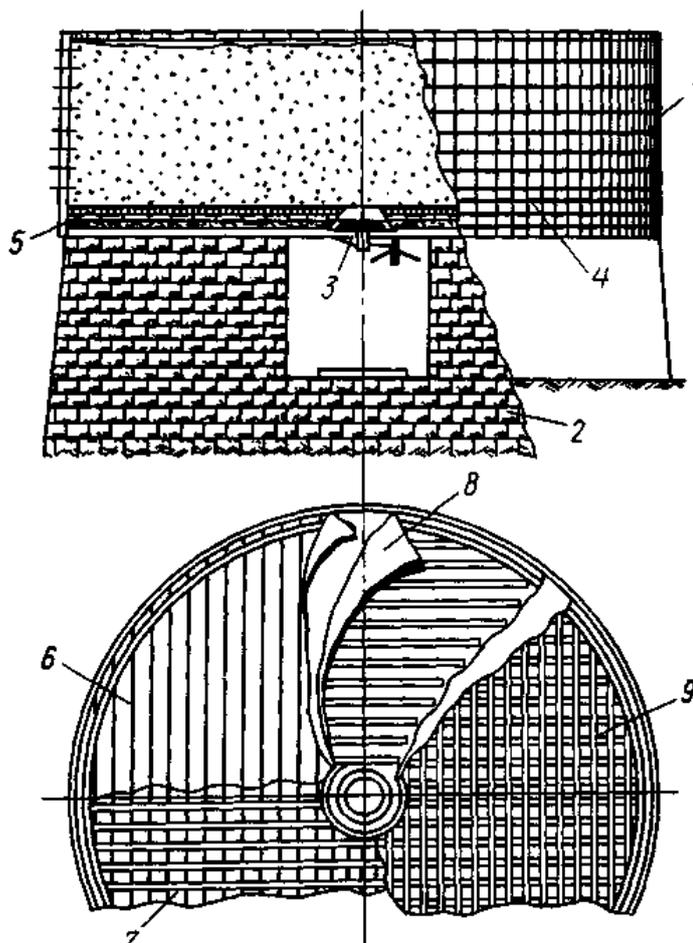


Рис.9. Перколяционный чан и конструкция дна:

- 1 — чан; 2 — фундамент; 3 — люк; 4 — стягивающие обручи;  
5 — ложное днище; 6 — первый ряд брусьев; 7 — второй ряд брусьев;  
8 — холст; 9 — защитные рейки

Растворы заливают периодически или непрерывно. Предпочитают периодическую заливку, так как в этом случае во время дренирования песка достигается лучшая аэрация нагрузки, необходимая для растворения золота. В этом случае, пропитав нагрузку раствором, дренируют его в течение нескольких часов, после чего производят заливку следующей порции раствора.

Растворы заливают в следующей последовательности:

- 1) крепкие растворы (концентрация цианида 0,1—0,2%, продолжительность контакта 12—24 ч, объем раствора 0,25—0,5 м<sup>3</sup>/т песка);
- 2) средние растворы (концентрация цианида 0,05-0,07%, про-

должительность контакта 6-12 ч, объем раствора 0,25—0,4 м<sup>3</sup>/т песка);

3) слабые растворы (концентрация цианида 0,02—0,03%, объем раствора 0,25-1 м<sup>3</sup>/т песка);

4) промывные воды (общий объем растворов составляет 0,8-1,5 м<sup>3</sup>/т песка).

Иногда одну из двух первых стадий опускают.

Растворы можно заливать и с низа чана. В этом случае достигаются меньшее разбавление растворов, уменьшение продолжительности дренирования и более равномерное просачивание раствора через нагрузку песка.

Выщелачивание просачиванием – несложный и дешёвый способ цианирования. По сравнению с выщелачиванием перемешиванием он выгодно отличается простотой применяемого оборудования и малым расходом электроэнергии. Недостатком этого способа является невысокое (обычно 70-80%) извлечение золота и громоздкость оборудования, обусловленные необходимостью длительной обработки. В настоящее время этот способ иногда применяют для переработки бедных руд, когда затраты на тонкое измельчение руды не окупаются стоимостью извлекаемого золота.

**Цианирование перемешиванием** – значительно более эффективный процесс по сравнению с цианированием просачиванием. Это объясняется хорошим вскрытием выщелачиваемого золота (вследствие тонкого измельчения руды), благоприятными условиями диффузионного подвода ионов  $\text{CN}$  молекул растворённого кислорода к поверхности золотин (вследствие интенсивного перемешивания), и энергичным накислоороживанием пульпы в процессе выщелачивания. Поэтому по скорости выщелачивания и полноте извлечения золота цианирование перемешиванием значительно превосходит цианирование просачиванием и кучное выщелачивание.

Рудные пульпы, поступающие на выщелачивание перемешиванием, имеют повышенную (по сравнению с водными растворами) вязкость, что затрудняет диффузию ионов  $\text{CN}$  молекул растворённого кислорода к поверхности растворяющихся золотин. Кроме того, сульфидные минералы, часто присутствующие в золотых рудах, довольно легко окисляются растворённым кислородом, в результате чего его концентрация в жидкой фазе пульпы может стать значительно ниже равновесной (при данной температуре и парциальном давлении кислорода). Это же замедляет растворение золота. Поэтому при цианировании тонкодисперсных пульп особое значение имеет энергичное перемешивание и непрерывное насыщение пульпы кислородом воздуха.

Процесс ведут при концентрации  $\text{NaCN}$ , составляющей 0.01-0.1% (чаще всего 0.02-0.05%) и концентрации  $\text{CaO}$ , равной 0.01-0.03% (рН 10-11). Цианистые растворы не агрессивны, поэтому для изготовления оборудования применяют такие доступные материалы, как обычная углеродистая сталь, чугун и т.п.

Важным параметром выщелачивания является отношение Ж:Т в пульпе. Целесообразно вести процесс при минимальном разжижении пульпы, так как при этом требуется минимальный объём аппаратуры, сокращаются затраты на перемешивание и фильтрования пульпы. Однако, цианирование чрезмерно густых пульп протекает медленно и неполно вследствие низкой скорости диффузии реагентов к поверхности золота. На практике оптимальное отношение Ж:Т устанавливают эмпирически, принимая во внимание перечисленные факторы. Обычно цианирование кварцевых руд ведут при Ж:Т = 1.2 : (1.5-1). При цианировании глинистых руд разжижение пульпы увеличивают до Ж:Т = 2: (2.5-1). Процесс выщелачивания осуществляют а периодическом или непрерывном режиме.

При цианировании в периодическом режиме пульпу периодически отдельными порциями закачивают в параллельно работающие аппараты для выщелачивания. После перемешивания в течение определённого времени, необходимого для перевода золота в раствор, пульпу выпускают или перекачивают в чан – сборник, а в выщелачивательные аппараты закачивают новую порцию пульпы. В чане – сборнике выщелоченная пульпа накапливается и поддерживается во взвешенном состоянии до поступления в последующую стадию обработки.

При непрерывном выщелачивании пульпа поступает в цепочку (каскад) из последовательно соединённых аппаратов, где она перемешивается. Средняя продолжительность пребывания пульпы в каскаде определяется уравнением:

$$\tau = V/Q, \text{ час}$$

где,  $V$  суммарный объём всех аппаратов в каскаде,  $\text{м}^3$ ;  $Q$ -поток пульпы,  $\text{м}^3 / \text{ч}$ .

Значение  $\tau$  должно быть достаточным для перевода в раствор всего золота. число аппаратов в каскаде обычно выбирают не менее 4-6 (лучше 8-12). При меньшем числе аппаратов весьма велика дисперсия времени пребывания отдельных частиц относительно среднего значения  $\tau$ , определённого уравнением. При малом числе аппаратов значительная доля частиц выщелачиваемой руды «проскакивает» все аппараты за время, недостаточное для перевода всего золота в раствор, а значительная доля задерживается в каскаде излишне долго, т.е. дольше, чем необходимо для полного растворения золота и то, и другое нежелательно, так как снижает извлечение золота и ухудшает эффективность использования объёма аппаратуры. Непрерывно действующая система выщелачивания обычно соединяется с непрерывной системой отделения золотосодержащего раствора.

Схема цепи аппаратов выщелачивания в периодическом и непрерывном режиме показана на рис. 1

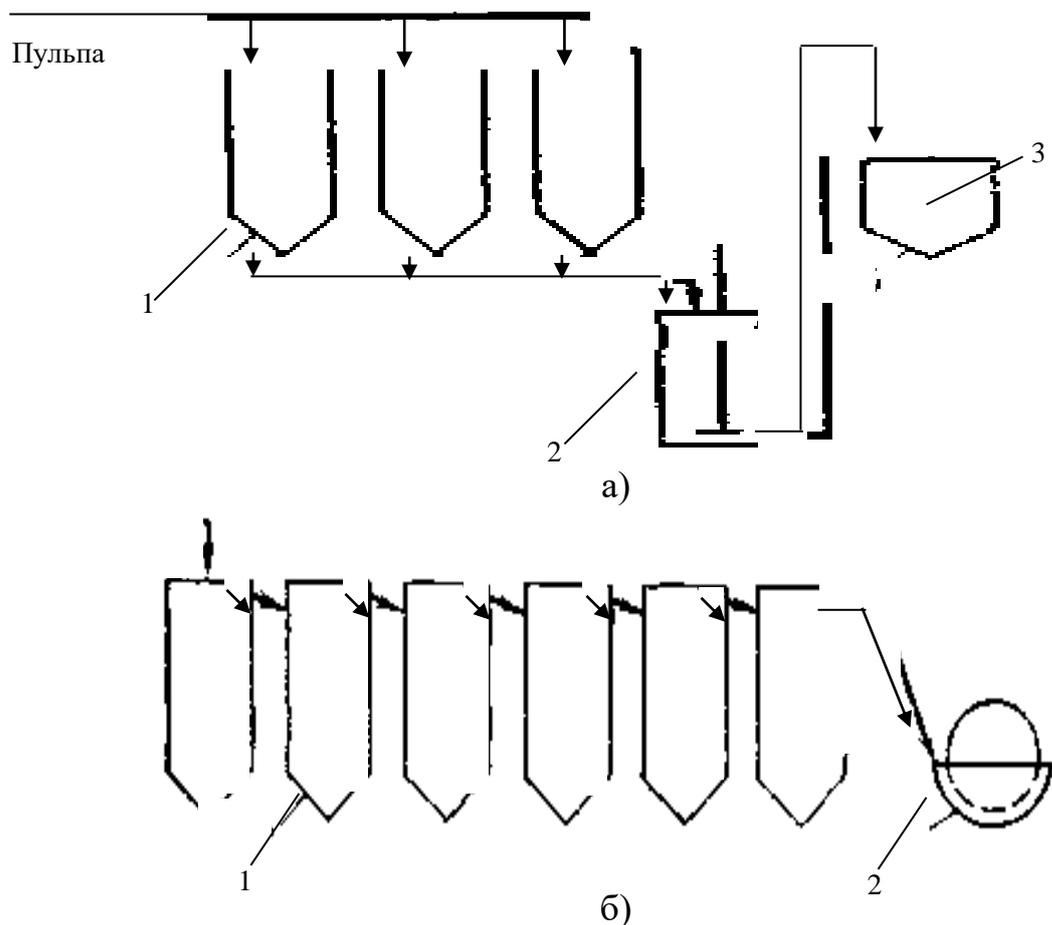


Рис. 11 . Схема цепи аппаратов выщелачивания (цианирования)

а – периодический режим выщелачивания: 1чан для выщелачивания перемешиванием; 2чан сборник; 3фильтр.

б – непрерывный режим: 1чан для выщелачивания перемешиванием; 2 фильтр.

2. По сравнению с периодической непрерывная система выщелачивания имеет следующие преимущества: 1) возможность полной автоматизации; 2) меньшее количество обслуживающего персонала; 3) более эффективное использование чанов (отсутствует операции закачки); 4) меньшая мощность двигателей и насосов для перекачки пульпы. Поэтому в современной практике в подавляющем большинстве случаев применяют схему непрерывного выщелачивания.

По принципу действия чаны для цианирования перемешиванием подразделяют на следующие типы:

- 1) с механическим перемешиванием;
- 2) с пневматическим перемешиванием;
- 3) с пневмомеханическим перемешиванием.

Первый тип это чаны-сборники и чаны с импеллерной мешалкой. Чаны-сборники используются для накапливания и поддержания пульпы в взвешенном состоянии.

Чан с импеллерной мешалкой (рис. 1.1) аппарат, в центре которого диффузор с циркуляционными патрубками. Через диффузор проходит вертикально вал с импеллером, который приводится в движение двигателем

Имеется защитный диск, предохраняющий импеллер от заиливания. Питание пульпой через лоток или через трубу. Выпуск пульпы производится через штуцер в сливной карман, пески разгружают через трубу. Циркуляцию пульпы регулируют воротником.

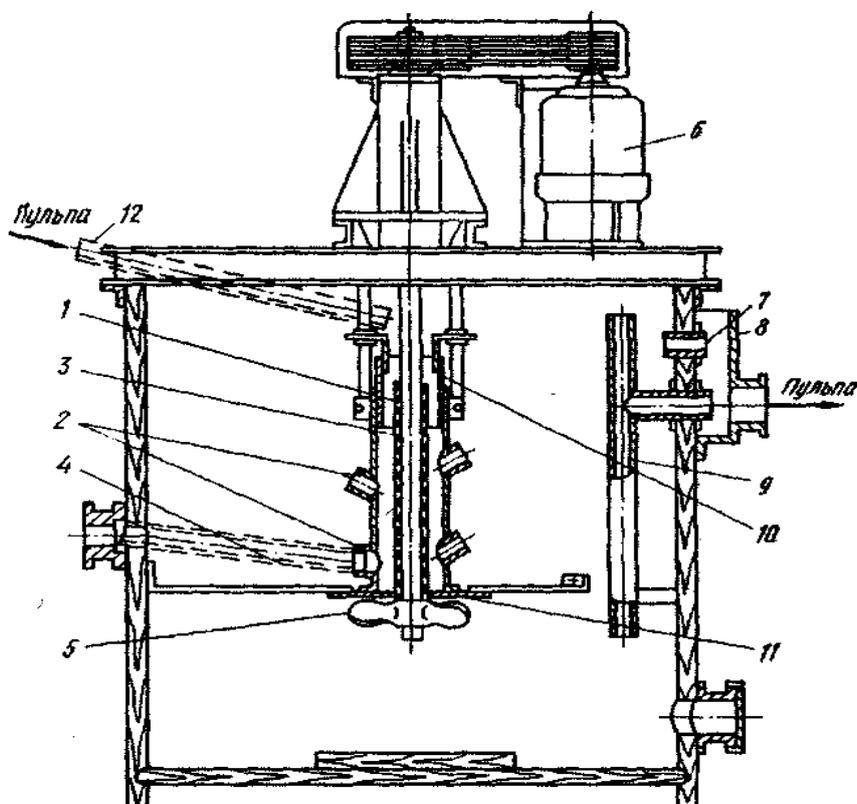


Рис. 12. Чан с импеллерной мешалкой: 1 труба-диффузор; 2 циркуляционный патрубок; 3 вал; 4 труба питательная; 5 импеллер; 6 электродвигатель; 7 штуцер для выпуска пульпы; 8 сливной карман; 9 труба для разгрузки песковой фракции; 10 подвижный воротник; 11 защитный диск; 12 лоток

Основным типом чанов с пневматическим перемешиванием является весьма распространённый аппарат с центральным аэролифтом – пачук.

Пачук представляет собой высокий цилиндрический чан с коническим дном. Высота чана обычно в 3-4 раза превышает диаметр. В центре чана

расположен аэролифт (циркулятор) 3. последний представляет собой широкую открытую трубу, в нижней части которой предусмотрена воздушная рубашка. По трубе 13 подают сжатый воздух, который через прорези поступает в виде отдельных пузырьков в трубу 3. Находящаяся здесь пульпа смешивается с воздухом, образуя воздушно – пульповую смесь, плотность которой меньше, чем плотность пульпы. Поэтому смесь поднимается кверху и выливается через верхний кран трубы 3. Более плотная, не содержащая пузырьков воздуха пульпа поступает в трубу снизу. Таким образом, в аппарате устанавливается непрерывная циркуляция пульпы. При нарушении режима перемешивания нижняя часть аппарата может забиться осевшими твёрдыми частицами. Для их взмучивания служит диспергатор 5, с помощью которого в нижнюю часть конического днища при необходимости можно подать сжатый воздух. Для предотвращения забивания песком нижней части аппарата установлен диспергатор, на который при необходимости подают сжатый воздух. Расход воздуха в пачуках 1...3 м<sup>3</sup>/мин на 100 м<sup>3</sup> объема аппарата, давление воздуха 200...400 кПа, плотность пульпы может составлять до 50...60% твердого. Техническая характеристика пачуков приведена в табл. 9.

Таблица 9. Техническая характеристика пачуков различного типа (1 7)

<b>Параметры</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>7</b>
Вместимость, V <sub>p</sub> , м <sup>3</sup>	2	25	50	75	100	200	500
Диаметр, D, м	1	2.2	2.6	3.2	3.4	4.0	5.6
Высота, H, м	3	7.0	10	10	12	17	22
Соотношение, H/D	3	3.2	3.8	3.1	3.5	4.2	3.9

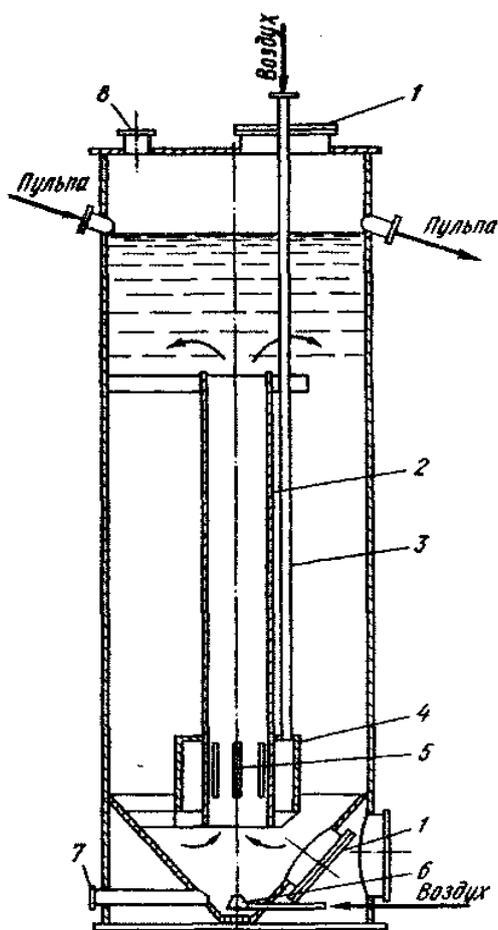


Рис. 13. Пачук:

1-люк для ремонта; 2-аэролифт; 3-труба для подачи сжатого воздуха; 4-воздушная рубашка; 5-прорези; 6-диспергатор; 7-штуцер для опорожнения аппарата; 8-патрубок для вытяжной вентиляции

Пачуки широко используют как в отечественной, так и в зарубежной золотоизвлекательной промышленности. Преимущества аппаратов этого типа состоят в возможности перемешивания весьма густых пульп, простоте устройства и интенсивной аэрации пульпы.

В пневмомеханических чанах перемешивание осуществляют с помощью центрального аэролифта и гребковой мешалки.

Пневмомеханический чан представляет собой цилиндрический сосуд с плоским дном. В центре чана аэролифтная труба, на нижнем конце которой расположена гребковая мешалка. Труба имеет два распределительных желоба с отверстиями. Центральная труба вместе с гребковой мешалкой вращается со скоростью 3...6 об/мин рис.... Техническая характеристика чанов приведена в табл.10.

Таблица 10. Техническая характеристика чанов с центральным аэролифтом и гребковой мешалкой

Рабочий объем, м <sup>3</sup>	Диаметр, мм	Высота, мм	Частота вращения, об/мин	Мощность электродвигателя, кВт	Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	Давление воздуха, кПа

55	4500	4500	3-6	2-3	0,6-0,8	100-140
100	6000	4500	3-6	3-5	0,9-1,2	120-160
250	8000	6000	3-4	5	1,8-2,2	150-200

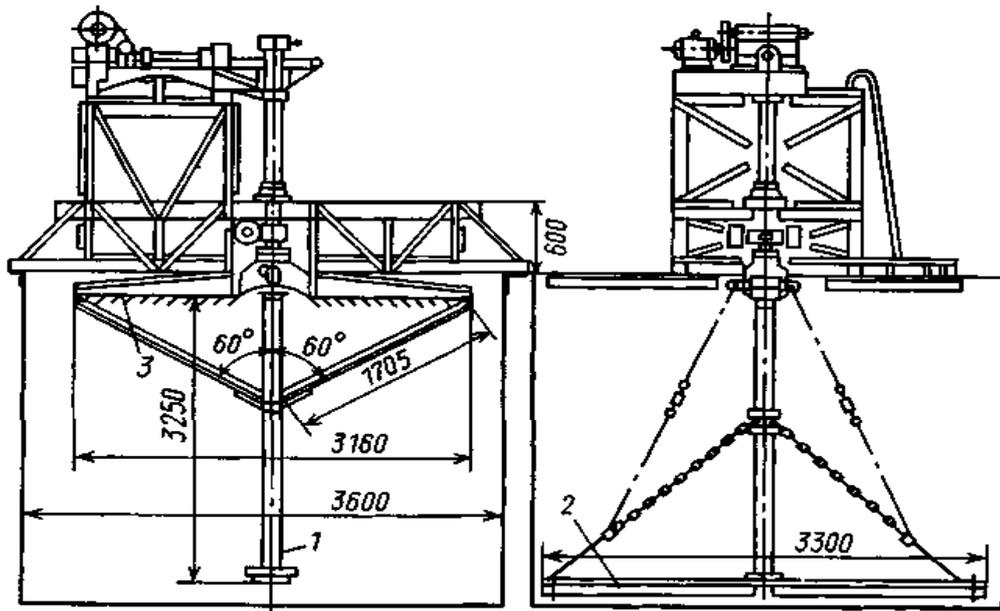


Рис. 14. Агитатор с центральным аэролифтом и гребковой мешалкой: 1-аэролифтная труба; 2-гребковая мешалка; 3-распределительные желоба

Основное достоинство этих аппаратов – их небольшая высота и хорошая аэрация пульпы. К недостаткам этих чанов относится постепенное накопление в них крупных тяжёлых частиц, что заставляет периодически прибегать к очистке аппарата.

#### Контрольные вопросы:

1. В каких случаях применяется цианирование перемешиванием?
2. В каких аппаратах проводят процесс цианированием перемешиванием?
3. Преимущества цианирования перемешиванием?
4. Чем отличается цианирование просачиванием от цианирования перемешиванием?
5. В каких случаях используется цианирование просачиванием?
6. Преимущества и недостатки процесса?

## Лекция №44.

### Тема: Кучное выщелачивание золота

#### План:

1. Теоретические основы процесса.
2. Подготовка руд к выщелачиванию.
3. Преимущества и недостатки процесса кучного выщелачивания.

**Ключевые слова:** площадка; куча; устройство для разбрызгивания цианистых растворов; ёмкости для сбора растворов; устройство для отделения.

#### Теоретические основы процесса

Сущность процесса заключается в том, что руда, уложенная в виде штабелей (кучи) на водонепроницаемом основании, орошается сверху цианистым раствором рис. 10.

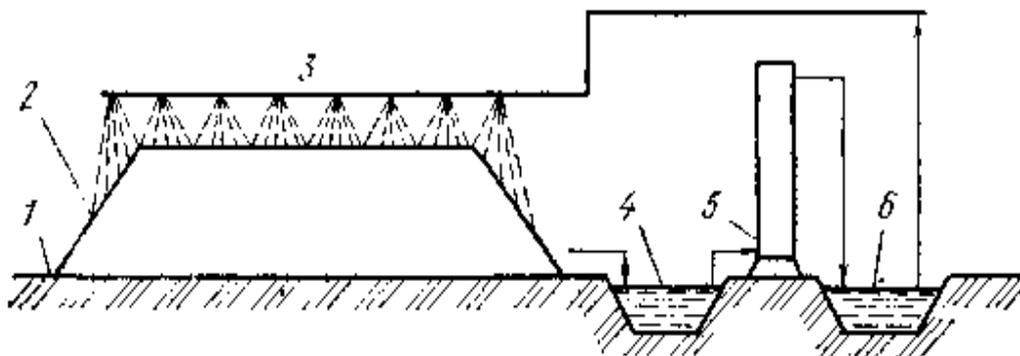


Рис. 10. Схема кучного выщелачивания

1 площадка; 2 куча; 3-устройство для разбрызгивания цианистых растворов; 4, 6 ёмкости для сбора растворов; 5 устройство для отделения (выделения) металла из растворов.

Этот метод пригоден для переработки пористых руд и песков, структура которых доступна для просачивания растворов цианида по трещинам зернистого материала к свободным частицам золота. Наилучшие результаты (извлечение золота > 50 %) кучное выщелачивание показывает при использовании в качестве объекта выщелачивания руд коры выветривания (извлечение золота порядка 80...90 %), а также большей части окисленных руд, отвалов горных пород и лежалых хвостов. Менее пригодны для кучного выщелачивания первичные руды, в которых золото ассоциировано с сульфидами и присутствует сорбционно-активное углеродистое вещество. Крупность материала для выщелачивания золота дробленной руды 5.. 20 мм, недробленной до 100 мм.

Глинистые вещества снижают проницаемость для растворов, замедляют скорость процесса и уменьшают извлечение золота. Для таких руд рекомендуют проводить предварительное окомкование с добавкой цемента,

цианида и извести.

Площадку для формирования штабелей в кучу покрывают слоем бетона, асфальта или утрамбованной глины; иногда применяют пленки из синтетических материалов. Уклон площадки для стока растворов (2...4 град). Отсыпку кучи ведут фронтальным погрузчиком или бульдозером. Куча имеет форму четырехугольной усеченной пирамиды. Высота кучи изменяется от 3 до 10(15) м, а вместимость по руде составляет 100...200 тыс.т и более.

Кучное выщелачивание в основном развивается в связи с необходимостью переработки отвалов, глинистых забалансовых руд и хвостов флотации золотоизвлекающих предприятий. Поэтому окомкование и агломерация являются весьма важными способами подготовки материала для кучного выщелачивания. Агломерации подвергают или весь дробленый материал или только часть отклассифицированной тонкой шламистой фракции.

Для получения агломерационного материала требуемого качества необходимо выдерживать:

количество вяжущего (портланд цемента), добавляемого к исходной руде и извести;

количество воды и цианидного раствора;

время выдержки.

Прочность окатышей зависит также от типа минерального сырья и в частности от реакции обмена ионов натрия в глинистой составляющей руды на ионы кальция в цементирующей добавке. Возможно окомкование мелочи с крупными кусками и только мелочи в прочные окатыши. Глинистые руды окомковывают с помощью извести и портландцемента. Один портландцемент применяют для окомкования тонкого материала — хвостов, не содержащих глины или с малым её содержанием. Оптимальное содержание влаги при окомковании материала 12 %, допустимые колебания 8... 16 %. При большей влажности вяжущие добавки теряют способность формировать окатыши. Для золото-серебряных руд разработаны три типа агломераторов: ленточный, барабанный и чашевый.

На выбор площадки для формирования кучи влияют рельеф местности, тип грунта поверхности, положение грунтовых вод и питьевых водоисточников, климатические условия, расположение энергетических источников и транспортных коммуникаций, объем и геометрические формы штабеля. Все это определяет технико-экономические показатели кучного выщелачивания (КВ).

Применяют три вида площадок: повторно используемые, постоянно наращиваемые и площадки под дамбовое выщелачивание. Размеры площадок определяются продолжительностью цикла выщелачивания. На площадках первого типа оптимальное время выщелачивания до суток. Высота площадок второго типа может достигать при многократном наращивании до 60 м. Площадки дамбового выщелачивания применяют на местности с уклоном (седловины, впадины) и последующим подъемом площадки вверх по склону. Преимущества этого метода заключается в увеличении времени выщела-

чивания до нескольких лет.

Основание для укладки должно удовлетворять следующим требованиям: прочность и устойчивость при нагрузках рудной массы и техники; химическая стойкость к растворам выщелачивания; исключение утечки растворов. Используют три типа оснований: однослойные; двухслойные, имеющие два низкопроницаемых экрана; трехслойные, состоящие из трех низкопроницаемых экранов.

В качестве покрытия площадок используют разные материалы. Так, для наращиваемой площадки рекомендуют высокоплотный полиэтилен, гипалон, поливинилхлорид, глину, а для постоянно используемой площадки применяют асфальт, защищенную синтетику или глину. Неизменным материалом при выборе типа покрытий оснований являются геомембраны, покрытия из грунтов и специально обработанные грунты. Учитываются свойства геомембранных экранов (толщина, прочность, долговечность) и свойства покрывного и подстилающего материалов. При использовании грунтов оценивают их свойства (водопроницаемость, пластичность, химическую стойкость, обрабатываемость), а также эксплуатационные особенности толщину экрана, подготовку грунтов (смешивание, уплотнение, влажность, набухание).

При двухслойном экране верхний слой синтетический материал, нижний грунтовый. Между экранами находится дренажная система из песка, гравелита или геотекстиля. Эксплуатационные качества глинистого экрана зависят от состава и характеристики материала. Чем выше содержание тонкозернистых частиц в материале, тем ниже проницаемость. Чем выше предел насыщенности влагой и величина пластичности, тем ниже проницаемость. Для глинистого экрана важны такие свойства, как уплотнение, водопроницаемость, а также вероятность повреждения.

Уплотняют глины укатыванием, трамбованием, виброуплотнением. Монтмориллонитовые глины имеют меньшую проницаемость, чем каолинитовые.

Грунтовые материалы для экранов могут быть улучшены при введении глин, химических добавок и т.д. Из глины в грунт добавляют бентонит, в качестве химических веществ используют нефтяную смолу, БИО-КЭТ-300. Рекомендуемая толщина улучшенного грунта для основания не менее 15 см.

Большая часть экранов, используемых при КВ золота за рубежом, состоит из геомембран. Основной их частью являются полимеры, которые выполняются в виде кристаллических термопластиков, эластомеров и бутиловой резины, используют также тканые материалы. Наибольшее распространение получили двойные и тройные экраны с чередованием слоев геомембран и природных материалов. Схема строения слоев покрытия, образующих экраны, приведена на рис. 10.

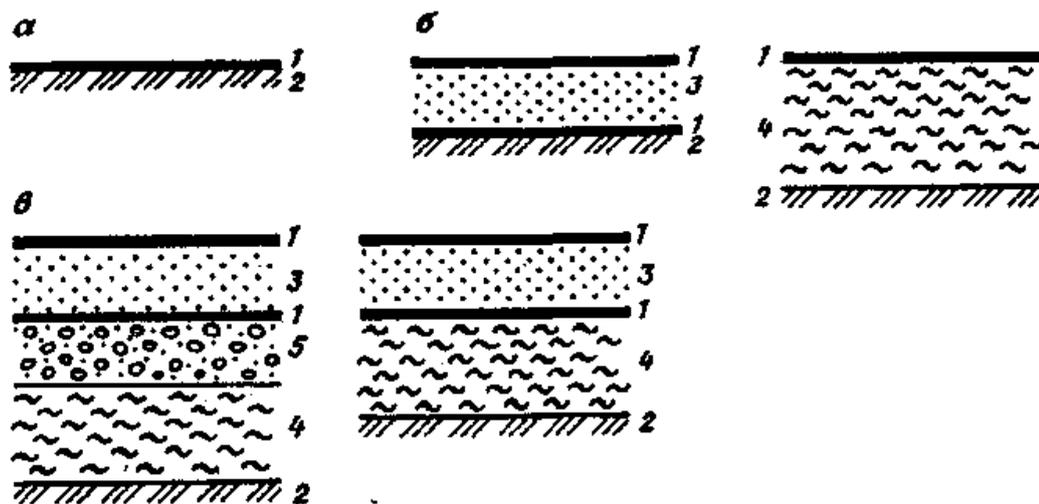


Рис. 10. Схема строения одиночного (а), двойных (б) и тройных (в) покрытий, образующих экран: 1 геомембрана; 2 – грунтовое основание или нижнее покрытие; 3 дренаж; 4 глина; 5 фракционное подстилающее покрытие

Для КВ применяется множество различных типов противодиффузионных экранов разных конструкций:

- экран глиняный (толщина не менее 0,5 м). Он укладывается на породы с низкой фильтрацией (суглинки, глины);

- экран глиняно-грунтовый. Имеет два слоя: верхний — из глины, а нижний естественный грунт, пропитанный на глубину 10...30 см глинистым гелем цементным раствором, битумом и укатанный катками;

- экран грунтовый с водонепроницаемым покрытием, выполненным путем разбрызгивания полимерных и битумных составов. Армирующей основой может быть нейлоновая ткань или сетка. Толщина экрана составляет несколько миллиметров;

- асфальтобетонные конструкции толщиной от 4 до 10 см. Земляное полотно готовят пропиткой грунта на глубину 10... 15 см битумом или сырой нефтью;

- экраны с применением пленочных и листовых материалов, в которых полиэтиленовая пленка укладывается между двумя слоями глинистых грунтов с добавками цемента, битума, смолы, бентонита. Толщина слоев (80 % глин) 13 см;

- экраны двухслойные. В них в водонепроницаемый слой, расположенный между двумя экранами, подают воду под давлением, превышающим напор выщелачиваемого раствора. Напорная вода выполняет роль гидроэкрана;

- экраны из полиэтилена применяют при положительной температуре воздуха, подстилающим слоем является слой грунта толщиной 0,1.. .0,3 м. Материалы на картонной основе (рубероид, толь) для долговременной эксплуатации (более одного года) не применяются;

- новые гидроизоляционные материалы улучшенного качества - полимерные пленки ПЭНП, ПВХ и другие позволяют выполнить покрытие в

два слоя.

### **Подготовка руд к выщелачиванию**

Сооружение штабелей является решающей операцией, определяющей конечный результат КВ. Штабели могут сооружаться в один или несколько слоев (этажей). Высота штабеля зависит от прочности фундамента (основания), изоляции, профиля местности, физических и химических свойств руды. Основная задача сооружения штабеля — обеспечение однородности материала по фильтрационным характеристикам.

Различают три метода сооружения штабелей КВ:

*Первый метод* — сооружение из несортированной руды, применяется для руд высококремнистого состава. До высоты штабеля 1...2 м отсыпку ведут самосвалом — бульдозером, самосвалом, самосвалом-экскаватором, а до высоты 10 м и более самосвалами фронтальными погрузчиками-грейдерами;

*Второй метод* используют, если руда при механическом воздействии образует большое количество мелкого материала или если руда уже агломерирована и не допускается заметного механического воздействия на нее. Высота штабеля около 2...4 м;

*Третий метод* — конвейерный, высокопроизводительный, минимально воздействует на руду, высота штабеля до 6 м. От высоты штабеля КВ зависят размеры занимаемых площадей, объемы переработки и эффективность процесса. В отдельных редких случаях она может достигать 40...60 м. Получили распространение послойные штабели, когда выщелачивание осуществляется последовательно слой за слоем.

Верхняя площадка и боковые стороны штабеля необходимо изолировать с целью предупреждения испарения раствора. Откосы защищают с помощью грунтового слоя, пленочных покрытий. Перед пленкой предварительно укладывают слой рубероида, стеклоткани и резиноканевый материал.

Система орошения кучи состоит из следующих элементов: оросительных устройств в штабеле, схемы орошения, режима и вида оросителей. При использовании цианидов при выщелачивании открытых штабелей высотой > 4 м применяют закрытую укладку оросителей. Коллекторы изолируют инертным материалом (песок, грунт, руда), водонепроницаемой пленкой. Пространственное расположение труб коллектора оросителя самое разнообразное. Орошение может быть постоянным, циклическим, точечным, разбрызгиванием через форсунки; применяют орошение через канавы, траншеи и прудки.

Дренажная система состоит из серии элементов сбора раствора, прошедшего через штабель, и транспортирования в емкость для продуктивных растворов. Дренажная система в пределах штабеля состоит из коллекторной части, фильтрующего материала и сборных трубок, а внутри штабеля определяется уклоном площадки, проницаемостью руды, объемом раствора. Рудная масса при хорошей проницаемости сама может служить дренажом. Дренажная система снаружи штабеля должна пропускать растворы

выщелачивания и потоки во время ливней. Применяют следующие системы дренажа:

дренажи продуктивных растворов через песчано-гравийный слой, уложенный на гидроизоляционный экран штабеля; сток растворов поступает в приемный зумпф или траншею на границе штабеля;

отвод растворов через дренажные трубы, уложенные горизонтально на песчаной подушке основания штабеля; все трубы соединены в сборный коллектор, по которому раствор поступает в приемную емкость;

дренаж растворов в откачные скважины через фильтры, установленные над изоляционным экраном, откуда растворы перекачивают в сборную емкость;

сбор растворов в дренажные колодцы или траншеи, сооруженные в песчано-гравийном слое основания штабеля; затем растворы стекают в сборные емкости за пределами штабеля.

Прудки (карты) продуктивных растворов должны иметь необходимый объем для сбора продуктивных растворов и воды, а также запас для аварийного сброса воды и приема сезонных атмосферных осадков.

В системе орошения штабелей КВ могут появляться твердые осадки, происхождение которых имеет два источника. Первый перенос тонких частиц горной массы из штабеля продуктивными растворами. Много осадков выносятся из штабеля после сильных дождей в коллекторную систему.

Второй источник осадков химическое взаимодействие рудного материала с выщелачивающими агентами. Изменение температуры, давления, смешение растворов, аэрация приводят к выпадению осадков из растворов. Образованию осадков способствует наличие в горной массе щелочных пород, карбонатов кальция и гипса. Из-за многократного оборота растворов происходит насыщение их ионами кальция, карбоната, бикарбоната, сульфата. Эффективные приемы борьбы с образованием химических осадков - предотвращение получения пересыщенных растворов и уменьшение концентрации кальция в растворе.

Продуктивные растворы КВ перерабатывают с целью извлечения из них золота, применяя следующие способы:

-цементацию (осаждение) на активных металлах (цинке, алюминии, свинце, железе);

-сорбционные методы, включая адсорбцию на активированном угле и ионообменных смолах;

-электролитическое извлечение;

-осаждение в виде нерастворимых сульфидов.

Наибольшее распространение в зарубежной практике получили цементация на цинке и адсорбция на активных углях.

Эти методы осаждения применяют также для извлечения золота и серебра из цианидных, тиомочевинных, тиосульфатных и хлоридных сред.

После окончания процесса КВ в системах присутствуют остаточные цианиды и тяжелые металлы. Горная масса и растворы должны быть обезврежены. Для обезвреживания цианистых соединений применяют

деструктивные методы: химическое окисление и биологическую очистку.

### **Преимущества и недостатки процесса кучного выщелачивания**

Химическое окисление проводят гипохлоритом, пероксидом водорода, перманганатом калия, озоном, сернистым газом и воздухом, известью в сочетании с сульфатом трехвалентного железа, а также разложением в автоклавах.

Несмотря на очевидные преимущества, КВ имеет определенные недостатки: высокий расход химических реагентов, изымаются из хозяйственного обращения большие площади, высокие затраты (трудовые и материальные) на противофильтрационное основание штабеля.

Для ряда упорных (сульфидных) руд и хвостов метод КВ малоэффективен. Цианидное КВ эффективно для регионов с умеренным климатом, когда можно этот процесс вести круглый год или 6-8 месяцев в году. В более северных районах, когда теплый период составляет всего три месяца, цианидное КВ малоэффективно.

По сравнению с цианидным процесс кучного СХВ имеет следующие преимущества:

- меньшая экологическая опасность;
- большая экономическая эффективность в связи с природоохранными мероприятиями;
- более высокая интенсивность;
- более высокое извлечение благородных металлов;
- прямое извлечение золота из упорных сульфидно-мышьяковистых руд.

По этой технологии обогащают руды месторождения Кумусты в Узбекистане. Несмотря на высокий расход серной кислоты (до 50 кг на 1 г золота), переработка руды рентабельна. На отдельных пробах руды расход серной кислоты составляет 20...208 кг на 1 г золота и диоксида марганца 4... 128 кг на 1 г золота. При содержании в руде 2,8...7,5 г/т золота, извлечение золота составляет 80...94 %, а концентрация золота в растворе 1,0...4,8 мг/л. Продолжительность выщелачивания 13...48 ч.

Кучное выщелачивание благородных металлов используется в основном для бедных руд, и часто из-за высоких расходов растворителя процесс выщелачивания становится нерентабельным.

### **Контрольные вопросы.**

1. Теоретические основы процесса кучного выщелачивания?
2. Преимущества кучного выщелачивания?
3. В каких случаях используется кучное выщелачивание?

## Лекция №45.

### Тема: Процесс сорбции золота.

#### План:

1. Извлечение золота из растворов.
2. Типы ионитов, используемых в процессе сорбции.

**Ключевые слова:** сорбенть, сорция, смола, десорбция,  $R_n$ , сорбционный пачук, температура, среда, АМ-2Б: полная обменная емкость по  $С1$ -иону из 0,1 н. раствора  $НС1$  составляет 3,2 мг-экв/г, из 0,1 н.

#### Извлечение золота из растворов

В настоящее время при переработке золотосодержащих руд на золотоизвлекательных фабриках (ЗИФ) применяются в большинстве случаев комбинированные технологические схемы, включающие в себя обогатительные, гидрометаллургические и пирометаллургические процессы в различном сочетании в зависимости от характера руд, их химического и минералогического состава, формы нахождения благородных металлов и технико-экономических условий работы предприятия.

Для извлечения из руд и концентратов мелкого золота наиболее широко применяется гидрометаллургический процесс цианирования, осуществляемый методами перколяции растворов для песков и мелкокускового материала, агитации или перемешивания пульп — для мелкоизмельченного материала или комбинированием обоих методов (раздельный процесс цианирования). В современной практике чаще используется агитационный процесс цианирования пульп (называемый также полным иловым процессом цианирования при тонком измельчении всей руды до степени фабричных илов — 0,15 мм и меньше) с разделением их после выщелачивания золота и серебра на твердую и жидкую фазы и последующим осаждением металлов из растворов цинковой пылью. Разделение пульп на твердую и жидкую фазы производится фильтрованием, непрерывной противоточной декантацией в сгустителях или комбинированием этих процессов.

Традиционный фильтрационно-декантационный процесс цианирования пульп имеет ряд недостатков, создающих трудности в его использовании. К их числу следует отнести: 1) недостаточно полное извлечение золота и серебра из некоторых видов сырья, например, из руд, содержащих природные сорбенты (углекислые вещества, некоторые оксиды и сульфиды металлов), отдельных видов сульфидных мышьяковистых и сурьмянистых руд; 2) трудности переработки плохо фильтруемых и сгущаемых глинистых и шламистых руд; 3) большую энергоемкость и высокую стоимость эксплуатации фильтровального оборудования; 4) громоздкость фильтровально-сгустительного оборудования, требующего больших производственных площадей; 5) осложнения в процессе цементации золота и серебра цинком из растворов, содержащих значительное количество меди, мышьяка, сурьмы и сульфидной серы; 6) трудности

получения достаточно высокой степени отмывки из кеков растворенного золота и серебра при высоком содержании их в цианистом растворе; 7) низкое качество конечного продукта (цинковых осадков), требующего переработки по сложной технологической схеме.

Для устранения отмеченных недостатков за последние 30-35 лет успешно внедряется в производство новое направление в технологии цианистого процесса — так называемое сорбционное цианирование. Это направление возникло и оформилось главным образом под влиянием успехов сорбционной технологии в гидрометаллургии урана и в ряде производств химической промышленности.

Особенностью метода сорбционного цианирования пульпы является совмещение процессов выщелачивания золота и серебра и сорбции их на загруженном в пульпу сорбенте с последующим отделением от пульпы сорбента, насыщенного золотом и серебром, десорбцией благородных металлов и регенерацией сорбента. К важным преимуществам процесса относится исключение из технологической схемы дорогостоящих операций фильтрования или противоточной декантации с последующей переработкой растворов и золотосодержащих осадков, что особенно ценно при цианировании труднофильтруемых и сгущаемых глинистых и шла-мистых пульп. Значительным преимуществом процесса является также понижение активности природных сорбентов, содержащихся в некоторых рудах, при введении в пульпу достаточного количества более сильных сорбентов, вследствие чего повышается извлечение золота и серебра.

Сорбционное цианирование осуществляется с применением двух видов сорбентов: а) синтетических ионообменных смол — ионитов; б) активированных углей.

Осаждение золота из осветленных растворов древесным углем использовалось на некоторых золотоизвлекательных предприятиях в самом начале развития цианистого процесса (1894 г., Австралия). В дальнейшем он был почти полностью вытеснен более эффективным осадителем — цинком и иногда применялся лишь при нехватке этого металла, например, в годы 1-й Мировой войны. Осаждение проводилось фильтрацией золотосодержащих растворов через слой измельченного угля на рамных вакуум-фильтрах. Угольный осадок, содержащий золото и серебро, сжигали и полученную золу плавил с флюсами на черновой металл.

Значительно больший интерес представляет сорбционное цианирование с использованием специальных сортов крупнозернистых (0,6—2,0 мм) активированных углей, более прочных в отношении разрушения их при перемешивании рудных пульп. Крупнозернистый насыщенный уголь отделяют от пульпы грохочением (аналогично процессу сорбционного цианирования с использованием ионитов), что позволяет сравнительно просто осуществлять противоточное движение пульпы и сорбента и повысить емкость угля по благородным металлам. Дальнейшая переработка насыщенного угля производится десорбцией золота и серебра с помощью различных

растворителей, чем достигается регенерация угля и возможность повторного использования его в сорбцион-ном процессе.

В 1968 г. впервые в мире была пущена и все эти годы успешно работает с применением ионообменной технологии цианирования крупнейшая ЗИФ для переработки руд месторождения Мурунтау. В 1969 г. пущена опытная секция ионообменного процесса на Лебединской ЗИФ; в 1973 г. проведена реконструкция с использованием сорбционной технологии Н.-Куранахской ЗИФ и ЗИФ им. Матросова. В 1975 г. сорбционное цианирование хвостов флотации введено на Ангренской ЗИФ.

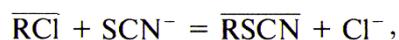
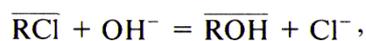
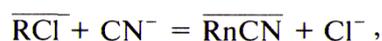
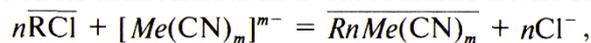
### Типы ионитов используемых в процессе сорбции

Золото и серебро в цианистых растворах находятся в виде комплексных анионов  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ ,  $[\text{Ag}(\text{CN})_2]^-$ ,  $[\text{Ag}(\text{CN})_3]^{2-}$  и  $[\text{Ag}(\text{CN})_4]^{3-}$ . Поэтому для их сорбции, очевидно, должны быть использованы аниониты. Сорбция благородных металлов из цианистых растворов анионитами может быть представлена следующими реакциями:



где чертой обозначена фаза анионита.

Кроме золота и серебра в рабочих цианистых растворах обычно присутствует ряд комплексных цианистых анионов неблагородных металлов:  $[\text{Cu}(\text{CN})_2]^-$ ,  $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$ ,  $[\text{Cu}(\text{CN})_4]^{3-}$ ,  $[\text{Zn}(\text{CN})_4]^{2-}$ ,  $[\text{Ni}(\text{CN})_4]^{2-}$ ,  $[\text{Co}(\text{CN})_6]^{4-}$ ,  $[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}$  и др., а также анионы  $\text{CN}^-$ ,  $\text{OH}^-$ ,  $\text{SCN}^-$ ,  $\text{S}^{2-}$  и др., которые также могут сорбироваться анионитами в заметных количествах по реакциям:



где  $n$  — валентность комплексного аниона;  $m$  — координационное число металла.

В результате протекания этих реакций часть активных групп анионита оказывается занятой анионами примесей, что значительно снижает емкость смолы по благородным металлам.

Основные требования, предъявляемые к анионитам, используемым в цианистом процессе, следующие:

1) высокая емкость по благородным металлам, выражаемая обычно количеством данного металла, сорбированного единицей массы сухого ионита (мг/г, г/кг, кг/т), или единицей объема ионита в набухшем состоянии (г/л, кг/м<sup>3</sup>), и хорошие кинетические свойства;

2) высокая селективность анионита в процессе сорбции благородных

металлов, выражаемая отношением емкости по золоту и серебру к общей емкости смолы или отношением количества сорбированных примесных ионов к количеству сорбированных ионов благородных металлов;

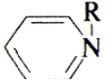
3) легкость десорбции золота и серебра и регенерации анионита;

4) высокая механическая и химическая прочность анионита, определяющая величину его потерь, что особенно важно при сорбции из пульпы;

5) доступность и низкая стоимость анионита.

Для сорбции золота и серебра в цианистом процессе могут быть использованы аниониты следующих типов:

1) сильноосновные (отечественные марки АМ, АВ-17, АМП) с функциональными группами в виде четвертичных аммониевых  $\equiv\text{N}^+$  или

пиридиновых  оснований с высокой степенью

диссоциации в кислых и щелочных средах ( $\text{pK} < 2$ ) и, следовательно, проявляющие активные ионообменные свойства в широком диапазоне значений рН среды;

2) слабоосновные (марки АН-18, АН-21, АН-31 и др.) с функциональными группами в виде первичных  $-\text{NH}_2^+$ , вторичных  $=\text{NH}_2^+$  и третичных  $=\text{NH}^+$  аминогрупп, слабо диссоциирующих ( $\text{pK} > 4\text{...}9$ ) в нейтральных и щелочных средах;

3) аниониты смешанной основности — полифункциональные (марки АМ-2Б, АП-2, АП-3 и др.), содержащие сильноосновные

( $\equiv\text{N}^+$ ) и слабоосновные ( $-\text{NH}_2^+$ ,  $=\text{NH}_2^+$ ,  $=\text{NH}^+$ ) функциональные группы в различных соотношениях и проявляющие свойства сильного и слабого оснований с изменяющейся ионообменной активностью в зависимости от величины рН раствора.

Аниониты, используемые при цианировании, чаще всего получают методом сополимеризации с дивинилбензолом (ДВБ), играющим роль сшивающего компонента (мостикообразователя), количество которого составляет от 4 до 12%. С повышением его содержания увеличивается прочность, но одновременно уменьшается емкость ионита.

Взаимодействием хлорметилированного сополимера стирола и ДВБ с аминами получают аниониты различной основности в зависимости от применяемого амина.

Иониты обычно изготавливают гелеобразной структуры, но в последнее время все большее распространение получают макропористые ионообменные смолы. Их готовят введением в реакционную массу в процессе сополимеризации инертного разбавителя (например, изооктана), который затем удаляют из пространственного полимера (в случае изооктана — нагреванием водяным паром). Ионит представляет собой как бы затвердевшую - губку.

Введение различного количества разбавителя дает возможность регулировать распределение пор по размерам в широких пределах (радиус пор 120—2000 А, для обычных ионитов 10 А°).

Макропористые иониты обладают более развитой поверхностью,

большим суммарным объемом пор и большими их размерами по сравнению с обычными ионитами. Для гелеобразных ионитов удельная поверхность составляет 0,1—0,2 м<sup>2</sup>/г, а для макропористых ионитов — 30—80 м<sup>2</sup>/г и более. Наличие развитой удельной поверхности и макропор, облегчающих диффузию ионов к активным центрам, улучшает кинетические характеристики макропористых ионитов по сравнению с ионитами гелевой структуры.

Важным свойством макропористых ионитов является их высокая механическая прочность и осмотическая устойчивость гранул при многократном переводе ионитов из одной формы в другую, что выгодно отличает их от гелевых ионитов.

Аниониты применяют как в виде оснований, так и в виде солей. Выпускаемые промышленностью аниониты в качестве проти-воионов содержат обычно ионы  $\text{Cl}^-$  и реже  $\text{OH}^-$ .

Сильноосновные аниониты могут применяться для извлечения золота и серебра из цианистых растворов с малым содержанием примесей, а также для очистки от цианистых соединений сточных вод золотоизвлекательных и обогатительных фабрик.

Слабоосновные аниониты, имеющие в основном составе диметиламин, более селективно сорбируют цианистые соединения благородных металлов, но их общая емкость меньше емкости сильноосновных анионитов вследствие малой диссоциации их активных групп в щелочных средах. Из отечественных слабоосновных анионитов лучшие результаты показал анионит АН-18 полимеризационного типа, аминированный диметиламином  $\text{N}(\text{CH}_3)_2\text{H}$  и содержащий в качестве ионогенных групп третичный амин  $\equiv\text{NH}^+$ .

При сорбции золота анионитом АН-18 в  $\text{OH}^-$  форме из технологических растворов сложного состава емкость его по золоту на 25—50% выше емкости анионита АВ-17 и составляет 57—69% от общей емкости его по металлам. Большая селективность и емкость по золоту анионита АН-18 показана и другими исследователями. Лучшими по обменной емкости и селективности при сорбции золота и серебра из цианистых растворов признаны бифункциональные аниониты смешанной основности, содержащие сильно и слабоосновные ионогенные группы в различных соотношениях. Их получают аминированием хлорметилированного сополимера стирола и ДВБ смесью дии триалкиламинов. Меняя соотношение их в смеси, можно получить широкий ассортимент бифункциональных анионитов с различным содержанием четвертичных и третичных аминогрупп.

Изучение влияния содержания сильноосновных групп в смоле Деацидит Н на емкость по золоту (Дэвисон и др.) показало, что емкость по золоту возрастает с увеличением содержания сильноосновных групп, но при этом снижается селективность смолы по золоту, хотя и менее значительно, чем увеличивается ее емкость. Лучшие показатели по сорбции золота были получены на смоле Деацидит Н с 24% сильноосновных групп.

Из отечественных бифункциональных анионитов наибольшее применение получил АМ-2Б макропористой структуры. Этот анионит содержит

матрицу в виде сополимера стирола и ДВБ, обработанную хлорметиловым эфиром и аминированную смесью вторичных и третичных аминов.

Содержание ДВБ составляет 10—12%. Количество сильноосновных и слабоосновных групп одинаково — по 50%.

Характеристика анионита АМ-2Б: полная обменная емкость по С1-иону из 0,1 н. раствора HCl составляет 3,2 мг-экв/г, из 0,1 н. раствора NaCl (сильноосновные группы) 1,1 мг-экв/г; насыпная масса сухой смолы 0,42 г/см<sup>3</sup>; влажность смолы 58%; удельная поверхность 32 м<sup>2</sup>/г; средний радиус основных пор 100 А; коэффициент набухания в воде (С1-форма) 2,7—3,0; крупность зерен анионита 0,6-1,2 мм (93-95%).

Анионит АМ-2Б имеет достаточно высокую механическую прочность, повышенные кинетические свойства и используется в промышленной практике цианирования. Перед загрузкой в процессе смола промывается тремя—четырьмя объемами 0,5%-ного раствора HCl.

В сорбционном цианировании золота используются также макропористые аниониты АП-3, АП-2 и др. Анионит АП-3, содержащий от 30 до 70% сильноосновных групп, по структуре и свойствам аналогичен АМ-2Б.

Анионит АП-2 получают с использованием в качестве диамина метилметилендиамина.

Он проявляет бифункциональные свойства за счет наличия у диаминов двух ионизированных групп с разной константой ионизации. Одной из них молекула диамина присоединяется к хлорметиловой группе бензольного кольца, образуя четвертичное аммониевое основание, а вторая остается свободной (связана с первой) и имеет характер третичной аминогруппы. Наличие двух ионизированных аминогрупп при одной функциональной группе полимера заметно повышает селективность и емкость его по золоту по сравнению с анионитом АП-3.

Смола АМ обладает наименьшей селективностью и емкостью в отношении цианистого комплекса золота. При переходе к бифункциональным анионитам макропористой структуры АМ-2Б, АП-3 и АП-2 эти показатели резко возрастают, особенно для смолы АП-2-12п.

### **Контрольные вопросы.**

1. Перечислите свойства ионообменных смол?
2. Из чего состоит ионообменная смола?
3. Основные характеристики ионообменных смол?

## Лекция №46.

### Тема: Технология магнитного обогащения

#### План:

1. Физические основы магнитного метода обогащения
2. Характеристика магнитного поля
3. Классификация минеральных зерен по магнитному свойству

**Ключевые слова:** Магнитные методы обогащения, сила тяжести, сепарация, магнитная сила, центробежная сила, сила сопротивления среды, магнитное поле сепараторов, напряженность магнитного поля, полюса магнита

*Магнитные методы обогащения применяются:*

для обогащения руд черных и других металлов (железные, марганцевые руды и минералы россыпных месторождений);

-удаления железистых примесей из стекольного, керамического, абразивного и др. сырья (обезжелезивание неметаллических полезных ископаемых);

-регенерации тяжелосредних суспензий (извлечение магнетита и ферросилиция);

-удаления случайных железных предметов из различных продуктов обогатительных фабрик (исходный продукт дробилок, готовые концентраты сухих технологий и др.);

-переработки техногенного сырья (шламы и хвосты обогатительных фабрик; шлаки металлургического производства; кабельный, радиоэлектронный и другой лом цветных и черных металлов; твердые бытовые отходы).

#### Сущность и классификация магнитных методов обогащения

Магнитный метод обогащения основан на различии в магнитных свойствах подлежащих разделению компонентов исходного сырья. Магнитное обогащение осуществляется в магнитных сепараторах или железоотделителях, особенностью которых является наличие в их рабочей зоне разделения магнитного поля. При движении разделяемого продукта через магнитное поле сепаратора под воздействием магнитной силы частицы с различными магнитными свойствами движутся по отличным друг от друга траекториям, что позволяет магнитные и немагнитные частицы выделять в свои продукты.

Кроме магнитной силы на частицы материала, перемещаемые через рабочую зону сепаратора, оказывают воздействие механические силы, которые совместно с магнитной определяют режим разделения. Среди механических сил выделим следующие.

1. Сила тяжести  $F_g = mg$ .

2. Центробежная сила  $F_{ц} = m v^2 / R$  (когда  $R \gg d$ ) или  $F_{ц} = m v^2 (R + 0,5d)^2 / R^3$  (когда  $d/R > 0,05$ ), возникающая при движении материала по криволинейной траектории (транспортирующая поверхность, барабан).

3. Сила адгезии или молекулярного сцепления (прилипания немагнитной частицы к магнитной или к барабану сепаратора)  $F_{сц} = 4A\pi\sigma r_1 r_2 / (r_1 + r_2)$  или  $F_{сц} = A\pi d\sigma$  (при одинаковом размере соприкасающихся частиц).

4. Сила сопротивления среды, в зависимости от крупности частиц, определяемая по законам Стокса, Аллена, Риттингера.

В приведенных формулах:  $m$  масса частицы, кг;  $g$  – ускорение свободного падения, равное  $9,81 \text{ м/с}^2$ ;  $v$  скорость вращения барабана сепаратора или движения частицы по криволинейной поверхности, м/с;  $R$  радиус барабана или криволинейной поверхности, м;  $d$  диаметр частицы, м;  $r_1$  и  $r_2$  – радиусы частиц, м;  $A$  коэффициент, учитывающий площадь соприкосновения частиц, их влажность и др.;  $\sigma$  поверхностное натяжение частиц на границе их раздела с окружающей средой (воздухом), Н/м.

Сила тяжести и магнитная сила действуют в одном направлении на разделяемые частицы в сепараторах с верхней подачей продукта. В аппаратах с движением материала под магнитной системой (нижняя подача) извлечение частиц в магнитную фракцию будет при условии, что магнитная сила  $F_m$  больше силы тяжести  $F_g$ . Центробежная сила стремится оторвать частицу от барабана сепаратора с верхней подачей и также конкурирует с магнитной. Силы адгезии имеют большое значение при сепарации мелкодробленых продуктов. Немагнитные пылевидные частицы прилипают к магнитным и к транспортирующей поверхности, попадая с ними в магнитный продукт, значительно ухудшают качество концентрата. Для борьбы с этим явлением сепарацию мелкодробленых продуктов осуществляют в центробежном режиме (повышенные скорости вращения барабанов сепараторов), дополнительно применяя аспирационные системы для удаления пылевидных частиц. Сила сопротивления среды значимо не влияет на процесс разделения при сухом способе обогащения, так как плотность воздуха ( $1,23 \text{ кг/м}^3$ ) значительно меньше плотности разделяемых материалов, хотя с уменьшением крупности частиц ее влияние на процесс возрастает. В большей степени сила сопротивления среды проявляется при обогащении в водной среде (мокрая сепарация).

Для разделения магнитных и немагнитных частиц в магнитном поле сепаратора магнитная сила  $F_m$ , действующая на магнитные частицы, должна превышать равнодействующую всех механических сил  $\Sigma F_{мех}$ , направленную противоположно  $F_m$ , а магнитная сила  $F_m$ , действующая на немагнитные частицы, должна быть меньше  $\Sigma F_{мех}$ . Для анализа процесса разделения магнитных и немагнитных частиц в магнитном поле необходимо уметь определять магнитную и механические силы, действующие на частицы различной крупности и с разными физическими свойствами.

Среди многообразия процессов магнитной сепарации можно выделить шесть основных способов магнитного разделения. Первые три способа

относятся к чисто магнитному обогащению, когда разделение осуществляется под действием магнитной силы по магнитным свойствам. При четвертом способе разделение осуществляется по магнитным свойствам, но без создания магнитной силы. При пятом и шестом способах магнитная сила создает условия для разделения частиц по другим физическим свойствам (плотности, электрической проводимости). Рассмотрим способы магнитной сепарации.

1. Сепарация путем удерживания магнитных частиц на транспортирующей поверхности (барабане, валке и др.). Данный способ реализуется в сепараторах (барабанных, валковых, роликовых и др.) с верхней подачей исходного материала. Широкое распространение получила предварительная сухая магнитная сепарация крупнокусковых железных руд с целью удаления пустой породы (барабанные сепараторы). Роликовые и валковые сепараторы применяются реже (для обогащения слабомагнитных руд).

Способ осуществляется следующим образом (рис. 2.1, а). Исходные частицы попадают на барабан 1 и транспортируются им в зону разделения, ограниченную областью действия (сектором) магнитной системы 2. Немагнитные частицы под действием механических сил отрываются от барабана раньше, чем магнитные, и попадают в свой приемник. Магнитные частицы притягиваются к магнитной системе и транспортируются барабаном до края магнитной системы, после чего они отрываются и попадают в свой приемник.

2. Сепарация путем извлечения или отклонения магнитных частиц из движущегося потока материала. Данный способ реализуется в сепараторах (барабанных, валковых, роликовых и др.) с нижней (реже боковой) подачей исходного материала. Наибольшее распространение получила мокрая магнитная сепарация измельченных железных руд (барабанные сепараторы). Роликовые и валковые сепараторы применяются реже (для обогащения слабомагнитных руд).

Способ осуществляется следующим образом (рис. 2.1, б). Исходные частицы транспортируются в зону разделения, ограниченную областью действия (сектором) магнитной системы 2. Немагнитные частицы движутся под барабаном 1, не изменяют траекторию под действием магнитной силы и попадают в свой приемник. Магнитные частицы извлекаются из исходного потока материала, притягиваются к магнитной системе и транспортируются барабаном до края магнитной системы, после чего они отрываются и попадают в свой приемник.

3. Сепарация путем магнитного осаждения частиц на поверхность носителей (ферромагнитных тел). Данный способ реализуется в высокоградиентных сепараторах. Наибольшее распространение получила мокрая высокоградиентная магнитная сепарация тонкоизмельченных слабомагнитных материалов.

Способ осуществляется следующим образом (рис. 2.1, в). При нахождении рабочей матрицы сепаратора 2 между полюсами магнитной

системы 1 в нее подается исходный продукт. Пульпа исходного материала проходит сквозь слой намагниченных под действием внешнего магнитного поля ферромагнитных тел 3. Слабомагнитные частицы притягиваются к ферромагнитным телам, например шарам, а остальные частицы (немагнитные) удаляются потоком воды. После удаления немагнитных частиц рабочая матрица сепаратора выводится из зоны действия внешнего магнитного поля, и осуществляется удаление слабомагнитных частиц потоком воды.

4. Магнитометрическая сортировка зернистых материалов. Данный способ реализуется в радиометрических (магнитометрических) сепараторах, чаще в режиме покусковой сортировки для предварительного обогащения. Магнитометрическая сортировка не получила широкого распространения.

Способ осуществляется следующим образом (рис. 2.1, з). Частицы исходного продукта транспортируются конвейером 1 и проходят под электромагнитным индукционным датчиком 2, срабатывающим от собственного или наведенного магнитного поля частиц. Сигнал от датчика поступает в блок обработки информации и принятия решения 3, который определяет «качество» частицы и дает команду исполнительному механизму 4 на направление этой частицы в соответствующий приемник.

5. Магнитогидростатическая (феррогидростатическая) сепарация. Данный способ реализуется в феррогидростатических сепараторах для разделения немагнитных минералов и металлов.

Признаком разделения при магнитогидростатическом (МГС) обогащении, как и при тяжелосреднем обогащении, является плотность. Особенностью магнитогидростатического разделения является то, что требуемая кажущаяся плотность ферромагнитной жидкости (до  $12000 \text{ кг/м}^3$  и более) достигается под воздействием внешнего магнитного поля, что накладывает определённые ограничения на процесс, в частности на рабочий объем зоны разделения, который обуславливает производительность сепаратора.

Кроме магнитогидростатического метода известен магнитогидродинамический метод обогащения по плотности. Разделение осуществляется в потоке электролита. В конструкции МГД-сепаратора обеспечивается перекрестное действие магнитного и электрического полей, в результате чего кажущаяся плотность электролита возрастает. Тяжелые частицы опускаются на дно, легкие – всплывают на поверхность. Данные аппараты в настоящее время не получили промышленного применения.

Магнитогидростатический метод осуществляется следующим образом (рис. 2.1, д). Частицы разделяемого продукта подаются в

6. Электродинамическая сепарация. Данный способ реализуется в электродинамических сепараторах для разделения немагнитных металлов по электропроводности (Cu-Pb, Al-Pb) или металлов от неметаллов.

Электродинамический метод обогащения основан на взаимодействии магнитного поля и вихревых токов, возникающих в электропроводном веществе под воздействием э.д.с., индуцируемой магнитным полем. Разделение происходит в переменном магнитном поле, причем это магнитное поле сначала

создает в проводнике вихревой ток (электромагнитная индукция), а затем с ним взаимодействует выталкивает с определенной силой. Переменное магнитное поле создается в сепараторах тремя способами: 1 применением магнитных систем, питаемых переменным током; 2 – при движении частиц относительно магнитной системы с чередующейся полярностью полюсов; 3 – при вращении магнитной системы с чередующейся полярностью полюсов.

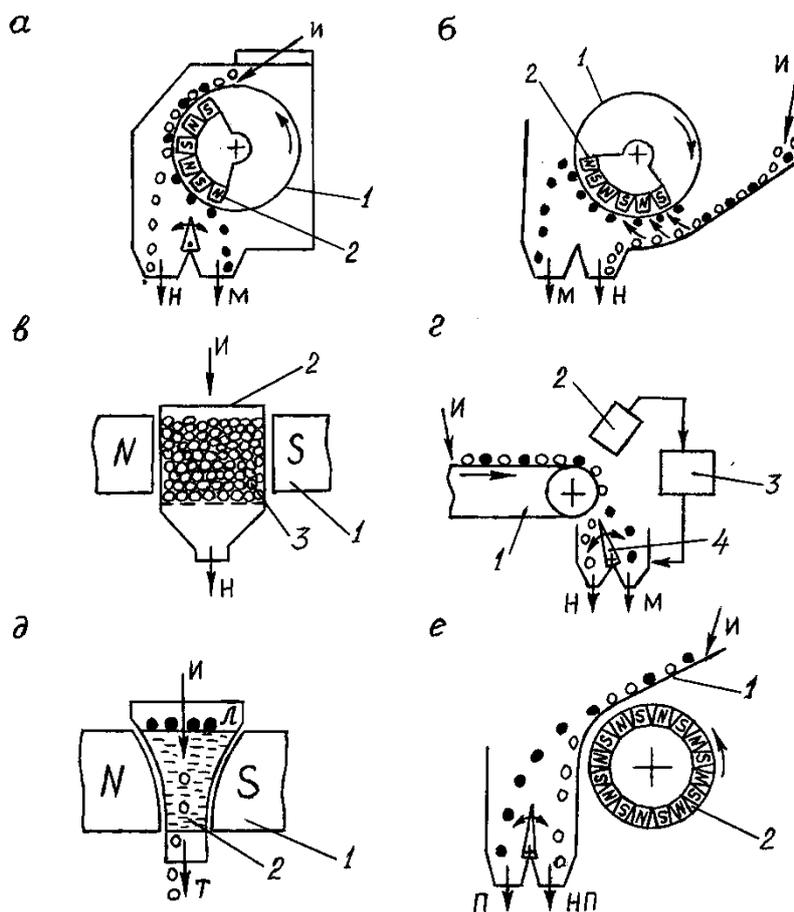


Рис. 2.1. Способы магнитного обогащения:

*а* – сепарация путем удерживания магнитных частиц: 1 – вращающийся барабан; 2 – неподвижная магнитная система; *б* – сепарация путем извлечения магнитных частиц: 1 – вращающийся барабан; 2 – неподвижная магнитная система; *в* – сепарация путем осаждения магнитных частиц на поверхности носителей: 1 – полюса магнитной системы; 2 – рабочая матрица; 3 – ферромагнитные тела; *г* – магнитометрическая сортировка: 1 – конвейер; 2 – датчик; 3 – блок обработки информации и принятия решения; 4 – исполнительный механизм; *д* – магнитогидростатическая сепарация: 1 – полюса магнитной системы; 2 – кювета, заполненная ферромагнитной жидкостью; *е* – электродинамическая сепарация: 1 – устройство для транспортировки материала в зону разделения; 2 индуктор переменного магнитного поля.

и – исходный; м – магнитный; н – немагнитный; л – легкий; т – тяжелый; п – проводники; np – непроводники рабочую кювету 2 сепаратора, заполненную ферромагнитной жидкостью (ФМЖ) и находящуюся между

полюсами магнитной системы 1. Обычно физическая плотность приготовляемых ФМЖ не превышает  $1300 \text{ кг/м}^3$ . Под действием магнитного поля плотность ФМЖ «возрастает» до  $12000 \text{ кг/м}^3$  и более. Частицы разделяемого материала, имеющие плотность выше плотности магнитной жидкости, опускаются на дно ванны сепаратора, а частицы, имеющие более низкую плотность, поднимаются на поверхность жидкости.

Электродинамический метод осуществляется следующим образом (рис. 2.1, е). Частицы разделяемого продукта подаются на наклонную криволинейную поверхность 1. Под действием вибраций или под действием тангенциальной составляющей силы тяжести материал поступает в зону разделения, находящуюся над вращающимся индуктором бегущего магнитного поля (барабан, ролик) 2. Электропроводные частицы, взаимодействуя с магнитным полем, приобретают определенное ускорение, отклоняются от общего потока материала и попадают в свой приемник. Неэлектропроводные частицы свободно движутся по транспортирующей поверхности и попадают в свой приемник.

### Магнитное поле сепараторов для сильномагнитных руд с открытыми многополюсными системами

Сепараторы с открытыми магнитными системами имеют ряд полюсов чередующейся полярности, края которых расположены по цилиндрической поверхности (см. рис. 2.2, а) или в плоскости.

На характеристику поля многополюсных магнитных систем влияет напряженность магнитного поля на поверхности полюсов, шаг полюсов  $S$ , отношение ширины полюса  $b$  к ширине паза между полюсами  $a$  и форма полюсов или полюсных наконечников. *Шагом полюсов* многополюсной магнитной системы называется расстояние между центрами двух соседних разноименных полюсов.

Изменение напряженности магнитного поля по нормали к поверхности полюсов определяется равенством

$$H_x = H_0 e^{-cx}, \quad (2.7)$$

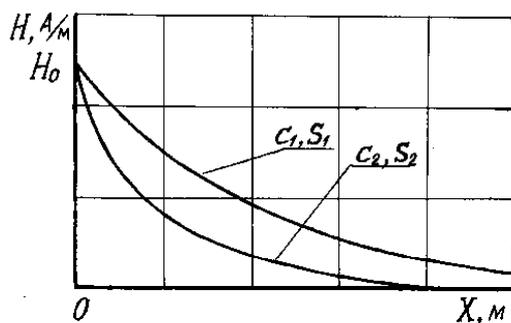


Рис. 2.3. Изменение напряжённости магнитного поля при удалении от поверхности полюсов:

$$c_1 < c_2; S_1 > S_2$$

где  $H_x$  – напряженность на расстоянии  $x$  от полюса, А/м;  $H_0$  напряженность на поверхности полюса ( $x=0$ ), А/м;  $c$  коэффициент неоднородности магнитного поля, м<sup>-1</sup>.

При расположении полюсов по цилиндрической поверхности (барабан) коэффициент неоднородности поля

$$c = \pi/S + 1/R, \quad (2.8)$$

где  $R$  – радиус цилиндрической поверхности, м.

При расположении полюсов в плоскости ( $R \rightarrow \infty$ ) коэффициент неоднородности поля

$$c = \pi/S. \quad (2.9)$$

На рис. 2.3 приведены зависимости изменения напряженности магнитного поля при удалении от поверхности полюсов для различных значений шага полюсов. При малом шаге полюсов ( $S_2$ ) и высоком коэффициенте неоднородности магнитного поля ( $c_2$ ) напряженность магнитного поля падает резче по сравнению с системой, характеризующейся более большим шагом полюсов ( $S_1$ ) и низким коэффициентом неоднородности магнитного поля ( $c_1$ ). Из данных зависимостей видно, что при низкой крупности исходного продукта и при движении частиц руды вблизи полюсов можно использовать магнитную систему с малым шагом полюсов (меньше масса), чем при обогащении более крупного материала или при движении частиц на расстоянии от магнитной системы (нижняя подача).

Оптимальный полюсный шаг определяется крупностью обогащаемого продукта и расстоянием от частиц руды до магнитной системы (нижняя или верхняя подача).

Найдём удельную магнитную силу для частицы размером  $d$ , находящейся на расстоянии  $\Delta$  от поверхности полюса (см. рис. 2.2). Величина  $\text{grad}H$  согласно (2.6) будет равна  $cH_0e^{-cx}$ . Тогда

$$H\text{grad}H = cH_0^2 e^{-2cx}. \quad (2.10)$$

Получим формулу для удельной магнитной силы, действующей на частицу кубической формы, находящейся на расстоянии  $\Delta$  от поверхности полюса. Для этого подставим в формулу (2.6) поправочный коэффициент  $a$  и величину  $H\text{grad}H$  из формулы (2.10)

$$f_m = \frac{a\mu_0\chi}{d} \int_{\Delta}^{\Delta+d} cH_0^2 e^{-2cx} dd = \frac{a\mu_0\chi H_0^2 c}{2cd} e^{-2cx} \Big|_{\Delta}^{\Delta+d}.$$

Подставляя пределы интегрирования, получаем конечную формулу

$$f_m = \frac{a\mu_0\chi H_0^2}{2d} e^{-2c\Delta} (1 - e^{-2cd}). \quad (2.11)$$

Анализ формулы (2.11) показывает, что при увеличении  $\Delta$  и  $d$  магнитная сила снижается по экспоненциальному закону, тем быстрее, чем больше коэффициент  $c$  или меньше шаг полюсов  $S$ . При  $\Delta \rightarrow 0$  (частица лежит на полюсе)  $f_M = a\mu_0\chi H_0^2(1 - e^{-2cd})/2d$ , при  $\Delta \rightarrow 0$  и при  $d \rightarrow 0$   $f_M = a\mu_0\chi H_0^2 c$ .

Для нахождения оптимального шага полюсов необходимо взять производную удельной магнитной силы притяжения по  $c$ , приравнять её к 0 (исследовав на экстремум):

$$df_M/dc = -2\Delta e^{-2c\Delta} + 2(\Delta + d)e^{-2c(\Delta + d)} = 0;$$

$$\ln[(\Delta + d)/\Delta] = 2cd.$$

Подставляя в полученное выражение вместо  $c$  зависимости (2.8) и (2.9), получим

$$S = \frac{2\pi d}{\ln(1 + d/\Delta)} \quad \text{или} \quad S = \frac{2\pi d R}{R \ln(1 + d/\Delta) - 2d}. \quad (2.12)$$

Первая зависимость справедлива для подвесных аппаратов с плоской магнитной системой, вторая для барабанных сепараторов. Сепаратор для обогащения того или иного материала необходимо выбирать таким образом, чтобы шаг полюсов магнитной системы соответствовал равенствам (2.12) для достижения максимальной магнитной силы.

Расстояние  $\Delta$  определяется толщиной ленты или барабана и минимально возможным зазором между поверхностью полюса и барабаном, когда разделение протекает на сепараторе с верхней подачей. В аппаратах с нижней подачей, например, подвесных железоотделителях, к величине  $\Delta$  добавляется еще и расстояние от верхней границы частицы до транспортирующей поверхности. У подвесных железоотделителей, устанавливаемых над транспортерными лентами, для увеличения глубины магнитного поля шаг полюсов составляет 0,5-0,6 м, что больше шага полюсов шкивных железоотделителей, равного 0,3-0,4 м.

При обогащении мелкого материала, при низких  $d$  и  $\Delta$ , шаг полюсов можно уменьшить для сепараторов с верхней подачей материала. Например, при  $\Delta = 0,003$  и  $0,007$  м для  $d = 0,001$  м оптимальный шаг полюсов равен  $0,023$  и  $0,0528$  м, а для  $d = 0,01$  м  $S_{\text{опт}} = 0,048$  и  $0,085$  м соответственно.

На характеристику поля открытых магнитных систем, кроме шага полюсов, оказывает влияние ширина полюса ( $b$ ), зазор между полюсами ( $a$ ) и конфигурация полюса. Обычно отношение  $b:a$  принимают равным 1,2:1 для систем из литых никель-кобальтовых магнитов, обладающих большой остаточной индукцией и относительно малой коэрцитивной силой. У систем из анизотропного феррита бария, обладающего большой коэрцитивной силой и малой остаточной индукцией,  $b:a$  изменяется от 3:1 до 5:1. Оптимальное соотношение  $b:a$  обеспечивает более равномерное магнитное поле вдоль чередующихся полюсов магнитной системы (без резкого увеличения или уменьшения над зазорами между полюсами). Края полюсных окончаний обычно закругляют по дуге радиусом  $0,4S - 0,6S$ .

Одной из важнейших характеристик, определяющих магнитную силу, является напряженность магнитного поля на поверхности полюсов, которая определяется видом материала для изготовления постоянных магнитов, или для электромагнитных систем – конструкцией системы. Напряженность поля магнитных сепараторов с системами из феррита бария обычно не превышает 120 кА/м. В последнее время для создания более мощных магнитных систем используют магниты из самарий-кобальта, неодим-железобора и др., например,  $\text{SmCo}_5$ ,  $\text{Nd}_2\text{Fe}_{14}\text{B}$ ,  $\text{SmTiFe}_{11}$ . Эти магниты достаточно дорогие, поэтому их применяют для изготовления небольших сепараторов с малым шагом полюсов для обогащения мелкодробленых продуктов.

Для увеличения магнитной силы между основными полюсами устанавливают дополнительные контрмагниты (магнитные клинья) из материалов с повышенной энергией для выталкивания магнитного поля в рабочую зону. При этом смежные стороны основного и дополнительного полюсов однополярны. Это повышает напряженность магнитного поля и магнитную силу на поверхности барабана и в рабочей зоне. Кроме того, использование корректирующих магнитов позволяет получить более равномерную картину магнитного поля на поверхности барабана (над полюсами и в межполюсных зазорах).

Таким образом, на магнитную силу притяжения открытой многополюсной системы влияют следующие параметры: напряженность магнитного поля на поверхности полюса  $H_0$ , полюсный шаг  $S$ , расстояние от поверхности полюса до границы частицы  $\Delta$ . Среди характеристик разделяемого сырья на величину магнитной силы влияют размер (высота) частицы  $d$  и удельная магнитная восприимчивость  $\chi$ , которая во многом определяет возможность магнитного обогащения.

### **Магнитное поле сепараторов для слабомагнитных руд с замкнутыми магнитными системами**

Магнитная сила сепараторов с замкнутыми магнитными системами (см. рис. 2.2, б) характеризуется высотой  $l$  (рабочим зазором или расстоянием между полюсами) и длиной  $L$  рабочей зоны, формой полюсов рабочего элемента (валка, ролика, диска и др.). Магнитное поле сепараторов с замкнутыми системами характеризуется большой неоднородностью поля, позволяющей достигать высокие значения магнитной силы. Неоднородность поля достигается применением полюсов с малым радиусом кривизны.

Наибольшее распространение в сепараторах получило применение сочетания одной многозубчатого полюса с зубцами прямоугольного и треугольного сечений (вращающийся валок, ролик и др.) и противопоставленного ему неподвижного плоского полюса или полюса с выемками (рис. 2.4).

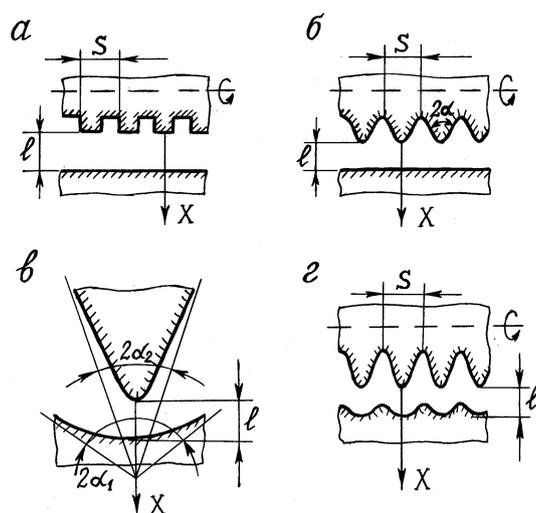


Рис. 2.4. Форма полюсов, применяемых в замкнутых магнитных системах сепараторов для слабомагнитных руд:

*а* – сочетание многозубчатого полюса с зубцами прямоугольного сечения и плоского; *б* сочетание многозубчатого полюса с зубцами треугольного сечения и плоского; *в* сочетание выпуклого и вогнутого гиперболических полюсов; *г* сочетание многозубчатого полюса с зубцами треугольного сечения и полюса с выемками.

$S$  – шаг зубцов;  $l$  – расстояние между полюсами;  $\alpha$  - угол заострения зубца;  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$  – половины углов между асимптотами вогнутого и выпуклого гиперболических полюсов

Треугольное сечение зубцов валка сепаратора позволяет получить более высокое значение магнитной силы ( $H_{grad}H$ ) по сравнению с прямоугольной формой сечения зубцов. Прямоугольное сечение зубцов валка применяют, когда это необходимо по конструктивным соображениям, например, в сепараторах с верхним питанием для обеспечения гладкой поверхности валка. Последнее достигается чередованием на валу железных и немагнитных колец с прямоугольным сечением, что соответствует прямоугольному сечению зубцов.

Использование неподвижного полюса с выемками напротив многозубчатого полюса приводит к повышению неоднородности магнитного поля и величины  $H_{grad}H$  по сравнению с плоским неподвижным полюсом.

При треугольном сечении зубцов на величину  $H_{grad}H$  оказывают влияние угол заострения зубцов  $2\alpha$  и радиус закругления края зубцов. Угол заострения зубцов обычно принимают равным  $45-50^\circ$ , а радиус закругления края зубцов –  $0,1S$  (см. рис.2.4).

Шаг зубцов  $S$  и расстояние  $l$  между полюсами оказывают существенное влияние на магнитную силу. При  $l \leq 0,5S$  магнитное поле будет неоднородно и будет достигнуто высокое значение  $H_{grad}H$ . При  $l \geq 0,5S$  магнитное поле станет однородным на участке, прилегающем к плоскому полюсу.

Неоднородность магнитного поля создает также кривизна валка, ролика, характеризующаяся радиусом  $R$ . Уменьшение радиуса ролика приведет к

некоторому повышению магнитной силы. Однако с уменьшением радиуса валка (ролика) снизится длина рабочей зоны  $L$  (см. рис. 2.2). Кроме того, основную неоднородность поля создают зубцы валка, а не радиус валка. На практике применяют валки и ролики диаметром от 100 до 380 мм.

### **Классификация минералов по магнитным свойствам**

По величине магнитной восприимчивости минералы делятся на три группы: сильномагнитные или ферромагнитные ( $\chi > 3,8 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$ ); слабомагнитные или парамагнитные ( $7,5 \cdot 10^{-6} > \chi > 1,26 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$ ); немагнитные ( $\chi < 1,26 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$ ) и диамагнитные ( $\chi < 0$ ).

К сильномагнитным минералам относятся магнетит  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , маггемит  $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ , франклинит  $(\text{Zn}, \text{Mn})\text{Fe}_2\text{O}_4$ , пирротин  $\text{Fe}_n\text{S}_{n+1}$  и др. Сильномагнитные минералы обогащаются в сепараторах со слабым магнитным полем с напряженностью до 160 кА/м.

Магнитная восприимчивость слабомагнитных минералов во много раз меньше, чем у сильномагнитных, поэтому их обогащают в сепараторах с сильным полем с напряженностью от 280 до 1600 кА/м. К слабомагнитным минералам относятся оксиды, гидроксиды и карбонаты железа и марганца, ильменит, вольфрамит, гранат и др. Нижний предел величины удельной магнитной восприимчивости слабомагнитных минералов, которые можно обогащать магнитным методом, снижается с разработкой сепараторов с более сильным магнитным полем.

Немагнитные минералы магнитным способом не обогащаются, но их можно обогащать по плотности феррогидростатической сепарацией.

### **Определение магнитных свойств минералов**

Определение магнитной восприимчивости минералов основано на взвешивании образцов, помещённых в магнитное поле. Чем больше прирост “массы” образца в магнитном поле, тем выше его магнитные свойства.

Для определения магнитной восприимчивости слабомагнитных минералов применяют пондеромоторный метод, предложенный Фарадеем. Магнитную восприимчивость образца определяют косвенным методом – сравнивают магнитные силы, действующие на исследуемый образец и эталон.

Установка для определения магнитной восприимчивости пондеромоторным методом состоит из электромагнита 4 и весов 1, которыми измеряется сила притяжения исследуемых образцов (рис. 3.2, а). Электромагнит имеет полюса со скошенными поверхностями, создающими изодинамическое поле ( $H \text{grad} H = \text{const}$ ). Все части весов установки изготавливаются из немагнитного материала. Между весами и электромагнитом устанавливается ферромагнитная плита 2 для экранирования магнитного поля.

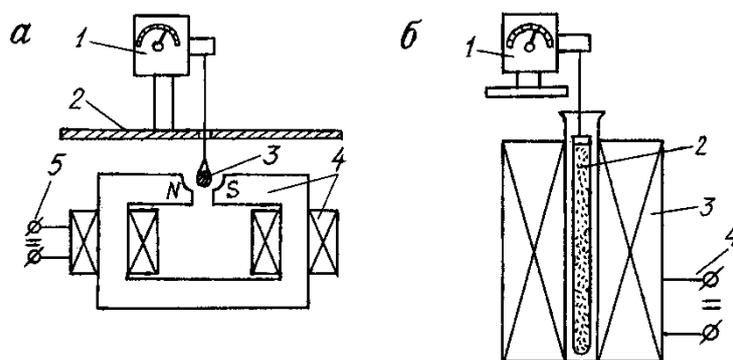


Рис. 3.2. Установки для определения магнитных свойств:

*а* – слабомагнитных минералов: 1 – весы; 2 – ферромагнитный экран; 3 – колбочка с образцом; 4 – электромагнит; 5 – источник постоянного тока; *б* – сильномагнитных минералов: 1 – весы; 2 – стеклянный цилиндр с образцом; 3 – электромагнит (соленоид); 4 – источник постоянного тока

Порошок слабомагнитного материала насыпают в стеклянную колбочку до метки и помещают в зазор между полюсами. После этого включают заданный ток в обмотке электромагнита и определяют “массу” образца в магнитном поле. То же самое выполняется с колбочкой, заполненной эталоном. В качестве эталона используются чистые минералы или химические соединения, например пирофосфат марганца  $Mn_2P_2O_7$  ( $\chi=8,3 \cdot 10^{-7}$  м<sup>3</sup>/кг), хлористый марганец  $MnCl_2$  ( $\chi=14,45 \cdot 10^{-7}$  м<sup>3</sup>/кг), фтористый кобальт  $CoF_2$  ( $\chi=9,55 \cdot 10^{-7}$  м<sup>3</sup>/кг). Кроме взвешивания образца и эталона в магнитном поле выполняются взвешивания при выключенном электромагните.

Измерения выполняют три-четыре раза, а затем по средним значениям рассчитывают удельную магнитную восприимчивость образца по формуле

$$\chi_{об} = \chi_{эт} m_{эт} \Delta m_{об} / (m_{об} \Delta m_{эт}), \quad (3.10)$$

где  $\chi_{эт}$  – удельная магнитная восприимчивость эталона, м<sup>3</sup>/кг;  $m_{эт}$  – масса эталона, кг;  $m_{об}$  – масса образца, кг;  $\Delta m_{об}$  – кажущийся прирост массы образца в магнитном поле, кг;  $\Delta m_{эт}$  – кажущийся прирост массы эталона в магнитном поле, кг.

Для определения магнитной восприимчивости сильномагнитных минералов применяют метод Гюи. Он основан на измерении силы, действующей на измельченный образец, помещенный в длинный стеклянный цилиндр. Стеклянный цилиндр помещается в соленоидную катушку так, что один конец будет находиться в сильном магнитном поле, а другой в слабом (рис. 3.2, б). При этом цилиндр будет втягиваться в соленоид с усилием, зависящим от магнитных свойств образца.

Магнитная сила, втягивающая цилиндр внутрь катушки

$$F_m = g \Delta m = 0,5 \mu_0 \chi \rho_n S (H^2 - H_1^2), \quad (3.11)$$

где  $g$  – ускорение свободного падения, м/с;  $\Delta m$  – кажущийся прирост массы образца в магнитном поле, кг;  $\chi$  удельная магнитная восприимчивость образца, м<sup>3</sup>/кг;  $\rho_n$  насыпная плотность образца, кг/м<sup>3</sup>;  $S$  – площадь сечения

образца, м<sup>2</sup>;  $H, H_1$  – напряжённость сильного и слабого магнитных полей, А/м.

При достаточно большой длине цилиндра его верхний край удалён от полюсов магнитной системы на большое расстояние ( $H_1=0$ ). Учитывая, что  $m=\rho_H Sl$ , заменим в формуле (3.11)  $\rho_H S$  на  $m/l$ , где  $m$  – масса образца, кг;  $l$  – длина образца в трубке, м. Из равенства (3.11) найдем величину  $\chi$ :

$$\chi=2lg\Delta m/(\mu_0 H^2 m). \quad (3.12)$$

Задача эксперимента заключается в определении  $\Delta m$  и последующих расчётах по формуле (3.12).

Этот метод позволяет определить не только удельную магнитную восприимчивость, но и значения намагниченности с магнитной индукцией образца для построения петли гистерезиса. Для этого необходимо выполнить измерения  $\chi$  при последовательном изменении  $H$  поля от 0 до  $+H_{\max}$ , затем до  $H_{\min}$  и обратно. Далее выполняется переход от значений магнитной восприимчивости к намагниченности и индукции ферромагнитного тела по следующим формулам:

$$I=\alpha H=\chi\rho H; \quad (3.13)$$

$$B=\mu_0(H+NI), \quad (3.14)$$

#### Магнитные свойства магнетита

Магнитные свойства магнетита зависят от напряжённости внешнего магнитного поля и от формы образца.

В табл. 3.2 приведены результаты измерений магнитных свойств вещества магнетит Высокогорского месторождения на установке исключающей размагничивающее влияние полюсов исследуемых образцов. Из данных табл. 3.2 видно, что максимальные значения удельной магнитной восприимчивости достигаются в поле с напряжённостью 8 кА/м и составляют  $18,73 \cdot 10^{-4}$  ( $27,48 \cdot 10^{-4}$ ).

Сепарация магнетита осуществляется в магнитных полях с напряжённостью 60 – 120 кА/м. В этом диапазоне полей удельная магнитная восприимчивость вещества магнетит составляет в среднем  $8 \cdot 10^{-4}$  м<sup>3</sup>/кг.

Единичные частицы магнетита, обычно несколько вытянуты в одном направлении, поэтому для них коэффициент размагничивания  $N$  принимают равным 0,16. Для единичных частиц магнетита при их плотности 5000 кг/м<sup>3</sup> удельная магнитная восприимчивость тела, рассчитанная по формуле (3.9), в поле 60 – 120 кА/м равна  $5 \cdot 10^{-4}$  м<sup>3</sup>/кг.

Таблица 3.2. Удельная магнитная восприимчивость вещества магнетит [1]

Напряжённость Намагничивающего поля $H$ , кА/м	Удельная магнитная восприимчивость $\chi \cdot 10^{-4}$ , м <sup>3</sup> /кг	
	по Г. Н. Петровой	по В. Х. Готшалку

240	-	3,46
160	-	5,00
96	-	7,59
64	9,53	10,00
48	11,13	11,72
32	15,25	14,03
24	18,00	15,31
16	22,45	16,88
8	27,48	18,73
4	16,50	18,00
2	14,00	18,00

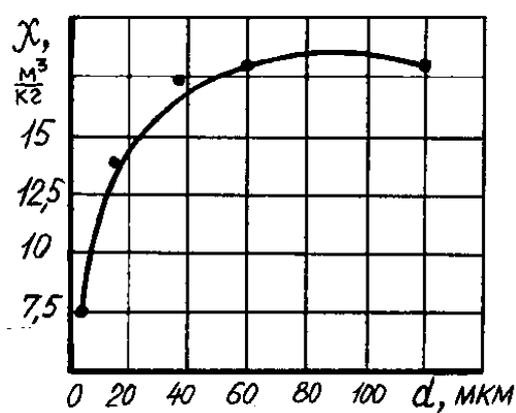


Рис. 3.3. Зависимость удельной магнитной восприимчивости магнетита от крупности частиц (по В. Х. Готшалку)

Для более мелких и тонких частиц, образующих в магнитном поле вытянутые пряди ( $N \approx 0$ ), удельная магнитная восприимчивость тела и вещества равны и составляют в среднем  $8 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{кг}$ .

Магнитные свойства магнетита зависят от крупности частиц (рис. 3.3). С уменьшением крупности зёрен магнетита от 0,04 мм его магнитная восприимчивость снижается более чем в два раза с  $17,7 \cdot 10^{-4}$  до  $7,5 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{кг}$  [1].

Удельная магнитная восприимчивость куска руды, содержащего определённое количество магнетита, зависит практически только от процентного содержания в нём магнетита.

Объёмную магнитную восприимчивость сростка магнетита с другими минералами можно рассчитать по формуле

$$\alpha_{\text{ср}} \approx 10^{-4} \alpha^2 \alpha_0, \quad (3.15)$$

где  $\alpha_{\text{ср}}$  объёмная магнитная восприимчивость сростка;  $\alpha$  содержание магнетита в сростке, %;  $\alpha_0$  объёмная магнитная восприимчивость частиц чистого магнетита.

Удельную магнитную восприимчивость сростков магнетита с другими

минералами для отдельных сростков и для мелких и тонких зёрен, образующих пряди, можно рассчитать по формулам:

$$\chi_{\text{ср}} \approx 1,13 \cdot 10^{-5} \alpha^2 / (127 + \alpha); \quad (3.16)$$

$$\chi_{\text{ср}} \approx 1,8 \cdot 10^{-5} \alpha^2 / (127 + \alpha). \quad (3.17)$$

Формулы (3.16) и (3.17) получены после преобразования формулы (3.15) при плотности магнетита, равной  $5000 \text{ кг/м}^3$ , и плотности породы, равной  $2800 \text{ кг/м}^3$ . Удельная магнитная восприимчивость (тела) магнетита в формуле (3.16) принята равной  $5 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{кг}$ , а в формуле (3.17) –  $8 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{кг}$ .

#### Магнитная восприимчивость различных минералов

Пирротин, относящийся к сильномагнитным минералам, имеет удельную магнитную восприимчивость  $7 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$  в поле  $24 \text{ кА/м}$ . Удельная магнитная восприимчивость ферросилиция, применяющегося при тяжелосредном обогащении, зависит от процентного содержания в нём железа и составляет от  $8 \cdot 10^{-5}$  до  $7 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{кг}$ .

В отличие от сильномагнитных минералов магнитные свойства слабомагнитных минералов не зависят от формы частиц и напряжённости намагничивающего поля.

Наиболее полно изучены магнитные свойства марганцевых и железных слабомагнитных минералов. Значения удельной магнитной восприимчивости слабомагнитных марганцевых, железных и других минералов приведены в табл. 3.3 3.5 [1, 2, 3, 4].

Таблица 3.3. Удельная магнитная восприимчивость марганцевых минералов

Минералы	Содержание в чистом минерале Mn, %	Удельная магнитная восприимчивость, $10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$
Пирролюзит ( $\text{MnO}_2$ )	63,1	3,8
Манганит ( $\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ )	62,5	6,2
Гаусманит ( $\text{Mn}_3\text{O}_4$ )	72,0	7,2
Вернадит ( $\text{MnO}_2 \cdot m\text{H}_2\text{O}$ )	До 52,1	5,2
Землистые разности псиломелана Вад ( $n\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{MnO}_2 \cdot m\text{H}_2\text{O}$ )	До 49,6	6,5
Псиломелан плотный ( $n\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{MnO} \cdot m\text{H}_2\text{O}$ )	До 49,6	8-8,5
Браунит ( $\text{Mn}_2\text{O}_3$ )	69,6	15,3
Псиломелан неплотный ( $n\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{MnO} \cdot m\text{H}_2\text{O}$ )	До 49,6	10-12
Родохрозит ( $\text{MnCO}_3$ ) и манганокальцит	42	17,2

Таблица 3.4. Удельная магнитная восприимчивость некоторых минералов

Минералы	Удельная магнитная восприимчивость, $10^{-7}$ м <sup>3</sup> /кг
<u>Сильномагнитные</u>	
Маггемит ( $\gamma$ -Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	5000-6000
Титаномагнетит (Fe(Fe <sup>3+</sup> ,Ti) <sub>2</sub> O <sub>4</sub> )	3000-4000
Пирротин (Fe <sub>n</sub> S <sub>n+1</sub> )	63-700
<u>Слабомагнитные</u>	
Амфибол (2,11 % Fe)	11,3
Биотит	5-6,5
Вольфрамит	8,3-11,9
Глауконит	7,9
Гюбнерит	10,3
Гранат (21,7 % Fe)	20
Гранат	7,9
Доломит	До 3,4
Ильменит	14,2-33
Монацит	1,8
Мусковит, биотит	0,5-3
Пироксен (3,05 % Fe)	8,2
Роговая обманка	0,5-3
Ставролит	4,6
Тальк (2,2 % Fe)	2,8
Халькопирит	1-2
Эгирин (19,7 % Fe)	10,7
<u>Немагнитные минералы</u>	
Апатит	0,126
Дистен	0,5
Касситерит	0,6
Кальцит	-0,05
Кварц	-0,02+0,1
Пирит	0,1
Полевой шпат	0,63
Рутил	0,2-0,6
Танталит-колумбит	0,2-1,1
Турмалин	0,1-1,25
Циркон	-0,1+0,4

Таблица 3.5. Удельная магнитная восприимчивость слабомагнитных железных минералов

Минералы	Содержание в чистом минерале Fe, %	Удельная магнитная восприимчивость, $10^{-7}$ м <sup>3</sup> /кг
Мартит (Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	70	До ≈88
Мартит с большой примесью гематита		До ≈44
Железистая слюдка-спекулярит (Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	70	До ≈37
Гематит (Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	70	От 8,8 до 22
Сидерит (FeCO <sub>3</sub> )	70	≈7,5
Бурый железняк ( $n$ Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> · $m$ H <sub>2</sub> O)	48,2	От 4 до 9
Гетит (FeO·OH)	До 60	≈3,2
Лимонит (Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> · $n$ H <sub>2</sub> O)	62,9	2-3

Влияние магнитных свойств разделяемых частиц на процесс магнитного обогащения

Магнитная восприимчивость извлекаемых в магнитный продукт частиц определяет выбор напряжённости магнитного поля сепаратора (со слабым или с сильным полем).

Мелкие и тонкие частицы магнетита или другого сильномагнитного материала в магнитном поле образуют флокулы и пряди, ориентируемые вдоль магнитных силовых линий. Коэффициент размагничивания прядей меньше, чем у отдельной частицы, а удельная магнитная восприимчивость – больше. Магнитные пряди и флокулы образуются вследствие наличия остаточной намагниченности и коэрцитивной силы у сильномагнитных минералов после прохождения через магнитное поле.

Образование магнитных прядей из сильномагнитных частиц положительно сказывается на извлечении тонких частиц, так как магнитная восприимчивость пряди выше, чем у отдельной частицы. Кроме того, сопротивление водной среды при перемещении пряди к полюсам сепаратора ниже, чем у отдельных частиц (при мокром обогащении).

С другой стороны, образование прядей и флокул снижает качество железных концентратов, так как в пряди “захватываются” немагнитные мелкие частицы, трудно удаляемые при сепарации.

Свойство сильномагнитных измельчённых частиц образовывать флокулы и пряди по-разному влияет на различные технологические операции схем обогащения.

Явление магнитной флокуляции отрицательно сказывается при классификации магнетитовых продуктов, так как флокулы попадают в пески и далее в мельницу. Кроме того, более крупные и тяжёлые флокулы оседают на дно спиральных классификаторов, затрудняя процесс классификации. Большое содержание магнитных флокул в железных концентратах также отрицательно сказывается на процесс их фильтрования, снижая производительность фильтров и повышая влажность осадка.

Для повышения эффективности процессов классификации намагниченных пульп и фильтрования железных концентратов эти продукты подвергают размагничиванию с целью дефлокуляции частиц магнетита. Размагничивание продуктов осуществляют в переменном магнитном поле в размагничивающих аппаратах.

Явление магнитной флокуляции используется при сгущении магнетитовых концентратов и при дешламации магнетитовых промпродуктов и концентратов. В первом случае флокуляция увеличивает скорость осаждения сильномагнитных частиц, во втором – дополнительно способствует удалению в слив тонких шламистых частиц, повышая содержание железа в песках.

Для образования флокул пульпу перед сгущением намагничивают в специальных аппаратах или создают магнитное поле в обесшламливающих аппаратах – дешламаторах или гидроциклонах.

**Контрольные вопросы:**

1. Что такое объёмная магнитная восприимчивость тела?
2. Приведите классификация минералов по магнитным свойствам?
3. В чем заключается сущность магнитного обогащения?
4. Аппараты применяемые для магнитного обогащения?
5. В каких случаях применяются магнитные методы обогащения?
6. Основные параметры магнитного обогащения?
7. В чем заключается сущность магнитного обогащения?
8. Аппараты применяемые для магнитного обогащения?

## Лекция №47.

### Тема: Виды магнитных сепараторов.

#### План:

1. Классификация и обозначение магнитных сепараторов
2. Сепараторы со слабым магнитным полем для сухого и мокрого обогащения сильномагнитных руд и железоотделители
3. Сепараторы с сильным магнитным полем для сухого и мокрого обогащения слабомагнитных руд

**Ключевые слова:** магнитный сепаратор, сепараторы для сухого обогащения, сепараторы для мокрого обогащения, магнитные свойства минералов, объемная магнитная восприимчивость тела, петля гистерезиса, коэффициент размагничивания.

#### Классификация и обозначение магнитных сепараторов

Магнитное обогащение осуществляется в магнитных сепараторах, характерной особенностью которых является наличие в их рабочей зоне магнитного поля, образуемого электромагнитной системой или системой из постоянных магнитов.

Магнитные сепараторы имеют следующие основные узлы.

1. Магнитная система. 2. Питатель для подачи материала (в сухих сепараторах он обычно бывает механическим). 3. Транспортирующее устройство для перемещения исходного продукта в зону разделения и удаления магнитных частиц (барабан, валок, ролик, конвейерная лента и др.). Таких устройств в одном сепараторе может быть несколько, соединенных последовательно для повышения производительности или параллельно для перечистки магнитного или немагнитного продуктов либо их обоих. 4. Короб с разделительными шиберами (при сухом обогащении) или ванна (при мокром обогащении) для сбора и разгрузки продуктов разделения. 5. Панель управления с пускорегулирующими и контрольно-измерительными устройствами.

По напряженности и силе магнитного поля  $H_{grad}H$  сепараторы делятся на две группы: 1 сепараторы со слабым магнитным полем; 2 сепараторы с сильным магнитным полем. Эта классификация является основной и одновременно является классификацией по виду перерабатываемых продуктов. Первая группа аппаратов предназначена для обогащения сильномагнитных руд ( $H$  до 160 кА/м). Вторая группа аппаратов применяется для сепарации слабомагнитных руд ( $H$  до 1600 кА/м).

По типу среды, в которой осуществляется разделение, сепараторы делятся на аппараты для сухого и мокрого обогащения. Максимальная крупность частиц руды для сепараторов второй группы обычно не превышает 3 мм.

По способу подачи исходного сырья в рабочую зону сепараторы подразделяются на два: сепараторы с верхней подачей исходного материала и с нижней подачей. В первой группе аппаратов разделяемый продукт подается непосредственно на транспортирующее устройство (барабан, ролик, шкив и др.), которое впоследствии и удаляет из рабочей зоны только магнитный продукт. Во второй группе аппаратов разделяемый материал транспортируется в зону разделения одним устройством, а для извлечения магнитной фракции и выделения её в отдельный приемник применяется магнитная система и транспортирующее устройство, расположенные над перемещающимся исходным материалом. Сепараторы с верхней подачей применяются преимущественно для крупного и зернистого материала, а с нижней подачей для более мелкого. Для первой группы аппаратов характерно более высокое извлечение магнитных частиц при меньшем качестве магнитного продукта, по сравнению с аппаратами второй группы.

По направлению движения исходного продукта и продуктов разделения сепараторы с нижней подачей материала делятся на прямоточные, противоточные и полупротивоточные.

В прямоточных сепараторах исходный и немагнитный продукты движутся в одном направлении, а угол между траекториями движения магнитного и немагнитного продуктов менее  $90^{\circ}$  (рис. 4.1, а). В противоточных сепараторах исходный и немагнитный продукты движутся в одном направлении, а магнитный продукт – в противоположном. Угол между траекториями движения магнитного и немагнитного продуктов более  $90^{\circ}$  (рис. 4.1, б). В полупротивоточных сепараторах исходный продукт в виде пульпы подаётся снизу под давлением, а магнитный и немагнитный продукты движутся в разные стороны. Угол между траекториями движения магнитного и немагнитного продуктов равен  $180^{\circ}$  (рис. 4.1, в).

Прямоточный и противоточный режимы разделения могут быть осуществлены в мокрых и сухих магнитных сепараторах, полупротивоточный режим – только в мокрых.

По типу чередования полюсов открытой многополюсной системы сепараторы делятся на аппараты без магнитного перемешивания и с магнитным перемешиванием.

У аппаратов без магнитного перемешивания полюса чередуются по длине барабана. У аппаратов с магнитным перемешиванием полюса чередуются по периметру барабана (по ходу движения материала).

Для первой группы аппаратов характерно более высокое извлечение магнитных частиц при меньшем качестве магнитного продукта, по сравнению с аппаратами второй группы. С целью уменьшения загрязнения магнитного продукта немагнитными частицами применяют открытые магнитные системы с чередованием полюсов в направлении движения исходного продукта, что способствует разрушению флокул и прядей.

По типу магнитной системы сепараторы делятся на аппараты с электромагнитной системой и с системой из постоянных магнитов. Первые

аппараты потребляют дополнительную электроэнергию для питания электромагнитной системы и требуют пускорегулирующую аппаратуру, но позволяют получить более высокое значение магнитной силы. Сепараторы с магнитными системами из постоянных магнитов более надёжны в работе и дешевле в эксплуатации (отсутствует обмотка электромагнита).

По виду рабочей зоны разделения сепараторы делятся на аппараты с открытой и с замкнутой рабочей зоной и с зоной разделения, заполненной полиградиентной средой (ферромагнитными телами-носителями). К первым относятся сепараторы с открытыми многополюсными системами, ко вторым сепараторы с замкнутыми системами, к третьим – высокоградиентные (полиградиентные) сепараторы. Первые характеризуются расположением рабочей зоны разделения с одной стороны от всех полюсов, вторые – расположением рабочей зоны между полюсами (см. рис. 2.2). Полиградиентные сепараторы характеризуются использованием для создания высокоградиентных полей специальных матриц, заполненных ферромагнитными носителями и помещаемых во внешнее магнитное поле.

Крупность разделяемого материала в аппаратах с открытой многополюсной системой практически не ограничена (ограничения имеются у конкретных типов аппаратов для обеспечения возможности транспортирования материала). В аппаратах с замкнутыми системами, где разделение происходит в межполюсном зазоре, крупность обогащаемого материала ограничена зазором, который определяет магнитную силу (его величина обратнопропорционально влияет на извлекающую силу). Крупность обогащаемого материала полиградиентных сепараторов ещё ниже, так как она ограничена зазорами между ферромагнитными телами.

Полиградиентные сепараторы и сепараторы с замкнутыми магнитными системами позволяют получить более высокое значение магнитной силы, но имеют меньшую рабочую зону (по длине и высоте) и как следствие меньшую производительность.

По конструкции устройства для выделения магнитного продукта сепараторы делятся на барабанные, валковые, роликовые, дисковые, ленточные, шкивные, роторные и др.

Один сепаратор может иметь несколько рабочих устройств, например двухбарабанный сепаратор, восьмивалковый сепаратор.

### **Обозначение магнитных сепараторов**

Магнитные сепараторы обозначаются основными тремя буквами и двумя цифрами.

Первая буква – тип магнитной системы: Э – электромагнитная система; П – система из постоянных магнитов.

Вторая буква – конструкция устройства для выделения магнитного продукта: Б – барабан; В – валок; Р ротор (реже – ролик); Д – диск; Л – лента и др.

Третья буква – тип среды: С – сухой; М – мокрый.

Дополнительно может использоваться четвёртая буква: Ц – центробежный сепаратор; Ш – шариковый и др.

Две цифры в обозначении используются для барабанных и валковых сепараторов. Первая цифра – диаметр рабочего устройства, вторая – длина. Размеры рабочих устройств – в сантиметрах. После буквенного обозначения может стоять одна цифра, характеризующая модель аппарата.

Для сепараторов с несколькими рабочими устройствами перед буквами стоит цифра, указывающая количество этих устройств.

Мокрые барабанные сепараторы с нижней подачей дополнительно обозначаются через тире буквами, характеризующими направление движения продуктов (тип ванны): без буквы – прямоточный; П – противоточный; ПП – полупротивоточный; ППЦ – полупротивоточный с частичной циркуляцией магнитного продукта.

#### Примеры обозначения магнитных сепараторов

ЭБС-80/170 – электромагнитная система; барабанный сепаратор; сухой; диаметр барабана 80 см; длина барабана 170 см.

2ПБС-90/250 – система из постоянных магнитов; барабанный сепаратор; сухой; диаметр барабана 90 см; длина барабана 250 см; число барабанов 2.

ПБМ-П-90/250 – система из постоянных магнитов; барабанный сепаратор; мокрый; диаметр барабана 90 см; длина барабана 250 см; противоточный.

ПБМ-ППЦ-120/300 – система из постоянных магнитов; барабанный сепаратор; мокрый; диаметр барабана 120 см; длина барабана 300 см; полупротивоточный с частичной циркуляцией магнитного продукта.

4ЭВС-36/100 электромагнитная система; валковый сепаратор; сухой; диаметр валка 36 см; длина валка 100 см; число валков 4.

ЭБШМ-120/250 электромагнитная система; барабанный шариковый сепаратор; мокрый; диаметр барабана 120 см; длина барабана 250 см.

ПБСЦ-63/50 система из постоянных магнитов; барабанный центробежный сепаратор; сухой; диаметр барабана 63 см; длина барабана 50 см.

Для магнитного обогащения полезных ископаемых предложено и разработано много типов сепараторов, отличающихся друг от друга как принципом работы, так и конструктивными особенностями. Предприятия, изготавливающие магнитные сепараторы и железоотделители, могут использовать свои обозначения, но, как правило, в обозначении имеется характеристика данного сепаратора.

### **Сепараторы со слабым магнитным полем для сухого и мокрого обогащения сильномагнитных руд и железоотделители**

Сепараторы для сухого обогащения руд. К данной группе аппаратов относятся барабанные и шкивные сепараторы типа ПБС, ЭБС, шкивные сепараторы (типа Ш).

Особенностью данного типа аппаратов является рабочий орган, выполненный в виде вращающегося барабана, внутри которого расположена неподвижная магнитная система в виде сектора (рис. 4.2). Полюса магнитной системы могут чередоваться как по длине барабана, так и по периметру. Магнитная система может быть как электромагнитной, так и из постоянных магнитов, причём последняя находит всё большее применение. Способ подачи материала может быть любым, но чаще – верхний. Рабочая зона разделения открытая, поэтому крупность исходного материала для сепараторов с верхней подачей практически не ограничена (до 100 мм).

Исходный материал подаётся на барабан или на бесконечную ленту, охватывающую магнитный и натяжной барабан. В последнем случае сепаратор называется шкивным. Магнитная система у шкивного сепаратора может вращаться вместе с барабаном и располагаться по всему периметру последнего. В месте схода ленты с магнитного барабана осуществляется разгрузка магнитного продукта.

*Основное применение* сепараторов для сухого обогащения – предварительное обогащение крупнокусковой магнетитовой руды с целью вывода из процесса перед измельчением отвальных хвостов. Иногда с помощью сухой магнитной сепарации получают конечные концентраты. Кроме того, с помощью сухой магнитной сепарации можно осуществлять разделение руды на два типа с целью последующей раздельной их переработкой.

Крупность исходной руды достигает 100 мм, но как правило менее 30 мм. Часто руду перед сепарацией делят на 2 класса с последующим раздельным магнитным обогащением. Большая крупность исходного продукта, даже при монослойной его подаче, позволяет получить высокие значения производительности.

Технические характеристики некоторых типов барабанных сепараторов приведены в табл. 4.1.

Напряжённость магнитного поля сепараторов в системе СИ измеряется в А/м (кА/м), но часто пользуются Эрстедами (Э). Для перевода кА/м в Э и обратно пользуются соотношением  $1 \text{ А/м} = 4\pi \cdot 10^{-3} \text{ Э}$  или  $1 \text{ А/м} \approx 1/80 \text{ Э}$ . Например,  $2000 \text{ Э} = 160000 \text{ А/м}$  ( $2000 \cdot 80 = 160000$ );  $1360 \text{ кА/м} = 17000 \text{ Э}$  ( $1360 \cdot 1000/80$ ).

Рассмотрим конструкцию и принцип работы барабанных сепараторов на примере аппаратов, приведённых на рис. 4.2.

Сепаратор ЭБС-80/170 (см. рис. 4.2, а) предназначен для сухого магнитного обогащения магнетитовых руд крупностью –15+0 мм. Магнитная система сепаратора электромагнитная с чередованием

Таблица 4.1. Технические характеристики сепараторов типа ПБС, ЭБС

Параметры	ЭБС-90/100	ЭБС-80/170	ПБС-63/100 (ПБСЦ)	ПБС-90/200 (ПБСЦ)	4ПБС-63/200
Размер барабана, мм:					

диаметр	900	800	630	900	600
длина	1000	1700	1000	2000	2000
Число барабанов	1	1	1	1	4
Крупность обогащаемой руды, мм, не более	50	15			50
Производительность, т/ч	60	100			400
Напряжённость поля на поверхности барабанов, кА/м:	110-120	190	85	100	80-88
верхних	-	-	-	-	110
нижних					
Частота вращения барабанов, мин <sup>-1</sup> :	25	34	54-300	-	49-102
верхних	-	-	-	-	31-49
нижних					
Мощность возбуждения поля, кВт	5,5	6,4	-	-	-
Номинальная мощность привода и питателя, кВт	1,1	3	5,5	-	7,6
Габаритные размеры, мм:	2280	3090	1600	-	2710
длина	2440	2515	2400	-	2900
ширина	2795	2030	2000	-	2720
высота	4,7	7,5	2	-	10
Масса, т					

полярности полюсов по длине барабана. Способ подачи исходного материала нижний, направление движения исходного и магнитного продуктов – противоточное.

Исходный продукт из бункера 5 поступает на виброкаскадный питатель 3, выполненный в виде трёх ступенчато расположенных порогов. Это способствует увеличению длины рабочей зоны и постоянному подбрасыванию частиц к барабану, что, в конечном итоге, позволяет более полно извлекать магнитную фракцию. Магнитные частицы притягиваются к неподвижной магнитной системе 2 через вращающийся барабан 1 и транспортируются барабаном 1 против хода движения исходного продукта. В дальнейшем магнитные частицы подымаются барабаном в верхнюю часть, где заканчивается магнитная система, и разгружаются, свободно падая с барабана в свой приёмник. Немагнитные частицы движутся по виброкаскадному питателю 3 до попадания в свой приёмник. Отсос пылевидных частиц осуществляется через аспирационный патрубок 6.

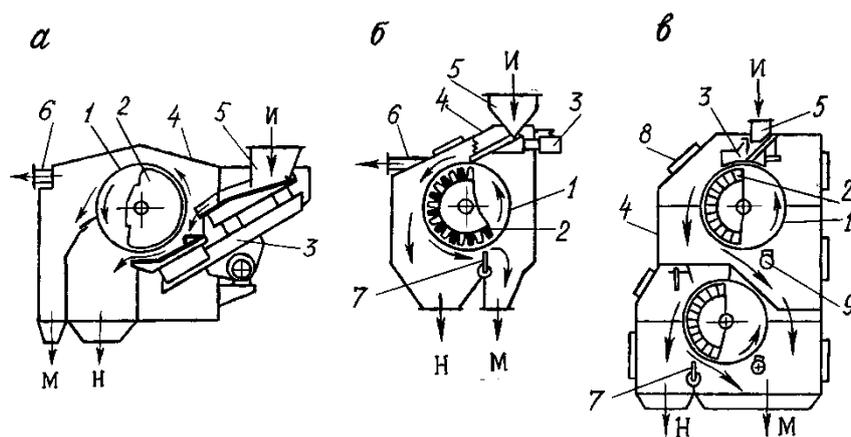


Рис. 4.2. Сепараторы для сухого обогащения сильномагнитных руд:

*а* – ЭБС-80/170: 1-вращающийся барабан; 2 – неподвижная электромагнитная система; 3 – виброкаскадный питатель; 4 – корпус; 5 – бункер исходного продукта; 6 – аспирационный патрубок; *б* – ПБСЦ-63/50: 1-вращающийся барабан; 2 – неподвижная система из постоянных магнитов; 3 – вибропитатель; 4 – корпус; 5 – бункер исходного продукта; 6 – аспирационный патрубок; 7 – делитель (шибер); *в* 2ПБС-90/250: 1-вращающийся барабан (2 шт.); 2 – неподвижная система из постоянных магнитов; 3 – питатель; 4 – корпус; 5 – бункер исходного продукта; 6 – аспирационный патрубок; 7 – делитель (шибер); 8 – смотровой люк; 9 – очиститель барабана.

и – исходный; м – магнитный; н немагнитный

Сепараторы ПБС-63/50 и ПБСЦ-63/50 (см. рис. 4.1, *б*) предназначены для сухого магнитного обогащения мелкодроблёных сильномагнитных продуктов. Магнитная система сепаратора собрана из постоянных магнитов (никель-кобальтовый сплав) с чередованием полюсов по периметру барабана (по ходу движения материала). Способ подачи исходного материала – верхний.

Особенностью сепаратора является малый шаг полюсов – 55 мм и повышенная скорость вращения барабана до  $5 \text{ с}^{-1}$ , что обеспечивает частоту магнитного поля 90 Гц. Большая частота магнитного поля способствует интенсивному магнитному перемешиванию и как следствие получению богатых концентратов. Увеличение скорости вращения барабана позволяет доводить грубозернистые концентраты (крупнее 20 мкм) сухим способом до качества, соответствующего содержанию железа 60 % и более.

Сепаратор выпускается в двух исполнениях: ПБС с частотой вращения барабана  $0,9-2,6 \text{ с}^{-1}$  и ПБСЦ (центробежный) с частотой вращения барабана  $2,6-5 \text{ с}^{-1}$ .

Сепаратор ПБС-63/50 работает следующим образом. Исходный продукт из бункера 5 поступает на вибропитатель 3, служащий для равномерной подачи исходного материала на барабан 1. Магнитные частицы притягиваются к неподвижной магнитной системе 2 через вращающийся барабан 1 и транспортируются последним до участка окончания магнитной системы 2, где магнитные частицы отрываются от барабана 1 и попадают в свой приёмник (см.

рис. 4.2, б). Немагнитные частицы под действием гравитационной и центробежной сил отрываются от барабана раньше магнитных и попадают в свой приёмник. Для очистки барабана от пылевидных частиц в месте окончания магнитной системы устанавливаются очистительные устройства. Отсос пылевидных частиц осуществляется через аспирационный патрубок б.

Для регулирования качества и количества продуктов разделения служит делитель или шибер 7. При повороте шибера влево уменьшается выход немагнитного продукта, снижается содержание магнитных минералов (частиц) в немагнитном и магнитном продуктах. При повороте шибера вправо (см. рис. 4.2, б) уменьшается выход магнитного продукта, повышается содержание магнитных минералов (частиц) в немагнитном и магнитном продуктах.

Аналогично сепаратору ПБС-63/50 работают другие однобарабанные сепараторы с верхней подачей материала типа ПБС, ЭБС и барабанные (шківные) железоотделители, например ЭБС-90/100, ПБС(Ц)-63/100, ПБС(Ц)-63/200, ПБС(Ц)-90/200, Ш-65-63, БЭ-140/100.

Для повышения производительности сепаратора разработаны конструкции многобарабанных сепараторов 4ПБС-63/200 и 2ПБС-90/250. Первый сепаратор имеет два параллельно работающих верхних барабана и два параллельно работающих нижних барабана для перечистки немагнитных продуктов верхних барабанов. У второго сепаратора один барабан вверху и один внизу. Барабаны сепараторов имеют магнитную систему из постоянных магнитов с чередованием полярности по ходу движения материала. Способ подачи исходного материала верхний. Принципы работы сепараторов 4ПБС-63/200 и 2ПБС-90/250 аналогичны.

Сепаратор 2ПБС-90/250 работает следующим образом.

Исходный продукт из бункера 5 самотёком поступает на верхний вращающийся барабан 1. Магнитные частицы притягиваются к неподвижной магнитной системе 2 через вращающийся барабан 1 и транспортируются последним до места окончания магнитной системы 2, где магнитные частицы отрываются от барабана 1 и попадают в приёмник магнитного продукта (см. рис. 4.2, в). Немагнитные и слабомагнитные частицы под действием гравитационной и центробежной сил отрываются от верхнего барабана раньше магнитных и поступают на нижний барабан, где происходит их разделение на промпродукт (магнитный 2) и отвальные хвосты (немагнитный). Сепаратор позволяет получить три продукта: магнитный 1, магнитный 2 и немагнитный. Как правило, магнитный 1 и магнитный 2 объединяют. Для регулирования качества и количества продуктов разделения нижнего барабана служит делитель или шибер 7. Для очистки барабанов от налипших на них мелких частиц служат очистители 9 периодического действия.

Магнитный продукт верхнего барабана более высокого качества по сравнению с магнитным продуктом нижнего барабана. Это достигается более высокой скоростью вращения верхнего барабана и меньшей напряжённостью поля его магнитной системы по сравнению с нижним барабаном.

Средние результаты сравнительных испытаний сепараторов 4ПБС-63/200 и 2ПБС-90/250 на дроблёной магнетитовой руде Соколовско-Сарбайского ГОКа (табл. 4.2) показали преимущество сепаратора 2ПБС-90/250 как технологическое, так и эксплуатационное.

Известны конструкции трёхбарабанных сепараторов, например 3ЭБС-90/100. Этот сепаратор имеет два верхних барабана с пониженной напряжённостью поля, работающих на исходной руде. На

Таблица 4.2. Показатели обогащения дроблёной магнетитовой руды ССГОКа

Показатель	4ПБС-63/200	2ПБС-90/250
Производительность, т/ч	230	510
Выход магнитного продукта, %	79,17	73,55
Массовая доля общего железа, %:		
• в питании	36,04	35,91
• в магнитном продукте	42,02	44,30
• в хвостах	13,31	12,58
Массовая доля магнитного железа в хвостах, %	4,27	3,54
Прирост массовой доли общего железа в магнитном продукте по сравнению с питанием, %	5,98	8,39
Извлечение общего железа в магнитный продукт, %	92,31	90,73

нижний барабан с более высокой напряжённостью поля поступают немагнитные продукты верхних барабанов.

Железоотделители. К этой группе аппаратов относятся железоотделители подвесные с ручной разгрузкой ферромагнитных тел и саморазгружающиеся и барабанные (шкивные).

Особенностью железоотделителей является высокий полюсный шаг, достигающий 0,6 м и более. Благодаря этому удаётся создать магнитные поля высокой напряжённости в больших рабочих объёмах (на значительном расстоянии от полюсов магнитной системы). Магнитная система, как правило, электромагнитная, состоящая из двух полюсов. Способ подачи исходного продукта может быть любым. Масса удаляемых ферромагнитных тел может достигать нескольких килограммов.

*Железоотделители применяются:*

- для переработки вторичных металлов, содержащих ферромагнитные металлы (шлаки, кабельный и радиоэлектронный лом, стружка чёрных и цветных металлов, смешанный лом, твёрдые бытовые отходы и др.);
- очистки немагнитных сыпучих материалов от магнитных примесей (концентраты неметаллических полезных ископаемых, отработанные формовочные пески литейного производства и др.)
- удаления случайных инородных ферромагнитных тел из транспортируемого материала с целью защиты технологического оборудования.

К сепараторам с нижней подачей исходного материала относятся подвесные железотделители. Их подвешивают над конвейером, по которому транспортируется исходный материал. Можно выделить две основные группы подвесных железотделителей: 1 – с ручной разгрузкой извлечённых ферромагнитных тел; 2 саморазгружающиеся ленточные.

К первой группе аппаратов относятся подвесные железотделители типа П100 и П160, ЭЖ-60, ЭЖ-80, ЭЖ-100 (рис.4.3, *а*). Эти аппараты имеют двухполюсную магнитную систему, состоящую из магнитопровода 1, обмоток возбуждения 2 и полюсных наконечников 3. Исходный продукт транспортируется конвейером и проходит под полюсами железотделителя, к которым из потока материала притягиваются ферромагнитные частицы. После определенного промежутка времени железотделитель отводится в сторону, выключается ток, питающий электромагнит, и разгружается магнитный продукт в специальную емкость. Наиболее эффективным режимом работы является кратковременный, когда железотделитель включается от сигнала металлоискателя. Железотделители используются с конвейерами, имеющими ширину ленты 60-160 см (цифра в обозначении соответствует ширине ленты конвейера в сантиметрах). Аппараты такой конструкции следует применять при небольшой доле в исходном продукте ферромагнитных частиц (железа).

Большое распространение получили подвесные ленточные саморазгружающиеся железотделители (рис. 4.3, *б*). К ним относятся ПС-120, ПС-160, ПС-200, ЭЖСот 80 до 200 (цифра в обозначении аппарата соответствует ширине ленты конвейера в сантиметрах, буква С саморазгружающийся). Они применяются для извлечения и удаления ферромагнитных предметов, находящихся в верхней части слоя материала, транспортируемого конвейером.

Подвесные саморазгружающиеся железотделители состоят из транспортера, включающего ведущий 4 и ведомый 3 барабаны, вокруг которых перемещается транспортерная лента 2. Между внутренними поверхностями ленты максимально близко к нижней ее

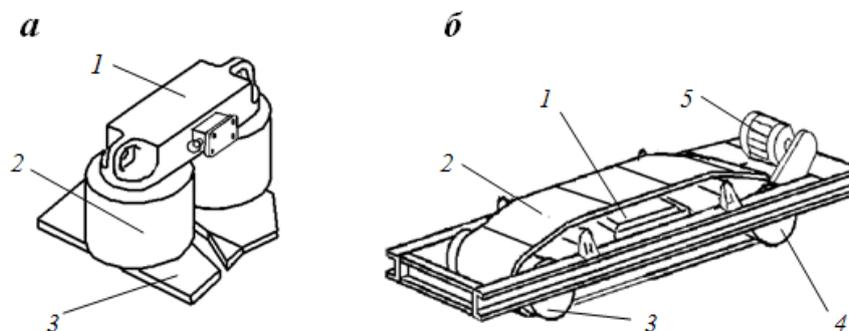


Рис. 4.3. Подвесные железотделители:

*а* – с ручной разгрузкой магнитного продукта типа ЭЖ: 1 – магнитопровод; 2 – обмотки возбуждения; 3 – полюсные наконечники; *б* –

саморазгружающийся типа ЭЖС: 1 – электромагнитная система; 2 – бесконечная лента; 3, 4 – ведомый и ведущий барабаны; 5 – электродвигатель

ветви (между ведущим и ведомым барабанами) расположена плоская магнитная система 1. Ферромагнитные тела притягиваются к магнитной системе и транспортируются лентой до участка окончания магнитной системы, после чего отрываются от ленты и падают в свой приемник. Магнитная система может быть электромагнитной (как у ПС и ЭЖС) или из постоянных магнитов (реже). Подвесные железоотделители с системой из постоянных магнитов более компактны, не требуют расхода электроэнергии для питания обмотки электромагнита, но обладают меньшими извлекающими способностями. Привод разгрузочной ленты у подвесных железоотделителей включается либо вручную по мере накопления ферромагнитных предметов, либо через равные промежутки времени, либо от импульса металлоискателя, установленного перед железоотделителем. Если в разделяемом продукте имеется большое количество ферромагнитных частиц, то привод разгрузочной ленты включен постоянно.

Подвесные ленточные железоотделители подвешиваются над лентой конвейера. Установка железоотделителя должна предусматривать регулировку высоты подвески над лентой конвейера. Для лучшего извлечения ферромагнитных предметов из транспортируемого материала рекомендуется, чтобы лента конвейера под железоотделителем была плоской, что достигается установкой прямых роликоопор конвейера на некотором расстоянии до и после зоны действия магнитного поля железоотделителя. Для уменьшения сопротивления, создаваемого транспортируемым материалом ферромагнитным предметам, находящимся в нижнем слое этого материала, рекомендуется встряхивать участок конвейерной ленты, находящийся под железоотделителем специальными роликоопорами.

Подвесные ленточные железоотделители можно устанавливать над разгрузочным (ведущим) барабаном транспортирующего конвейера по направлению перемещения материала. Транспортируемый материал под железоотделителем по такой схеме установки находится в разрыхленном состоянии и оказывает минимальное сопротивление при извлечении ферромагнитных предметов.

К другой большой группе сепараторов и железоотделителей относятся аппараты барабанного типа.

Сепараторы можно разделить на барабанные, у которых исходный материал питателем подается на барабан, и на шкивные. Шкивной сепаратор представляет собой ведущий (реже – ведомый) барабан ленточного конвейера. Внутри барабана установлена магнитная система. Разделяемый материал у шкивного железоотделителя подается непосредственно на конвейерную ленту, у барабанного сепаратора – на барабан. Шкивные сепараторы, по сравнению с барабанными, имеют несколько большие габаритные размеры, но более простую конструкцию, так как не требуют питателей. Принцип работы

шквивных и барабанных железотделителей аналогичен принципу работы барабанных магнитных сепараторов типа ПБС и ЭБС с верхней подачей материала.

К шквивным сепараторам относятся железотделители типа ШЭ – от 50/63 до 100/140, ЭМШ – от 50/50 до 125/200, к барабанным – БЭ-120/100, БЭ-140/100. Эти аппараты имеют электромагнитную систему.

Магнитная система барабанных и шквивных сепараторов может быть электромагнитной и на постоянных магнитах (реже) с чередованием полюсов вдоль оси барабана перпендикулярно движению материала и реже по его окружности (по ходу движения материала). Например, у вышеперечисленных железотделителей применена секторная электромагнитная система с чередованием полярности вдоль оси барабана.

Барабанные и шквивные сепараторы имеют, как правило, верхнюю подачу исходного продукта. Однако в ряде случаев после определенной конструкторской доработки и поворота магнитной системы их можно устанавливать над конвейером исходного продукта.

В качестве приводного барабана шквивного сепаратора можно использовать барабан (ролик) с закрепленными на его поверхности постоянными магнитами по всей окружности и длине с различным чередованием полярности полюсов. Этот аппарат имеет очень простую конструкцию и может иметь небольшие габаритные размеры. Магнитная система вращается вместе с роликом, к ней притягиваются магнитные частицы и транспортируются лентой в зону разгрузки. Освобождение ленты от ферромагнитных частиц осуществляется на участке, где лента начинает двигаться прямолинейно и отделяться от поверхности приводного барабана шкива.

Сепараторы для мокрого обогащения руд. К этой группе аппаратов относятся барабанные и ленточные сепараторы типа ПБМ, ЭБМ, ЭЛ. Ленточные сепараторы в настоящее время практически не применяются. Способ подачи материала – нижний. По виду разделяемого продукта сепараторы можно разделить на аппараты для обогащения измельчённых магнетитовых руд и регенерации тяжелосредних магнетитовых суспензий.

Разделение осуществляется в водной среде, поэтому крупность исходного продукта, как правило, не превышает 3 мм. Барабанные сепараторы для обогащения руд имеют, как правило, магнитную систему из постоянных магнитов с чередованием полярности по периметру барабана (по ходу движения материала). Магнитная система сепараторов для регенерации тяжелосредних суспензий чаще электромагнитная секторная с чередованием полярности полюсов по длине барабана.

Удельная производительность (на 1 м длины барабана) сепараторов ПБМ при обогащении магнетитовых руд изменяется от 7-10 до 50 т/(ч\*м) и более. Производительность снижается от первых к последним операциям мокрой магнитной сепарации технологической схемы. Удельная производительность

(на 1 м длины барабана) сепараторов ЭБМ при регенерации магнетитовой суспензии достигает  $120 \text{ м}^3/(\text{ч}\cdot\text{м})$ .

Технические характеристики некоторых типов барабанных сепараторов приведены в табл. 4.3.

Для регенерации магнетитовых тяжёлосредних суспензий применяются противоточные сепараторы ЭБМ-П-80/170 и ЭБМ-П-80/250. К регенерационным сепараторам предъявляются следующие требования: эффективная работа на весьма разбавленных пульпах при достаточной объёмной производительности; максимальное извлечение частиц утяжелителя (98 % и более); получение чистой и плотной магнитной фракции (более  $2000 \text{ кг/м}^3$ ).

Сепаратор ЭБМ для регенерации суспензий по сравнению с сепараторами ПБМ для обогащения руд имеет следующие особенности: повышенную напряжённость магнитного поля (до  $160 \text{ кА/м}$ ); большую длину рабочей зоны (сектор магнитной системы более  $180^\circ$ , барабан погружён в пульпу ниже своей оси); наличие отжимного скребка для обезвоживания магнитного продукта (около 85 % твёрдого).

Сепаратор ЭБМ-П работает следующим образом (рис. 4.4, з). Исходная тяжёлосредняя суспензия по трубопроводу подаётся в распределительную коробку 1, откуда она попадает в ванну 4. По мере движения пульпы под вращающимся барабаном 2 из неё извлекаются частицы магнетита и притягиваются к неподвижной магнитной системе 3. Частицы магнетита поднимаются барабаном вверх, проходят под отжимным скребком 6 (обезвоживаются) и снимаются на противоположной стороне барабана счищающим скребком 7 и попадают в приёмник утяжелителя. Барабан вращается навстречу направлению движения исходного продукта.

Немагнитный продукт в ванне сепаратора делится на относительно крупный угольный шлам и слив. Первый разгружается в нижней части ванны и направляется на дальнейшую переработку, второй разгружается через порог ванны и направляется в качестве оборотной воды на отмывку суспензии из продуктов тяжёлосредней сепарации.

Барабанные сепараторы для обогащения руд ПБМ изготавливаются в трёх основных исполнениях: проточные, противоточные

Таблица 4.3. Технические характеристики сепараторов типа ПБМ, ЭБМ

Параметры	ЭБМ-П-80/250	ПБМ-90/250 (П, ПП, ПЦ, ППЦ)	ПБМ-120/300 (П, ПП, ПЦ, ППЦ)	ПБМ-150/400 (П, ПП, ПЦ, ППЦ)
Размер барабана, мм:				
диаметр	800	900	1200	1500
длина	2500	2500	3000	4000
Напряжённость поля на поверхности барабана,				

кА/м:	160	105-125	105-125	105-125
Номинальная мощность привода, кВт	4	5,5	7,5	-
Габаритные размеры, мм: длина	3900	3100	4000	-
ширина	2100	2000	2700	-
высота	2300	2200	2700	-
Масса, т	7,5	4	7,4	-

и полупротивоточные. Кроме того, противоточные и полупротивоточные сепараторы могут быть с частичной циркуляцией магнитного продукта. Варианты сепараторов отличаются типом ванн и направлением движения продуктов (рис. 4.4, а-в).

Устройство и принцип действия сепараторов ПБМ практически одинаковы для всех вариантов. Они работают следующим образом (см. рис.4.4, а-в). Измельчённая руда в виде пульпы поступает из приёмной коробки 1 в ванну 4 под вращающийся барабан 2. Магнитные частицы извлекаются из пульпы, притягиваются к поверхности барабана и выносятся им до места окончания магнитной системы, где поле резко снижается. В этом месте магнитные частицы смываются с поверхности барабана водой, подаваемой из брызгал 5. Немагнитные частицы разгружаются либо через отверстие в нижней части ванны, либо через её переливной порог.

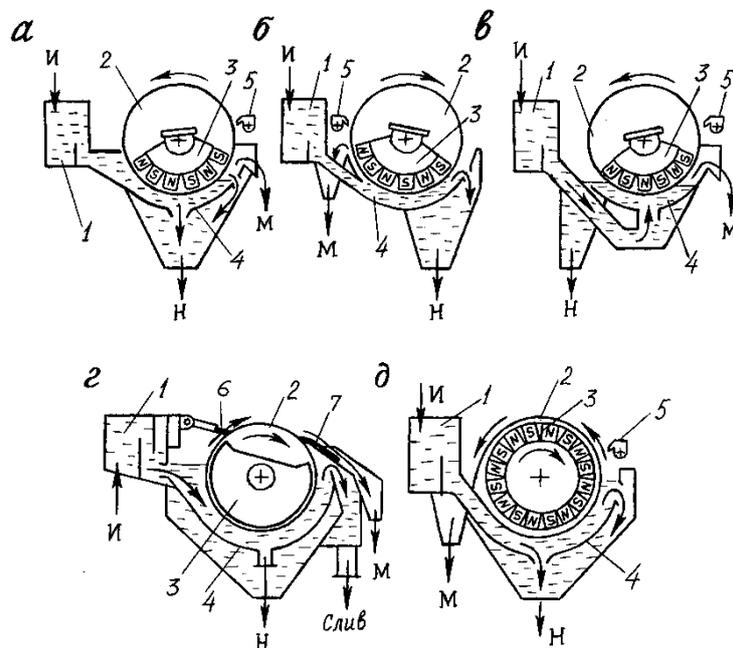


Рис. 4.4. Сепараторы для мокрого обогащения сильномагнитных руд:  
а – прямоточный ПБМ; б – противоточный ПБМ-П; в – полупротивоточный ПБМПП; г – противоточный ЭБМ-П для регенерации тяжелосредней суспензии; д – сепаратор с “бегающим” магнитным полем.

1 – приёмная коробка исходной пульпы; 2 – барабан; 3 – магнитная система; 4 – ванна; 5 – брызгала; 6, 7 отжимной и очищающий скребки; м – магнитный; н – немагнитный

Внутри барабана неподвижно установлена магнитная система 3 из постоянных магнитов с чередованием полярности по ходу движения материала. Положение магнитной системы (угол её поворота) можно регулировать, оно различно для всех вариантов сепараторов. Приводное устройство находится внутри барабана. Обечайку барабана футеруют резиновой лентой. В боковых стенках ванны сепаратора имеются окна для её очистки от осевших шламов.

Прямоточные сепараторы применяются в первых операциях схем магнитного обогащения при крупности исходного продукта менее 3 мм (менее 25 % класса –71 мкм). Направление вращения барабана совпадает с направлением движения исходного, немагнитного и магнитного продуктов. Магнитный и тонкий немагнитный (перелив) продукты разгружаются с одной стороны барабана сепаратора. Грубозернистый немагнитный продукт разгружается через отверстие в нижней части ванны (см. рис.4.4, а).

Противоточные сепараторы также применяются в первых операциях схем магнитного обогащения при крупности исходного продукта менее 1,5 мм. Барабан с извлечёнными магнитными частицами вращается навстречу движению исходного и немагнитного продуктов. Магнитный и немагнитный продукты разгружаются по разные стороны от барабана (см. рис. 4.4, б).

Полупротивоточные сепараторы применяются в последних операциях схем магнитного обогащения при крупности исходного продукта менее 0,5 мм (более 60 % класса –71 мкм). В полупротивоточных сепараторах исходный материал (пульпа) подаётся под давлением через отверстие в нижней части ванны под барабан. Немагнитный продукт движется против направления вращения барабана и самотёком разгружается через порог ванны. Магнитные частицы транспортируются барабаном и разгружаются с другой стороны ванны (см. рис. 4.4, в).

Разработаны конструкции прямоточных и полупротивоточных сепараторов с частичной циркуляцией магнитного продукта ПБМ-ПЦ и ПБМ-ППЦ. Особенностью этих аппаратов является то, что часть магнитного продукта отводится из приёмника концентрата и возвращается обратно в магнитный сепаратор. Сепараторы с частичной циркуляцией магнитного продукта позволяют получать несколько более богатые магнетитовые концентраты.

Для получения высококачественных магнетитовых концентратов разработаны сепараторы с переменным магнитным полем. Переменное или бегущее магнитное поле можно создать при помощи электромагнитной системы, питаемой переменным током, или механическим путём при относительном перемещении барабана (исходного продукта) и многополюсной магнитной системы. Частота бегущего поля в разработанных сепараторах

составляет  $40-200 \text{ с}^{-1}$  и более. Сепарацию в бегущем магнитном поле осуществляют как в воздушной среде, так и в водной.

При попадании магнитной пряжи или флокулы в переменное магнитное поле она разрушается, что позволяет выделить сростки и мелкие немагнитные частицы, содержащиеся в магнитной пряже, в немагнитный продукт. В результате этого качество магнитного концентрата повышается по сравнению с традиционными барабанными сепараторами ПБМ.

На рис. 4.4, д приведён общий вид мокрого барабанного сепаратора с бегущим магнитным полем с нижней подачей материала. Сепаратор состоит из неподвижного барабана 2, внутри которого вращается с большой скоростью магнитная система 3 с чередованием полярности полюсов по образующей барабана. Скорость вращения магнитной системы 3 определяет частоту бегущего магнитного поля. Исходный материал из приёмной коробки 1 поступает в ванну 4. Магнитные частицы притягиваются к магнитной системе 3. Под действием бегущего магнитного поля пряжи и флокулы разрушаются, из них высвобождаются немагнитные частицы и сростки, которые разгружаются через отверстия в ванне 4. Далее магнитные частицы в виде “кипящего” слоя движутся в сторону, противоположную направлению вращения магнитной системы, и разгружаются в приёмник магнитного продукта (см. рис. 4.4, д). Для разгрузки магнитного продукта с поверхности барабана применяют конструкцию, позволяющую обеспечить постепенное удаление магнитной системы от поверхности барабана, или индукционные съёмники.

Сепараторы с бегущим магнитным полем позволяют получать магнетитовые концентраты с содержанием железа до 70 % и более за счёт разрушения прядей и флокул. Однако широкого промышленного распространения сепараторы с бегущим магнитным полем не получили в связи с усложнением конструкции.

### **Сепараторы с сильным магнитным полем для сухого и мокрого обогащения слабомагнитных руд**

К сепараторам с сильным магнитным полем для обогащения слабомагнитных руд и продуктов относятся валковые и высокоградиентные (полиградиентные) сепараторы и сепараторы различных конструкций с магнитными системами на постоянных магнитах на основе редкоземельных элементов ( $\text{Nd}_2\text{Fe}_{14}\text{B}$ ,  $\text{SmCo}_5$  и др.).

*Валковые сепараторы для сухого и мокрого обогащения.* К этой группе аппаратов относятся валковые сепараторы типа ЭВС и ЭВМ для сухого и мокрого обогащения. Валковые сепараторы с малым диаметром валка (менее 15 мм) называются роликовыми. Известны конструкции дисковых сепараторов, которые по принципу разделения также можно отнести к сепараторам рассматриваемой группы, но в настоящее время дисковые сепараторы практически не применяются в связи с низкой производительностью.

Особенностью валковых сепараторов является замкнутая рабочая зона разделения, ограниченная с одной стороны полюсными наконечниками, а с

другой – вращающимся валком. Это ограничивает крупность разделяемых частиц (как правило, менее 5 мм) и длину рабочей зоны (трудность создания сильного поля в большом объёме) и как следствие снижает производительность валковых сепараторов, которая значительно меньше, чем у барабанных с открытой зоной разделения. Способ подачи исходного продукта может быть верхним или нижним.

Магнитная система валковых сепараторов замкнутая электромагнитная с замыканием магнитных силовых линий через индукционный валок. Валок сепаратора имеет выступы прямоугольного или треугольного сечения (см. рис. 2. 4, а, б), чем достигается повышение неоднородности и силы магнитного поля на выступе, по сравнению с противоположащим плоским или вогнутым полюсом. В результате этого слабомагнитные частицы притягиваются к выступам вала (на выступах максимальная магнитная сила) и выносятся валком в приёмник магнитной фракции.

*Основное применение* валковых сепараторов – обогащение слабомагнитных минералов и обезжелезивание неметаллических полезных ископаемых, керамического сырья и других продуктов. Обогащению подвергаются марганцевые и слабомагнитные железные руды, пески россыпных месторождений (извлечение ильменита, граната, ставролита, монацита и др.) и другие слабомагнитные руды и продукты.

Технические характеристики некоторых типов валковых сепараторов приведены в табл. 4.4.

Рассмотрим конструкцию и принцип действия валковых сепараторов на примере аппаратов, приведённых на рис. 4.5.

Таблица 4.4. Технические характеристики валковых сепараторов [3]

Параметры	2ЭВС-30/100	8ЭВС-15/100	4ЭВМ-30/100	4ЭВМ-38/250
Размер вала, мм:				
диаметр	300	160	300	380
длина	1000	1000	1000	2500
Число валков	2	8	4	4
Максимальная напряжённость магнитного поля на выступе вала, кА/м	960	1400	1250	1350
Номинальная мощность привода, кВт	15	24	9	33
Габаритные размеры, мм:				
длина	2380	3600	3000	5300
ширина	1600	2500	2200	2900
	1990	3500	2400	3000

Высота				
Масса (без пускорегулирующей аппаратуры), т	8,2	20	12	37,5

Сепаратор 2ЭВС-30/100 (см. рис. 4.5, а) предназначен для сухого обогащения слабомагнитных руд крупностью менее 50 мм. Магнитная система сепаратора 2, 3 имеет Х-образную форму и замыкается двумя валками 5. На центральную часть магнитопровода 3 надеты обмотки возбуждения 2 (две – для среднемагнитных руд, десять – для слабомагнитных). Валок сепаратора (см. рис. 4.5, з) состоит из стального вала 1, на который попеременно надеты диски из магнетотомягкой стали 2 и немагнитного материала 3 (резины и др.). Магнитные силовые линии замыкаются перпендикулярно оси вала.

Сепаратор 2ЭВС-30/100 имеет верхнюю подачу материала. Исходный продукт делится в бункере 1 на два параллельных потока, которые поступают на вращающиеся валки 5 (рис. 4.5, а). Слабомагнитные частицы притягиваются к валку и транспортируются им в зону ослабления магнитного поля, где они отрываются от валка и попадают в свой приёмник. Немагнитные частицы под действием гравитационной и центробежной сил отрываются от валка раньше слабомагнитных частиц и попадают в свой приёмник.

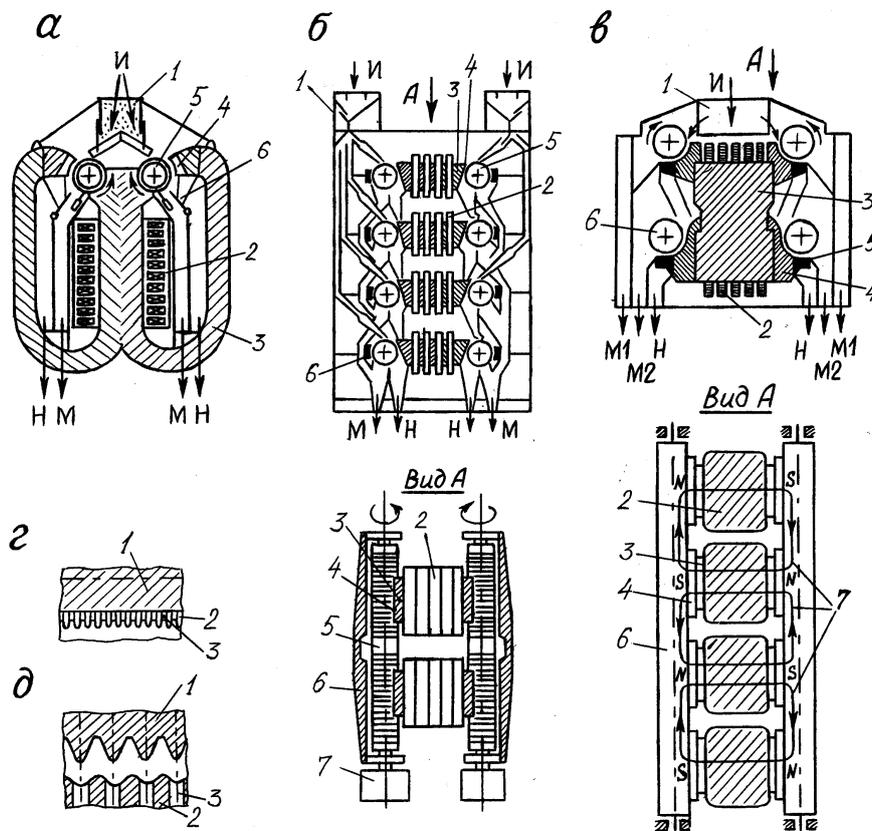


Рис. 4.5. Валковые сепараторы для обогащения слабомагнитных руд:  
 а – 2ЭВС-30/100: 1 – бункер-питатель; 2 – катушка; 3 – сердечник; 4 – полюсный наконечник; 5 – валок; 6 – шибер; б – 8ЭВС-15/100: 1 – бункер-питатель; 2 – катушка; 3 – сердечник; 4 – полюсный наконечник; 5 – валок; 6 – шибер; 7 – валок

питатель; 2 – катушка; 3 – сердечник; 4 – полюсный наконечник; 5 – валок; 6 – дополнительный магнитопровод; 7 – привод; в 4ЭВМ-38/275: 1 – бункер-питатель; 2 – катушка; 3 – сердечник; 4 – полюсный наконечник; 5 – часть полюсного наконечника со щелями; 6 – валок; 7 – замыкание магнитного потока; з – наборный валок с прямоугольным сечением выступов: 1 – стальной вал; 2 – диск из магнитомягкого материала; 3 – диск из немагнитного материала; д – сочетание валка с выступами треугольного сечения и полюсного наконечника с впадинами и щелями: 1 – валок; 2 – полюсный наконечник; 3 щель для разгрузки немагнитного продукта

Сепаратор 8ЭВС-15/100 с верхней подачей исходного продукта предназначен для сухого обогащения слабомагнитных руд крупностью менее 4 мм. Сепаратор имеет восемь рабочих валков (роликов) с индивидуальным приводом. Магнитная система сепаратора состоит из магнитопроводов 3, катушек 2, полюсных наконечников 4 и дополнительных магнитопроводов 6 (см. рис. 4.5, б). Дополнительные магнитопроводы устанавливаются со стороны нерабочего зазора с целью уменьшения магнитного сопротивления и предотвращения прогиба валков.

Принцип разделения на валке сепаратора аналогичен принципу разделения на сепараторе 2ЭВС-30/100. Особенностью сепаратора является наличие распределительных течек, позволяющих осуществлять две технологические схемы. На левой части сепаратора 8ЭВС-15/100 (см. рис. 4.5, б) изображена технологическая схема из одной операции разделения, когда исходный продукт делится на восемь частей и поступает на восемь валков. Это позволяет добиться большей производительности. На правой части сепаратора 8ЭВС-15/100 изображена технологическая схема из двух операций разделения, когда исходный продукт делится на четыре части и поступает на два верхних (первых) и два третьих валка. Немагнитные продукты двух первых валков поступают на два вторых валка, а немагнитные продукты двух третьих валков поступают на два четвёртых валка (нумерация валков – сверху вниз). Это позволяет обеспечить максимальное извлечение слабомагнитных минералов.

Сепаратор 4ЭВМ-38/275 с боковой подачей материала предназначен для мокрого обогащения узкоклассифицированного слабомагнитного материала крупностью  $-4+1$  и  $-1+0,1$  мм. Сепаратор имеет четыре рабочих валка 6 с выступами треугольного сечения. Магнитная система сепаратора состоит из магнитопроводов прямоугольного сечения 3 с надетыми на них обмотками возбуждения 2 и полюсных наконечников 4 с щелевидными отверстиями 5 в зоне разгрузки немагнитных продуктов. Магнитный поток замыкается по трём контурам 7 через четыре рабочих зазора для каждого валка (рис. 4.5, в).

Напряжённость магнитного поля сепаратора 4ЭВМ-275 на нижних валках достигает 1600 кА/м. На верхних валках напряжённость магнитного поля на 25 % меньше.

Рабочую зону сепаратора (зазор) образует валок сепаратора 1 с выступами треугольного сечения и полюсные наконечники 2 с впадинами,

расположенными напротив выступов (зубцов) валка (рис. 4.5, д). Для разгрузки немагнитного продукта в полюсном наконечнике выполнены щелевидные отверстия 3 (см. рис. 4.5, д) с шириной 5 и 2 мм при обогащении материала крупностью  $-4+1$  и  $-1+0,1$  мм, соответственно. Шаг и угол заострения зубцов свои для различной крупности материала (для более мелкого – меньше шаг и угол заострения).

Сепаратор работает следующим образом. Из питателя 1 предварительно обезвоженный материал по лоткам с канавками направляется на два верхних вращающихся валка б (см. рис. 4.5, в). Число канавок лотков соответствует числу зубцов валков, а ось каждой канавки совпадает с осью соответствующего зубца валка. Слабомагнитные частицы притягиваются к выступам вращающихся валков и выносятся ими за пределы действия магнитного поля, где происходит разгрузка слабомагнитных частиц в соответствующее отделение ванны сепаратора. Немагнитные частицы под действием силы тяжести и потока воды разгружаются через щели полюсных наконечников и поступают на нижние валки на второй приём обогащения. Уровень пульпы в ваннах поддерживается постоянным с помощью переливных порогов. Сепаратор изготавливается в двух исполнениях: А и Б для мелкого и крупного материала, отличающихся валками и полюсными наконечниками.

Высокоградиентные (полиградиентные) сепараторы. К этой группе сепараторов относятся аппараты с зоной разделения, заполненной ферромагнитными телами-носителями, замыкающими магнитный поток.

*Основное применение* высокоградиентных сепараторов – обогащение тонкоизмельчённых слабомагнитных руд, шламов и других продуктов (окисленные железные руды, обезжелезивание неметаллических полезных ископаемых).

Принцип разделения в высокоградиентном сепараторе заключается в следующем. При помещении матрицы, заполненной ферромагнитными телами, во внешнее магнитное поле ферромагнитные тела намагничиваются и создают высокое магнитное поле с трёхмерной неоднородностью с большим градиентом. Магнитная сила внутри объёма ферромагнитных тел хотя и ограничена, но больше, чем в любом другом сопоставимом сепараторе. Когда рабочая матрица сепаратора находится в зоне действия внешнего магнитного поля, в объём ферромагнитных тел подаётся пульпа исходного материала. Слабомагнитные частицы притягиваются к поверхности ферромагнитных тел. Немагнитные частицы проходят между ферромагнитными телами и разгружаются под действием силы тяжести (если использована верхняя подача материала). Далее рабочая матрица выводится из зоны действия магнитного поля, ферромагнитные тела размагничиваются, и слабомагнитная фракция смывается водой и попадает в свой приёмник.

*Матрицы высокоградиентных сепараторов* делятся на три группы: контактные, бесконтактные и комбинированные.

К контактным относятся матрицы, у которых ферромагнитные тела (шары, цилиндры) соприкасаются друг с другом. К бесконтактным относятся

матрицы, у которых феррозаполнители (рифлёные пластины, стержни различного сечения) закреплены с зазорами друг относительно друга. Комбинированные матрицы заполняются ферромагнитными телами (сетка, стружка, вата), уложенными без зазоров между собой. В данном случае матрица является как контактной (в зоне соприкосновения её элементов), так и бесконтактной (в остальных зонах). Феррозаполнители матриц изготавливаются из магнитомягких материалов с высокой магнитной проницаемостью, низкой остаточной индукцией и высокой абразивной и коррозионной стойкостью.

Рассмотрим конструкцию и принцип работы высокоградиентных сепараторов на примере аппаратов, приведённых на рис. 4.6.

Наиболее простую конструкцию имеют барабанные шариковые сепараторы с неподвижной магнитной системой, расположенной внутри вращающегося барабана. В качестве ферромагнитной среды используются шарики, слоём уложенные на поверхности барабана. Для удержания шариков у поверхности барабана в нижней его части используют обечайку с отверстиями для разгрузки продуктов. Напряжённость магнитного поля таких сепараторов достигает 320-480 кА/м.

Барабанный шариковый сепаратор ЭБМШ-120/250 разработан для обогащения окисленных железных руд и шламов на фабриках невысокой производительности. Производительность сепаратора составляет 10-40 т/ч в зависимости от крупности и магнитных свойств исходного продукта.

На поверхность барабана сепаратора ЭБМШ-120/250 уложены металлические окатыши (ферромагнитные тела), которые намагничиваются под действием магнитной системы. Окатыши постоянно перекатываются и движутся в одном направлении с барабаном. В левой части сепаратора (рис. 4.6, а) окатыши удерживаются у поверхности барабана за счёт силы магнитной системы. В правой части сепаратора окатыши размагничиваются и падают вниз под действием силы тяжести, где они подхватываются магнитным полем и попадают опять в левую часть сепаратора. Сепаратор снабжён устройством автоматического извлечения комплекта ферромагнитных носителей со дна ванны при включении электромагнитной системы и укладкой их на дно ванны при выключении системы.

Сепаратор ЭБМШ-120/250 (см. рис. 4.6, а) работает следующим образом. Пульпа исходного материала из питателя 3 поступает на вращающийся барабан 1 напротив неподвижной электромагнитной системы 2, установленной внутри барабана. Немагнитные частицы под действием гравитационных сил проходят сквозь слой окатышей и разгружаются в левой части сепаратора. Слабомагнитные частицы притягиваются к намагниченным окатышам и движутся в верхнюю часть барабана и, далее, в правую часть барабана, где окатыши размагничиваются и слабомагнитные частицы смываются с их поверхности водой. Для лучшей очистки окатышей от слабомагнитных частиц и лучшего их размагничивания правая часть сепаратора снабжена

неподвижными немагнитными полками, по которым скатываются окатыши вниз.

Более сложную конструкцию и большие массу и размеры по сравнению с барабанными сепараторами имеют высокоградиентные сепараторы с перфорированным ротором (роторами). Рабочим элементом данных аппаратов является вращающийся ротор,

разделённый на рабочие камеры (матрицы), заполненные ферромагнитными телами. Рабочая камера таких сепараторов поочередно входит в зону

действия магнитного поля (зона загрузки исходного и разгрузки немагнитного продуктов) и в зону разгрузки магнитного продукта (внешнее магнитное поле отсутствует). Магнитная система роторных высокоградиентных сепараторов располагается снаружи и позволяет создавать более высокие значения магнитной силы.

Роторные высокоградиентные сепараторы по направлению вектора магнитной индукции делятся на две группы: с горизонтальным и вертикальным направлением. При несовпадении вектора индукции с направлением подачи питания (исходный подаётся сверху, горизонтальный вектор магнитной индукции) возрастает вероятность зарастания рабочих зазоров между ферромагнитными телами матриц. При совпадении вектора индукции и подачи питания (вертикальный вектор) уменьшается вероятность перекрытия рабочих зазоров магнитными частицами.

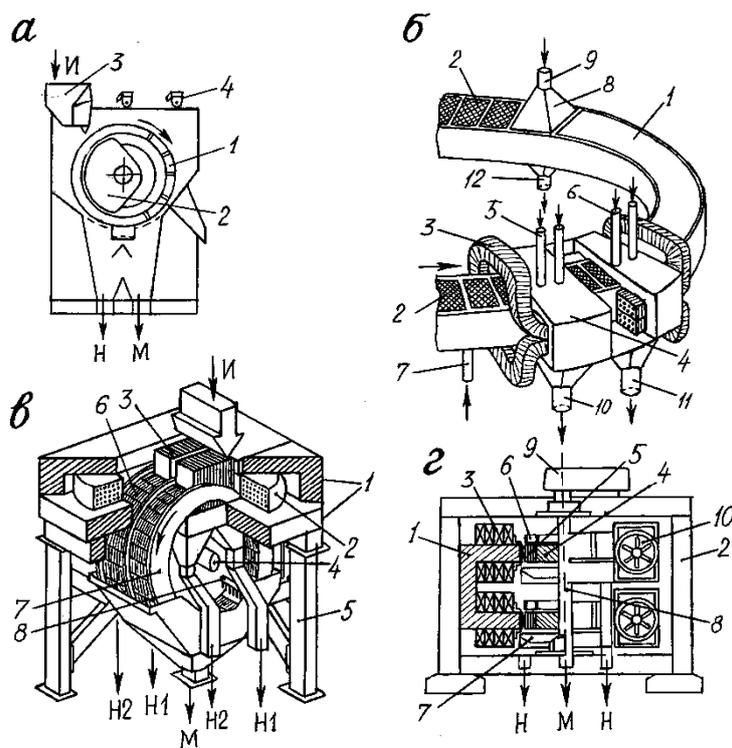


Рис. 4.6. Высокоградиентные магнитные сепараторы:

*а* – ЭБМШ-120/250: 1 – барабан; 2 электромагнитная система; 3 – питатель; 4 – брызгала; *б* – Сала-Карусель: 1 – ротор; 2 – рабочие камеры (матрицы); 3 – обмотки возбуждения; 4 – магнитопровод; 5 – патрубки для подачи исходной пульпы; 6 – патрубки для подачи промывной воды; 7 – патрубок для предварительного заполнения рабочей камеры водой; 8 – станция разгрузки магнитного продукта; 9 – патрубок для подачи смывной воды; 10, 11 патрубки для разгрузки немагнитных продуктов; 12 патрубок для разгрузки магнитного продукта; *в* – ВГС-100/2 (схематическое устройство): 1 – магнитопровод; 2 – обмотка возбуждения; 3 – верхние полюса магнитной системы с отверстиями для подачи исходного продукта; 4 – вал; 5 – рама; 6 – рабочая матрица с феррозакладкой; 7 – перфорированный ротор; 8 – смывное устройство магнитного продукта; 9 – ванна; *г* – Сепаратор Джонса: 1 – магнитопровод; 2 – рама; 3 – обмотки возбуждения; 4 – ротор; 5 – рабочие камеры с феррозакладкой; 6 – приёмники для подачи исходной пульпы и воды; 7 – ванна для сбора продуктов обогащения; 8 – вал; 9 – привод; 10 – вентилятор для охлаждения обмоток возбуждения

Для создания горизонтального магнитного поля используются более простые электромагнитные системы с боковым расположением полюсов относительно рабочих матриц. Однако для достижения требуемых объёмов зоны разделения необходимо значительно увеличивать размеры и массу электромагнита и самого сепаратора. К аппаратам этой группы относится сепаратор Джонса фирмы «Humboldt Wedag» (Германия) (рис. 4.6, *г*).

Для создания вертикального вектора магнитной индукции используются электромагнитные системы панцирного типа, один полюс которых располагается над вращающимся ротором, а другой – под ротором. Такое взаиморасположение полюсов создаёт более сильное и равномерное магнитное поле внутри объёма рабочей матрицы и обеспечивает большую единичную производительность сепаратора по сравнению с сепараторами с горизонтальным магнитным потоком. К группе аппаратов с вертикальным вектором магнитной индукции относятся сепараторы «Sala-Carousels» фирмы «Denver Sala» и ВМС-100/2 (рис. 4.6, *б* и *в*).

Высокоградиентные сепараторы «Sala-Carousels» фирмы «Denver Sala» имеют кольцеобразный рабочий орган (ротор) 1, разделённый на рабочие камеры 2, в качестве матриц которых использованы сетки (см. рис. 4.6, *б*). Рабочие камеры ротора проходят через замкнутую магнитную систему, создающую магнитный поток в вертикальном направлении. Магнитная система состоит из водоохлаждаемых медных обмоток 3 и магнитопровода 4 и расположена таким образом, что один полюс находится над ротором, а другой – под ротором. Исходная пульпа и промывная вода подаются в рабочую зону сверху по патрубкам 5 и 6, соответственно, а затем через щелевидные отверстия в верхнем полюсе магнитной системы. Через щелевидные отверстия в нижнем полюсе, а затем по патрубкам 10 и 11 разгружается немагнитная фракция. Перед загрузкой исходного продукта рабочая камера предварительно

заполняется водой по патрубку 7. В процессе вращения ротора его текущая рабочая камера заходит в станцию разгрузки магнитного продукта 8. Станция разгрузки магнитного продукта имеет два варианта исполнения. При первом варианте смывная вода подаётся по патрубку 9 сверху, при втором – вода подводится снизу под давлением, а магнитный продукт разгружается с помощью сифона.

Охлаждение обмоток электромагнитной системы осуществляется водой. Расход воды составляет 0,15 л/мин на 2 кВт номинальной мощности. Контур охлаждения катушек сепаратора имеет автоматическую систему защиты от перегрева.

Фирма «Denver Sala» (США) разработала несколько моделей сепараторов «Sala-Carousels», отличающихся числом и мощностью электромагнитных систем (магнитных головок), размерами и как следствие производительностью (табл. 4.5).

Пражским институтом по исследованию руд и институтом «Механобрчермет» разработан двухбарабанный сепаратор ВГС-100/2 производительностью 100 т/ч (рис. 4.6, в). Сепаратор ВГС-100/2 имеет два ротора (барабана) диаметром 2000 мм и шириной 1000 мм. Масса сепаратора 143,5 т, габаритные размеры 5140x5960x3320 мм, мощность привода роторов 10,8 кВт, мощность электромагнитной системы при напряжённости 400 кА/м составляет 22,4 кВт (максимальная мощность – 84 кВт). Сепаратор имеет панцирную магнитную систему, создающую магнитный поток в вертикальном направлении. Сепаратор ВГС-100/2 в отличие от сепаратора «Sala-Carousels» имеет горизонтальную ось вращения роторов.

Панцирная магнитная система сепаратора ВГС-100/2 (см. рис. 4.6, в) состоит из магнитопровода 1 с расположенной внутри обмоткой прямоугольного сечения 2 и полюсов 3 с отверстиями для подачи питания и промывной воды в рабочую матрицу ротора (верхние полюса) и разгрузки немагнитной фракции (нижние полюса). Часть магнитопровода, находящаяся внутри катушки, имеет кольцеобразный канал для прохождения в нём роторов 7, разделённых на рабочие камеры с матрицами 6. На внешней части магнитопровода установлены приёмники для продуктов разделения. Подача исходного продукта и разгрузка немагнитного продукта осуществляется в матрицах, находящихся в верхней части роторов (ротор находится внутри магнитной системы). Разгрузка немагнитного продукта осуществляется из матриц, находящихся в нижней части роторов (ротор находится в ванне 9). В качестве феррозаклещателя матриц используются стержни.

При обогащении окисленных железистых кварцитов (в две операции) в сепараторе ВГС-100/2 получены следующие показатели: выход концентрата 40,5 %; массовая доля железа в концентрате 59,3 %; извлечение железа в концентрат 68,1 %. Производительность по питанию составила 100 т/ч, массовая доля железа в исходном продукте 35,3 %, напряжённость магнитного поля 640 кА/м.

Сепараторы Джонса (Германия) имеют магнитную систему, создающую горизонтальный магнитный поток. Сепаратор Джонса (см. рис. 4.6, з) состоит из электромагнитной системы, двух роторов 4 с рабочими камерами 5, заполненными рифлёными пластинами, приёмников 6 для подачи исходной пульпы в рабочую камеру ротора, устройства для промывки и смыва концентрата, вала роторов 8 с приводом 9 и ванн 7 для сбора продуктов обогащения. Электромагнитная система состоит из магнитопровода 1 и четырёх медных катушек 3, охлаждаемых потоком воздуха. Сепаратор имеет специальное очистное устройство для очистки рабочих зазоров между пластинами от сильномагнитных частиц. Очистное устройство установлено над рабочей матрицей вне зоны действия магнитного поля и обеспечивает периодическую подачу сжатого воздуха и воды, управляемую электронной системой.

Каждый ротор имеет по две точки подачи исходного продукта и разгрузки немагнитного (в зоне действия внешнего магнитного поля) и по две точки разгрузки магнитного продукта (вне зоны действия магнитного поля).

В качестве феррозакладки рабочих камер роторов применены пластины с шагом нарифлений 3,2 мм. Пластины установлены вертикально с зазором 0,8-2,5 мм. Максимальная напряжённость магнитного поля составляет 880 кА/м, она одинакова для верхнего и нижнего роторов. Мощность возбуждения магнитного поля сепаратора ДР-317 достигает 75 кВт.

Достоинством сепаратора Джонса является высокая механическая надёжность и простота конструкции. К недостаткам сепаратора следует отнести забивание (зарастание) рабочих зазоров между пластинами сильномагнитными частицами или случайными крупными предметами, что приводит к затруднению протекания пульпы через матрицы ротора.

Общим достоинством всех высокоградиентных сепараторов является создание в зоне разделения высокой магнитной силы, позволяющей обогащать тонкоизмельчённые слабомагнитные минералы и другие продукты.

К недостаткам всех конструкций высокоградиентных сепараторов с перфорированным ротором (роторами) относятся высокие расходы электроэнергии и воды при обогащении и резкое возрастание массы, размеров и стоимости при использовании сепаратора с высокой производительностью. Так, удельный расход электроэнергии на 1 т руды достигает: 0,5 кВт (сепаратор Джонса); 2,4 кВт («Sala-Carousels»); 3,45 («Крупп-Сол»), а удельный расход воды на 1 т руды достигает: 1,5-2,0 м<sup>3</sup> (сепаратор Джонса); 24 м<sup>3</sup> («Sala-Carousels»).

Кроме того, эффективность разделения в высокоградиентных сепараторах снижается при закреплении слабомагнитных частиц на поверхности ферромагнитных тел более чем в один слой. В связи с этим сепараторы достигают высоких результатов разделения при производительности ниже паспортной.

Сепараторы с системами на основе редкоземельных постоянных магнитов. К этим аппаратам относится большая группа сепараторов различных

конструкций, особенностью которых является использование постоянных магнитов из редкоземельных сплавов для создания высоких магнитных полей.

Для изготовления постоянных магнитов используются следующие соединения:  $\text{Nd}_2\text{Fe}_{14}\text{B}$ , реже  $\text{SmCo}_5$  или  $\text{Sm}_2\text{Co}_{17}$ . К недостаткам первых следует отнести восприимчивость к коррозии, к недостаткам вторых – более высокую стоимость. Магнитные системы сепараторов из редкоземельных постоянных магнитов позволяют создавать магнитные поля с напряжённостью от 240-320 (сепараторы типа ПБС) до 1600 кА/м (индукция сепараторов фирм «Raoul Lenoir» и «Eriez» достигает 2 Тл).

*Основное применение* этих сепараторов – обогащение слабомагнитных руд и обезжелезивание неметаллических полезных ископаемых и другого сырья. Известно применение сепараторов на постоянных редкоземельных магнитах для обогащения марганцевых и железных окисленных руд, для доводки коллективных концентратов россыпных месторождений (извлечение ильменита, граната, ставролита) и для очистки кварцевого, полевошпатового, стекольного сырья, талька, керамики, цемента и др. видов сырья.

По сравнению с валковыми сепараторами с электромагнитными замкнутыми системами, аппараты с системой из редкоземельных магнитов имеют следующие преимущества: 1) компактность, небольшая масса и малый расход электроэнергии (нет электромагнитной системы); 2) возможность создания сильного магнитного поля в открытой рабочей зоне разделения.

Последнее преимущество относится к аппаратам с открытыми магнитными системами и позволяет достичь производительности, сопоставимой с сепараторами типа ПБС, и поднять верхний предел крупности обогащаемого материала (отсутствие рабочего межполюсного зазора).

К недостаткам сепараторов с системой из редкоземельных магнитов можно отнести относительно высокую стоимость магнитной системы (хотя и сопоставимую со стоимостью электромагнитных систем). Кроме того, магнитные системы из редкоземельных магнитов создают высокие поля у поверхности полюсов, а при удалении от полюса магнитное поле резко снижается, что затрудняет создавать сильные поля в сепараторах с нижней подачей материала, особенно – у мокрых сепараторов. Другой недостаток сепараторов проявляется при случайном попадании сильномагнитных частиц в зону разделения, так как тогда возникают большие трудности с разгрузкой магнитного продукта. Последнего недостатка лишены сепараторы с электромагнитными системами, позволяющие снизить напряжённость поля до нуля при отключении электрического тока.

В настоящее время разработаны многие конструкции магнитных сепараторов с постоянными редкоземельными магнитами: барабанные с внутренней неподвижной и с наружной вращающейся магнитной системой; индукционные валковые с замкнутой магнитной системой; магнитогидростатические и др.

За рубежом наибольшее распространение получили сухие сепараторы с вращающимся магнитным валом (с открытой магнитной системой). Принцип

действия этих аппаратов аналогичен сепараторам с верхней подачей исходного продукта типа ПБС. Для разгрузки магнитного продукта, притянувшегося к валку (барабану), используется либо щетка, либо бесконечная лента, огибающая магнитный и натяжной валки.

Основным и наиболее дорогостоящим элементом сепаратора является магнитный валок, состоящий из вала 1, тороидообразных магнитов 2 и шайб 3 из магнитомягкого материала (рис. 4.7, а). Соседние магнитные диски устанавливаются таким образом, чтобы они были обращены друг к другу одной полярностью. Такая конструкция магнитного вала, а также правильные соотношения толщины тороидообразных магнитов и шайб позволяют создавать высокие магнитные поля с индукцией до 2 Тл. Зависимость индукции магнитного поля от расстояния до поверхности магнитного валка в зоне наивысшего градиента сепараторов фирмы «Raoul Lenoir» приведена на рис. 4.7, б [8]. Различные зависимости характеризуют свойства и качество изготовления постоянных магнитов.

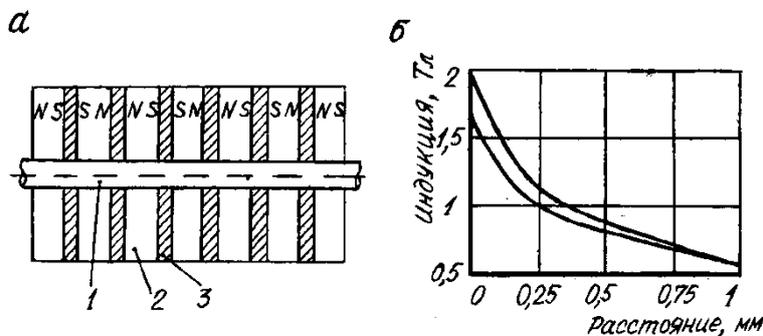


Рис. 4.7. Схема магнитного валка (а) и зависимость индукции магнитного поля от расстояния до поверхности магнитного валка (б):

1 – вал; 2 – тороидообразный магнит; 3 – магнитомягкая шайба

Анализируя зависимости, приведённые на рис. 4.7, б, можно отметить следующее. Магнитная система хотя и обеспечивает высокое магнитное поле, но поле это неглубокое и резко снижается при удалении от поверхности системы. Так, при удалении от поверхности магнитной системы всего на 0,5 мм индукция магнитного поля снижается более чем в два раза. Поэтому все фирмы-производители стремятся максимально приблизить разделяемый материал к поверхности магнитного валка: 1) путём применения верхней подачи исходного продукта; 2) снижения толщины бесконечной ленты для разгрузки магнитного продукта (у сепаратора «Pemroll» фирмы «Ore sorters international» используется кевларовая лента толщиной 0,15 мм); 3) применения щётки для разгрузки магнитного продукта с валка (отказ от бесконечной ленты).

#### Сепараторы со сверхпроводящими магнитными системами

В настоящее время разработаны конструкции электромагнитных сверхпроводящих систем, создающих магнитное поле с индукцией порядка 3-5 Тл и более. Особенностью сверхпроводящих магнитных систем является использование в качестве проводников тока сверхпроводников из Nb-Sn, Nb-Ti

или других соединений. При охлаждении сверхпроводящего соленоида жидким гелием ( $T=4^{\circ}\text{K}$ ) возникает явление сверхпроводимости, позволяющее пропускать высокий ток через проводник без сопротивления и благодаря этому создавать магнитное поле высокой интенсивности.

Сверхпроводящие магнитные системы имеют меньшие размеры и массу по сравнению с традиционными электромагнитными системами. Однако сверхпроводящие магнитные сепараторы дополнительно требуют криогенную установку для сжижения гелия и систему рекуперации испаряющегося гелия.

**Контрольные вопросы:**

1. Приведите краткую классификацию аппаратов для сухого магнитного обогащения?
2. Приведите краткую классификацию аппаратов для мокрого магнитного обогащения?
3. Объясните принцип действия аппаратов для сухого магнитного обогащения?

## Лекция №48.

### Тема: Факторы, влияющие на процесс магнитного обогащения

#### План:

1. Напряженность магнитного поля
2. Магнитная сила и ее составляющие

**Ключевые слова:** Напряженность магнитного поля, крупность минералов, магнитная сила, магнитная проницаемость, магнитное поле, высота рабочей зоны.

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

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

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

Высота рабочей зоны определяется в процессе создания конструкции сепаратора и в определенных пределах может изменяться при технологической наладке сепаратора для обогащения минерального сырья данного вида. Уменьшение высоты рабочей зоны приводит к увеличению напряженности магнитного поля, и наоборот.

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

Крупность и магнитные свойства обогащаемой руды. При резком различии в крупности разделяемых минералов затрудняется правильный выбор напряженности магнитного поля, параметров рабочей зоны, скоростного режима и производительности сепаратора. Все это приводит к ухудшению

технологических показателей обогащения. Лучшие показатели обогащения получаются с применением предварительной классификации материала, максимально сближающей верхний и нижний пределы крупности разделяемых минералов.

Непрерывным условием применения магнитного обогащения является достаточная контрастность магнитных свойств разделяемых минералов, т. е. если удельные магнитные восприимчивости будут соответственно  $\chi_1$  и  $\chi_2$ , отношение  $\chi_1 / \chi_2$  должно быть больше единицы (на практике не менее 3-5). Это отношение называется коэффициентом селективности магнитного обогащения.

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

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

Содержание твердого в питании сепараторов. С увеличением содержания твердого в пульпе при мокрой магнитной сепарации производительность сепаратора увеличивается, однако качество продуктов обогащения снижается. Увеличение разжиженности пульпы, как правило, обеспечивает повышение качества магнитной фракции, но одновременно возрастают также потери магнитных минералов с хвостами, так как увеличивается скорость прохождения пульпы через рабочую зону сепаратора. Оптимальное содержание твердого в питании сепараторов находится в пределах 30-40 %.

### **Магнитная сила и её составляющие**

Магнитные поля бывают однородные и неоднородные. Для первых напряженность магнитного поля одинакова по величине и направлению ( $\text{grad}H=0$ ), для вторых – напряженность отличается для разных точек рабочей зоны ( $\text{grad}H>0$ ). В однородном магнитном поле магнитные частицы ориентируются параллельно силовым линиям поля. В неоднородном поле магнитные частицы, кроме ориентации вдоль силовых линий поля, испытывают воздействие магнитной силы притяжения, которая втягивает частицы в более интенсивные участки поля. В магнитных сепараторах применяют только неоднородные поля для создания магнитной силы, обеспечивающей разделение частиц на магнитные и немагнитные.

Магнитная сила, действующая на частицу, определяется потенциальной энергией, приобретаемой частицей во время намагничивания

$$U = -\int_v \frac{\mu_0 \alpha H^2}{2} dV, \quad (2.1)$$

где  $\mu_0$  магнитная проницаемость вакуума или магнитная постоянная, Гн/м;  $\mu_0=4\pi\cdot 10^{-7}$ ;  $\alpha$  объёмная магнитная восприимчивость частицы, безразмерная величина;  $H$  напряжённость магнитного поля, А/м;  $V$  объём частицы, м<sup>3</sup>.

Как известно из механики, сила, действующая на тело, может быть выражена через  $\text{grad}U$  с обратным знаком, тогда

$$F_m = -\text{grad}U = \text{grad} \int_V \frac{\mu_0 \alpha H^2}{2} dV, \quad (2.2)$$

Включая знак  $\text{grad}$  в подинтегральное выражение и допуская, что в пределах объёма частицы магнитная восприимчивость постоянна, получим

$$F_m = \mu_0 \alpha \int_V H \text{grad}H dV, \quad (2.3)$$

где  $\text{grad}H$  – производная  $dH/dx$  в направлении наибольшего возрастания  $H$ , А/м<sup>2</sup>.

При незначительном объёме частицы ( $V \rightarrow 0$ ) можно допустить, что в пределах её объёма изменение  $H \text{grad}H$  незначительно, тогда

$$F_m = \mu_0 \alpha V H \text{grad}H. \quad (2.4)$$

Удельное значение магнитной силы, отнесенной к единице массы,

$$f_m = F_m/m = \mu_0 \alpha V H \text{grad}H / (V\rho) = \mu_0 \chi H \text{grad}H, \quad (2.5)$$

где  $\chi$  удельная магнитная восприимчивость, равная  $\alpha/\rho$ , м<sup>3</sup>/кг;  $\rho$  – плотность частицы, кг/м<sup>3</sup>.

Преобразуем формулу (2.3), приняв объём частицы в виде куба, что позволяет заменить  $V$  на высоту частицы  $d$ . Заменим  $\alpha$  на  $\chi \cdot \rho$ , найдём удельную магнитную силу:

$$f_m = F_m/(V\rho) = \mu_0 \chi \rho / (V\rho) \int_V H \text{grad}H dV = \mu_0 \chi / d \int_d H \text{grad}H dd. \quad (2.6)$$

В работе [1] отмечено, что при нахождении частицы магнетита над полюсами магнитной системы формула (2.5) даёт несколько заниженный результат. Это подтвердили опыты по проверке магнитной силы на экспериментальной установке. Поэтому при теоретических вычислениях магнитной силы, действующей на конкретный кусок руды, в расчетные формулы необходимо добавлять поправочный коэффициент  $a$ , например,  $f_m = a \mu_0 \chi H \text{grad}H$ . Предложены следующие значения коэффициента:  $a=1,1$  для максимальной крупности продукта 5 мм;  $a=1,5$  – для максимальной крупности продукта от 5 до 25 мм;  $a=2$  – для максимальной крупности продукта более 25 мм. Однако совершенно очевидно, что коэффициент  $a$  будет зависеть от содержания сильномагнитных частиц в исходном продукте, а также от конструкции магнитной системы конкретного сепаратора.

Анализ формул для расчета магнитной силы притяжения показывает, что на неё влияют две составляющие. *Первая* характеризует конструкцию магнитной системы  $H \text{grad}H$ . Величину  $H \text{grad}H$  принято называть *удельной магнитной силой магнитной системы*. Она зависит от напряженности магнитного поля на поверхности полюсов, от расстояния между полюсами, размеров рабочей зоны сепаратора и других параметров. *Вторая* составляющая

характеризует свойства разделяемых частиц – магнитные ( $\alpha, \chi$ ) и геометрические (крупность, форма).

Для разделения частиц на магнитные и немагнитные необходимо создать определенное значение магнитной силы, превышающей противодействующие силы. При обогащении сильномагнитных руд с высокими магнитными свойствами ( $\alpha, \chi$ ) необходимы сепараторы с относительно низким значением  $H_{grad}H$ , а при обогащении слабомагнитных руд с низкими магнитными свойствами необходимы сепараторы с относительно высоким значением  $H_{grad}H$ .

### Магнитные поля сепараторов

Аппараты для обогащения сильномагнитных руд получили название *сепараторы со слабым магнитным полем*, а аппараты для обогащения слабомагнитных руд *сепараторы с сильным магнитным полем*.

В сепараторах для обогащения сильномагнитных руд применяются обычно *открытые магнитные системы* (рис. 2.2, а), а в сепараторах для слабомагнитных руд – *замкнутые магнитные системы* (рис. 2.2, б). Первые характеризуются расположением рабочей зоны разделения с одной стороны от полюсов, вторые расположением рабочей зоны между полюсами.

*Рабочей зоной сепаратора* называется участок магнитной системы над или между полюсами, где происходит разделение частиц на магнитные и немагнитные, сопровождающееся притяжением магнитных частиц к полюсам, удерживанием их и транспортированием к месту разгрузки.

Длина  $L$  рабочей зоны сепараторов (см. рис. 2.2) определяется расстоянием от начала участка, где начинается притяжение магнитных частиц, до участка, где кончается разгрузка немагнитных частиц. Высота рабочей зоны  $l$  сепараторов (см. рис. 2.2) выбирается исходя из крупности обогащаемого материала и его магнитных свойств.

Сепараторы для обогащения слабомагнитных руд с замкнутыми магнитными системами имеют обычно рабочую зону малой длины и высоты, что объясняется трудностью создания сильного поля в большом объеме. Последнее ограничивает крупность обогащаемых частиц (обычно менее 5 мм). Сепараторы с открытыми магнитными

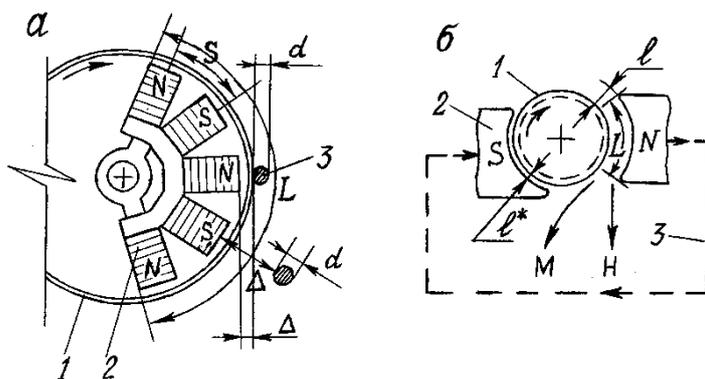


Рис. 2.2. Схемы магнитных систем сепараторов:

а – сепаратор с открытой многополюсной системой: 1 – барабан; 2

полюса;  $z$  – частица руды;  $\Delta$  расстояние от поверхности полюса до частицы;  $S$  шаг полюсов;  $d$  размер частицы;  $b$  – сепаратор с замкнутой магнитной системой; 1 – валок; 2 – полюса; 3 – схематичное изображение магнитопровода.

$L$  длина рабочей зоны;  $l$  высота рабочей зоны;  $l^* \rightarrow 0$

системами имеют обычно более высокую длину и высоту рабочей зоны, что не накладывает принципиальных ограничений на крупность разделяемого материала, которая достигает 100 мм.

**Контрольные вопросы:**

1. Что такое напряженность магнитного поля?
2. Дайте определение магнитной силе ?
3. Перечислите факторы влияющие на процесс магнитного обогащения ?

## Лекция №49.

### Тема: Подготовка руды к магнитному обогащению

#### План:

1. Подготовка руд перед магнитным обогащением
2. Вспомогательное оборудование

**Ключевые слова:** подготовка руды, дробление, грохочение, обеспыливание, обесшламливание, намагничивание, размагничивание, магнитизирующий обжиг.

#### Подготовка руды перед магнитным обогащением

К подготовительным операциям перед магнитным обогащением относятся операции грохочения, обеспыливания, обесшламливания, намагничивания, размагничивания, сушки и обжига. Необходимость применения подготовительных операций определяется свойствами обогащаемой руды и условиями процесса сепарации.

Грохочение. Операция грохочения применяется для разделения исходного продукта на два класса крупности перед сухой магнитной сепарацией. Исследования магнитных полей сепараторов показали, что сила магнитного поля  $H_{grad}H$  резко снижается при удалении от полюсов магнитной системы. Это приводит к различному воздействию магнитной силы на более крупные и более мелкие куски руды при обогащении неклассифицированного материала. Операция предварительного грохочения руды позволяет сблизить верхний и нижний пределы крупности частиц в обогащаемом продукте, что повышает эффективность последующей магнитной сепарации.

Как правило, исходную руду перед магнитной сепарацией делят с помощью грохочения на два класса крупности, которые обогащают отдельно либо обогащают сухим способом только крупный класс. При обогащении сильномагнитной руды крупностью  $-50+0$  мм можно получить классы крупности  $-50+6(12)$  мм и  $-6(12)+0$  мм, а при обогащении слабомагнитной руды (марганцевой) крупностью  $-5+0$  мм, лучшие результаты следует ожидать при отдельном обогащении классов  $-5+2$  мм и  $-2+0$  мм.

Выбор крупности обогащаемых классов (размер отверстия сетки грохота) определяет не только магнитная система конкретного сепаратора, но и особенности руды конкретного месторождения, такие, как вид вкрапленности, способность к избирательному разрушению, закономерности распределения полезного минерала в частицах дроблёной руды различной крупности, контрастность.

При сухой магнитной сепарации сильномагнитных руд некоторых месторождений применяют более простые схемы без предварительного грохочения. Предварительное грохочение используется в случае, когда эффект от прироста технологических показателей выше затрат, связанных с усложнением схемы.

Обеспыливание. Операция обеспыливания применяется для удаления мелких частиц из исходного продукта перед сухой магнитной сепарацией. Удаление тонких труднообогатимых частиц существенно повышает результаты обогащения.

Тонкие частицы обладают большой удельной поверхностью, в результате этого они под действием силы адгезии осаждаются на поверхность других частиц, на рабочие устройства сепараторов и попадают как в магнитный, так и в немагнитный продукты. Большая доля мелких частиц в исходном продукте снижает результаты обогащения, поэтому сухую сепарацию для обогащения мелкодроблённых продуктов применяют в исключительных случаях.

Обычно сепараторы для сухого обогащения имеют аспирационные патрубки для удаления пылевидных частиц. Выделенная пыль, в зависимости от свойств исходного продукта, направляется либо в хвосты, либо на дальнейшую переработку.

Обесшламливание. Операция обесшламливания применяется в схемах мокрого обогащения сильномагнитных руд для вывода в хвосты бедных тонких шламистых частиц. Большое количество тонких частиц пустой породы в обогащаемых продуктах приводит к снижению качества концентратов, так как шламистые частицы неизбежно захватываются во флокулы и пряди и попадают с последними в магнитный продукт.

Для обесшламливания применяются магнитные дешламаторы и гидроциклоны. Операции обесшламливания наиболее распространены в схемах обогащения железистых кварцитов.

Размагничивание. Операция размагничивания применяется для дефлокуляции пульпы в схемах обогащения магнетитовых руд и в схемах регенерации тяжелосредних суспензий.

В схемах обогащения магнетитовых руд размагничивание с целью разрушения флокул применяется перед операциями классификации и фильтрования. В магнитном поле сепараторов частицы магнетита образуют флокулы и пряди (более крупные агрегаты). Если флокулы и пряди не разрушить, то они при классификации попадут в пески и далее – в мельницу, что приведёт к увеличению циркулирующей нагрузки и переизмельчению продукта. Наличие флокул в готовом концентрате, поступающем на фильтрование, приведёт к увеличению влажности кека, так как флокулы плохо отдают внутреннюю воду.

В схемах регенерации тяжелосредних суспензий размагничивание применяется после магнитной сепарации для разрушения флокул. Наличие флокул (более крупных агрегатов) в магнетитовой суспензии снижает её качество (устойчивость).

Намагничивание. Операция намагничивания применяется в схемах мокрого обогащения магнетитовых руд для флокуляции пульпы с целью её быстрого осаждения и возможности отмывки с поверхности флокул шламистых частиц. Намагничивание осуществляется либо в отдельных намагничивающих аппаратах, либо в дешламаторах или магнитных гидроциклонах. Использование

селективного намагничивания перед магнитной сепарацией, создающего богатые флоккулы, позволяет снизить потери магнетита с немагнитным продуктом.

При сухом обогащении также иногда применяется предварительное намагничивание дроблёной руды перед сепарацией, которое позволяет снизить потери полезного компонента с немагнитным продуктом. Намагничивание осуществляется с помощью открытых многополюсных систем, магнитное поле которых воздействует на движущийся в сепаратор продукт, снижая динамическое запаздывание намагничённости частиц.

Сушка. Операция сушки применяется перед сухой магнитной сепарацией для снижения влажности исходного продукта. Повышенная влажность руды отрицательно сказывается на результатах сухого обогащения как сильномагнитных, так и слабомагнитных руд. При повышении влажности исходного продукта возрастает сила взаимного сцепления частиц и наблюдается прилипание материала к поверхности рабочих устройств сепаратора, что приводит к увеличению вероятности попадания немагнитных частиц в магнитный продукт, а магнитных частиц – в немагнитный продукт.

Допустимая влажность исходного продукта для сухой магнитной сепарации зависит в основном от его крупности. Так, если при обогащении руды крупностью –20+0 мм влажность не должна превышать 4-5 %, то при обогащении руды крупностью –2+0 мм допустимая влажность снижается до 0,5-1 %.

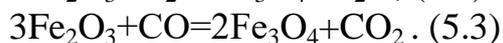
Магнетизирующий обжиг. Обжигмагнитное обогащение состоит из магнетизирующего обжига руды и последующей магнитной сепарации в слабом магнитном поле ( $H=90-140$  кА/м). Обжиг является подготовительной операцией перед магнитным обогащением и позволяет перевести в соответствующей атмосфере слабомагнитные минералы и руды железа (гематит, мартит, лимонит, сидерит и др.) в сильномагнитные магнетит и маггемит ( $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ ).

Магнетизирующий обжиг железных руд бывает восстановительным, восстановительно-окислительным и окислительным.

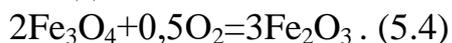
При *восстановительном* обжиге происходит восстановление слабомагнитных окислов железа ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) до сильномагнитных низших окислов. В качестве восстановителей применяют бурый уголь, антрацит, коксик, доменный, генераторный и природный газы, мазуты. При использовании бурого угля, антрацита и коксика обжиг проводится при температуре 800-950 °С по уравнению



Восстановление газами происходит при температуре 600 – 850 °С по уравнениям:



*Восстановительно-окислительный* обжиг заключается в восстановлении слабомагнитных окислов железа до магнетита с последующим окислением магнетита до сильномагнитного маггемита ( $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ ) по уравнению



Окисление магнетита до маггемита можно производить только после охлаждения восстановленной руды до температуры, при которой устойчив маггемит (300-400 °С).

*Окислительный* магнетизирующий обжиг применяется для перевода слабомагнитных карбонатов железа (сидеритовые руды) в сильномагнитный магнетит по уравнению



Обжиг сидеритовой руды Бакальского месторождения производят при температуре 950-1050 °С.

Для магнетизирующего обжига применяются трубчатые вращающиеся печи, шахтные печи и печи кипящего слоя.

### **Вспомогательное оборудование**

К вспомогательному оборудованию при магнитном обогащении относятся магнитные дешламаторы и гидроциклоны и аппараты для намагничивания и размагничивания пульп.

*Магнитные дешламаторы.* Дешламаторы применяются на обогатительных фабриках для сброса в хвосты шламов пустой породы и бедных сростков из сливов классифицирующих аппаратов и для сгущения магнетитовых концентратов перед фильтрованием.

Магнитный дешламатор (рис. 4.8, а) представляет собой сгуститель с центральным приводом, состоящий из чана цилиндрической формы 1, гребковой рамы 2, закреплённой на валу 3, кольцевого сливного желоба 4 и трубы для подачи исходной пульпы 5. Особенностью дешламаторов является наличие намагничивающего устройства для исходной пульпы 6. Некоторые дешламаторы имеют дополнительные намагничивающие устройства 7, закреплённые на вращающейся гребковой раме.

При прохождении пульпы через магнитное поле ( $H=32-40$  кА/м) намагничивающих устройств частицы магнетита образуют флоккулы и осаждаются на дно дешламатора. Сгущённый продукт удаляется насосами. Вращающиеся гребки способствуют получению более плотного сгущённого продукта и взмучиванию оседающего шлама. Осветлённая вода вместе со шламами переливается через кромки кольцевого сливного желоба и отводится из дешламатора.

При дешламации обеспечивается прирост массовой доли железа в сгущённом продукте по сравнению с исходным продуктом от 0,3 до 10 %. Выход слива (шламов) составляет 0,1-24 % с массовой долей железа в нём 7,9-22,7 %. Удельная производительность на 1 м<sup>2</sup> площади зеркала сгущения изменяется от 0,5 до 5 т/(м<sup>2</sup>\*ч). Содержание твёрдого в питании составляет 10-

50 %, в сгущённом продукте 20-70 %, в сливе – 0,3-12 %. Технические характеристики дешламаторов приведены в табл. 4.8 [14].

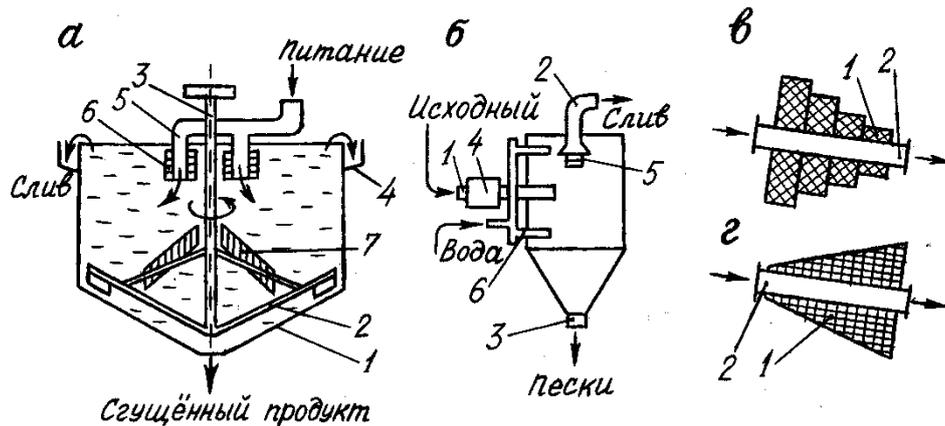


Рис. 4.8. Вспомогательное оборудование:

*а* – магнитный дешламатор: 1 – чан; 2 – гребковая рама; 3 – вал; 4 – сливной желоб; 5 – трубопровод исходной пульпы; 6, 7 – намагничивающие устройства;

*б* – магнитный гидроциклон: 1 – патрубок исходной пульпы; 2 – сливной патрубок; 3 – песковая насадка; 4, 5 – намагничивающие устройства; 6 – патрубки для подачи дополнительной воды;

*в* – размагничивающий аппарат: 1 – магнитная система; 2 – центральная труба;

*г* – селективный магнитный флокулятор: 1 – магнитная система; 2 – центральная труба

Магнитный гидроциклон. Магнитный гидроциклон предназначен для сгущения и обесшламливания пульп.

Принципиальное отличие магнитного гидроциклона от обычного гидроциклона заключается в применении намагничивающих устройств для образования флокул. Магнитный гидроциклон (рис. 4.8, б) работает следующим образом. Магнетитсодержащая пульпа при движении по патрубку 1 проходит через первую магнитную систему 4 с напряжённостью до 160 кА/м. Частицы магнетита под действием магнитного поля намагничиваются и образуют флокулы. В дальнейшем флокулы через патрубок 1, установленный тангенциально, попадают в цилиндрическую часть гидроциклона и под действием центробежных сил прижимаются к внутренней цилиндрической части гидроциклона, перемещаются по ней, попадают в коническую часть гидроциклона и выгружаются через песковую насадку 3. Слабомагнитные сrostки и шламы выносятся в верхнюю часть гидроциклона и разгружаются через сливной патрубок 2. У входа в сливной патрубок установлено второе намагничивающее устройство 5, магнитное поле которого способствует образованию дополнительных флокул, которые удаляются в пески. Напряжённость магнитного поля на острие полюсного наконечника второго намагничивающего устройства составляет 125 кА/м. По патрубкам 6 в

гидроциклон дополнительно подаётся промывная вода, способствующая разжижению пульпы и отмывке с поверхности флокул мелких слабомагнитных и немагнитных частиц.

Обесшламливание сливов классификаторов в магнитных гидроциклонах позволяет повысить массовую долю железа на 1,5 – 2 %, а извлечение железа – на 26 %.

Таблица 4.8. Технические характеристики дешламетров

Параметры	МД-5	МД-9	МД-12
Диаметр чана, мм	5000	9000	12000
Площадь зеркала осаждения, м <sup>2</sup>	19,6	63,8	113
Крупность исходного питания, мм	0-0,5	0-0,5	0-0,5
Частота вращения гребковой рамы, об/мин	1,4	0,5-1,65	0,6
Напряжённость магнитного поля в середине рабочего зазора	40	40	40
намагничивающих аппаратов, кА/м	45-50	110-190	200-350
Производительность по твёрдому, т/ч			
Установленная мощность привода гребковой рамы, кВт	2,8	14	13
Габаритные размеры, мм:	5400	9440	
длина	4700	9200	
ширина	5300	8210	
высота	9,8	17,9	19,5
Масса без электродвигателя, т			

Размагничивающие аппараты. Для дефлокуляции пульп перед процессами классификации и фильтрования применяются размагничивающие аппараты. Размагничивающие аппараты (рис. 4.8, в) состоят из трубы 2, на которой установлены катушки 1, создающие переменное магнитное поле. При размагничивании пульпа движется по трубе и пересекает переменное по направлению и уменьшающееся до нуля магнитное поле. Минимальное число циклов изменения магнитного поля при размагничивании 10-12. Технические характеристики размагничивающих аппаратов приведены в табл. 4.9.

Намагничивающие аппараты. Магнитная обработка пульп применяется с целью намагничивания и флокуляции сильномагнитных частиц. Намагничивание используется перед магнитной сепарацией для снижения потерь железа и перед процессами сгущения и дешламации для быстрого осаждения сильномагнитных флокул.

Намагничивающие аппараты состоят из трубы и магнитной системы, создающей магнитное поле с напряжённостью 48-80 кА/м. Магнитная система устанавливается снаружи центральной трубы, иногда – внутри трубы. Для намагничивания применяются как электромагнитные системы, так и системы их постоянных магнитов.

Таблица 4.9. Технические характеристики размагничивающих аппаратов

[14]

Параметры	178-СЭ	177-СЭ	165А-СЭ	176А-СЭ
Диаметр трубы пульпопровода, мм	50	100	150	200
Максимальная напряжённость магнитного поля на оси трубы, кА/м	40	40	38	40
Мощность переменного тока, кВт	2,1	5,1	6,3	11,0
Объёмная производительность по пульпе, м <sup>3</sup> /ч	25	85	180	300
Габаритные размеры, мм:	930	1050	1080	1440
длина	458	574	635	635
ширина	492	608	670	670
высота	124	266	309	345
Масса аппарата, кг				

Для избирательной магнитной флокуляции разработан селективный магнитный флокулятор, особенностью которого является увеличивающееся по ходу движения пульпы магнитное поле. Селективный магнитный флокулятор позволяет получить “чистые” флокулы, не содержащие в ядре породных частиц. Флокулятор (рис. 4.8, з) состоит из немагнитной трубы 2, на которую установлены катушки 1 с увеличивающимся числом ампер-витков в направлении движения материала. Напряженность магнитного поля возрастает от 0 до 40 кА/м.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Для чего производят магнитизирующий обиг?
2. На каком оборудовании осуществляется подготовка руд к магнитному обогащению ?
3. Для чего производят обесшламливание ?
4. Дайте определение магнитной флокуляции?

## Лекция №50.

### Тема: Магнитизирующий обжиг. Схемы магнитного обогащения

#### План:

1. Технология обогащения сильномагнитных руд
2. Обогащение слабомагнитных руд

**Ключевые слова:** технологические схемы, дробление, грохочение, обеспыливание, обесшламливание, намагничивание, размагничивание, магнитизирующий обжиг.

#### Технология обогащения сильномагнитных руд

Схемы обогащения сильномагнитных железных руд включают подготовительные, основные (магнитная сепарация) и вспомогательные (удаление влаги) операции.

При магнитном обогащении к подготовительным операциям относятся операции дробления, грохочения, измельчения, классификации, размагничивания. Иногда применяют сушку, обжиг, обесшламливание, обеспыливание, намагничивание.

При дроблении железных руд применяются трёх-четырёхстадиальные схемы дробления. Схемы измельчения, как правило, трёхстадиальные и позволяют измельчить руду (промпродукт) до крупности 80-95 % класса –71 мкм. На ряде ГОКов (Ингулецкий, Лебединский) используются схемы самоизмельчения. Операция обесшламливания получила большее распространение при обогащении магнетитовых кварцитов.

На многих фабриках, особенно перерабатывающих скарновые и титаномагнетитовые руды, применяется сухая магнитная сепарация дроблёной руды. Назначением сухой магнитной сепарации является вывод части пустой породы в хвосты перед измельчением и глубоким обогащением. Иногда сухая магнитная сепарация позволяет получить конечный крупнокусовой концентрат (руды). Кроме того, с помощью сухой магнитной сепарации можно разделить руду на два потока с целью их последующей отдельной переработкой.

Хвосты сухой магнитной сепарации используются в качестве строительных материалов, что повышает комплексность использования железорудного сырья.

Руду перед сухой магнитной сепарацией дробят до крупности от 0-20 до 0-100 мм. Схемы сухой магнитной сепарации могут состоять из операций сепарации неклассифицированной дробленной руды или из операций классификации руды на мелкий и крупный класс с последующей отдельной магнитной сепарацией обоих классов или только крупного класса. В последнем случае мелкий несепарируемый класс объединяется с концентратом (промпродуктом) сухой магнитной сепарации.

Сухая магнитная сепарация в основном осуществляется в две операции. Вторая операция является контрольной для немагнитного продукта первого приёма обогащения. Магнитные продукты первой и второй операций объединяются. Для сухого магнитного обогащения применяются сепараторы типа ПБС и ЭБС.

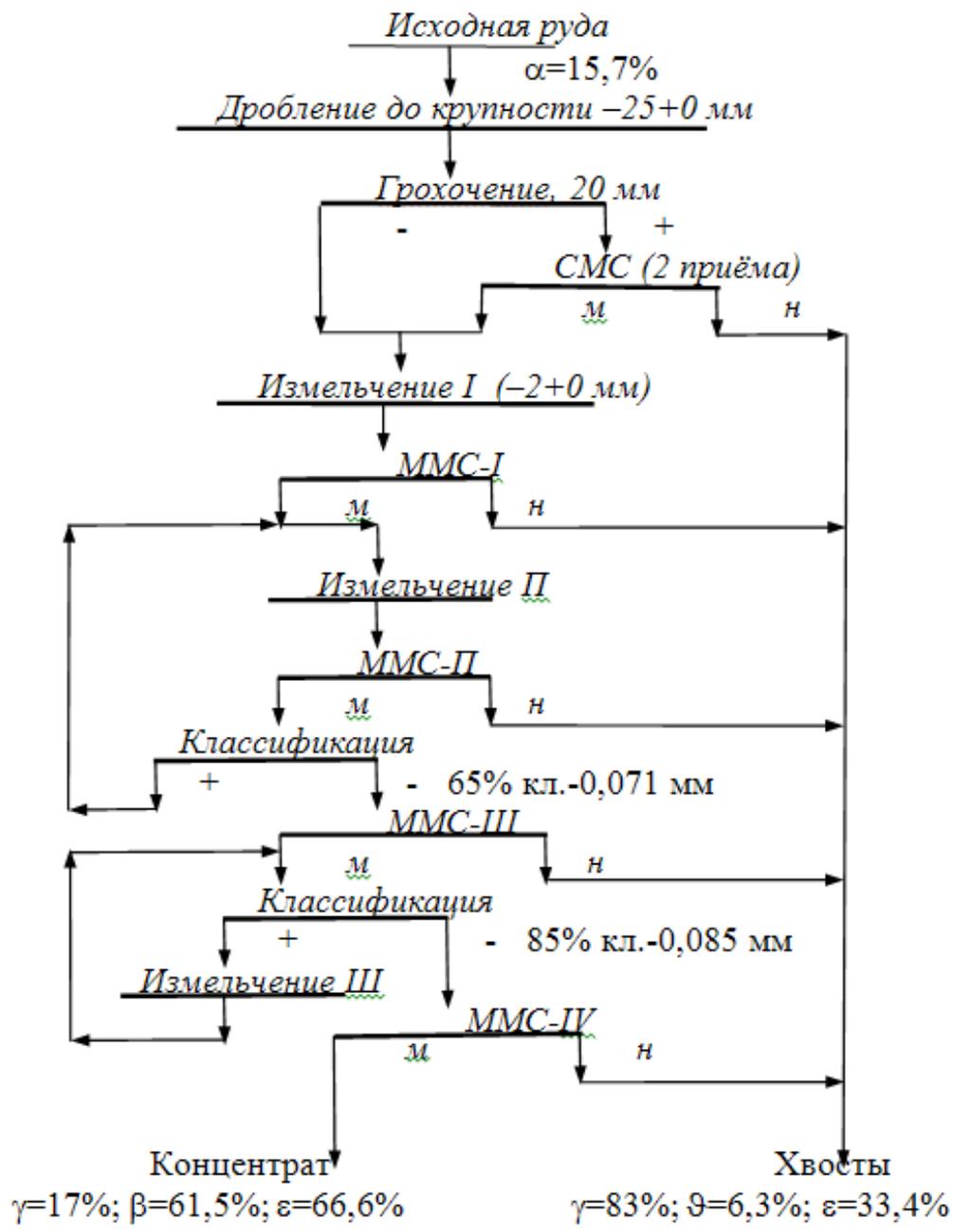


Рис. 5.2. Технологическая схема обогатительной фабрики Качканарского ГОКа:

*СМС* – сухая магнитная сепарация; *ММС* – мокрая магнитная сепарация; *м* – магнитный продукт; *н* – немагнитный продукт (операции размагничивания не показаны)

Схемы обогащения сильномагнитных руд имеют, как правило, три стадии измельчения и от четырёх до десяти и более операций мокрой магнитной сепарации. Большое число операций мокрой магнитной сепарации характерно для фабрик, перерабатывающих железистые кварциты. Для мокрого магнитного обогащения применяются сепараторы типа ПБМ. Размагничивание продуктов используется перед классификацией и фильтрованием.

Особенностью схем мокрого магнитного обогащения является их линейность и стадийный (пооперационный) вывод хвостов из процесса. Схемы со стадийным выделением концентрата и с контрольными операциями для немагнитного продукта не получили широкого применения. Технологические схемы Костомукшского ГОКа (железистые кварциты) и Качканарского ГОКа (титаномагнетитовые руды) приведены на рис. 5.1 и 5.2.

### **Обогащение слабомагнитных руд**

К слабомагнитным рудам, обогащаемым магнитными методами, относятся окисленные железные руды (мартитовые, гематитовые, бурожелезняковые), сидеритовые руды, марганцевые руды. Кроме того, магнитные методы применяются в схемах доводки вольфрамовых концентратов и коллективных гравитационных концентратов россыпных месторождений, содержащих слабомагнитные минералы. Для обогащения слабомагнитных руд применяются сепараторы с сильным магнитным полем валковые и высокоградиентные и в последнее время сепараторы с системами из редкоземельных магнитов.

#### **Технология обогащения слабомагнитных железных руд**

Схемы обогащения слабомагнитных железных руд можно разделить на три вида: 1) обжиг-магнитные схемы с использованием сепараторов со слабым магнитным полем; 2) магнитные схемы с использованием сепараторов с сильным магнитным полем; 3) комбинированные гравитационно-магнитные схемы с использованием сепараторов с сильным магнитным полем.

Обжиг-магнитные схемы состоят из операции магнетизирующего обжига дроблёной руды и последующего измельчения и мокрого обогащения в сепараторах со слабым полем типа ПБС. Сидеритовые руды Бакальского месторождения (Южный Урал) перерабатывают по схеме с сухой магнитной сепарацией.

Принципиально схемы магнитного обогащения обожжённой руды не отличаются от схем обогащения сильномагнитных магнетитовых руд, так как полученный после обжига искусственный магнетит имеет магнитную восприимчивость, лишь немного меньшую, чем естественный магнетит. Особенностью схем является более сложное размагничивание флокул, вследствие большей магнитной жесткости искусственного магнетита по сравнению с естественным.

Себестоимость железного концентрата, полученного по обжиг-магнитной схеме, выше себестоимости концентрата, получаемого из сильномагнитных руд

вследствие затрат на обжиг. Обжигмагнитные схемы применяются для обогащения окисленных железистых кварцитов на ЦГОКе (Украина), бурожелезняковых руд на Лисаковском ГОКе (Казахстан), сидеритовых руд Бакальского месторождения.

Магнитные схемы с использованием сепараторов с сильным магнитным полем имеют особенности, связанные в основном с конструкцией сепараторов и с низкими магнитными свойствами обогащаемых минералов.

Для обогащения слабомагнитных руд применяются валковые и высокоградиентные сепараторы с замкнутой рабочей зоной разделения, ограничивающей крупность исходного продукта. Поэтому некоторые схемы, особенно с применением высокоградиентных сепараторов, имеют дополнительные операции предварительного мокрого грохочения перед обогащением для предотвращения попадания в сепаратор крупных (случайных) частиц, которые могут забить его рабочую зону.

Наличие сильномагнитного магнетита в исходном продукте также может привести к забиванию (заращению) рабочей зоны сепаратора, особенно матриц высокоградиентного сепаратора. Очистка рабочей зоны сепаратора для слабомагнитных руд от магнетита вызывает определённые трудности, поэтому в схемах перед высокоинтенсивной сепарацией желательно предусматривать операцию магнитной сепарации в слабом поле для выделения магнетита.

Особенностью схем обогащения слабомагнитных руд является широкое применение контрольных операций для немагнитного продукта, которые реализуются либо в отдельных аппаратах, либо в одном аппарате с несколькими рабочими органами. Ряд схем имеют и перечистные операции для магнитного продукта. Схемы, как правило, линейны без циркуляции продуктов обогащения.

На рис. 5.3 приведена технологическая схема обогащения окисленной железной руды с применением высокоградиентных сепараторов типа Джонса с феррозаполнителем в виде рифлёных пластин [6]. Схема имеет две стадии измельчения до крупности 90-95 % класса  $-0,044$  мм.

Схемы обогащения измельчённых продуктов каждой стадии аналогичны. Измельчённый продукт после классификации поступает на сепарацию в слабом магнитном поле (барабанные сепараторы) для извлечения сильномагнитного магнетита. Немагнитный продукт барабанных сепараторов поступает на сгущение и далее на мокрое грохочение для удаления из пульпы случайных частиц. Подрешётные продукты грохотов направляются на высокоградиентную сепарацию с контрольной операцией для немагнитного продукта первого приёма сепарации. Магнитные продукты всех трёх операций объединяются.

Операция сгущения перед высокоградиентной сепарацией необходима для повышения массовой доли твёрдого до 50%, что необходимо для нормальной работы сепаратора Джонса и для повышения его производительности.

Комбинированные гравитационно-магнитные схемы с использованием сепараторов с сильным магнитным полем применяются для обогащения

бурожелезняковых, гематитовых и мартитовых руд. При обогащении слабомагнитные минералы железа концентрируются в тяжёлых продуктах гравитационных аппаратов и в магнитных продуктах сепараторов с сильным магнитным полем.

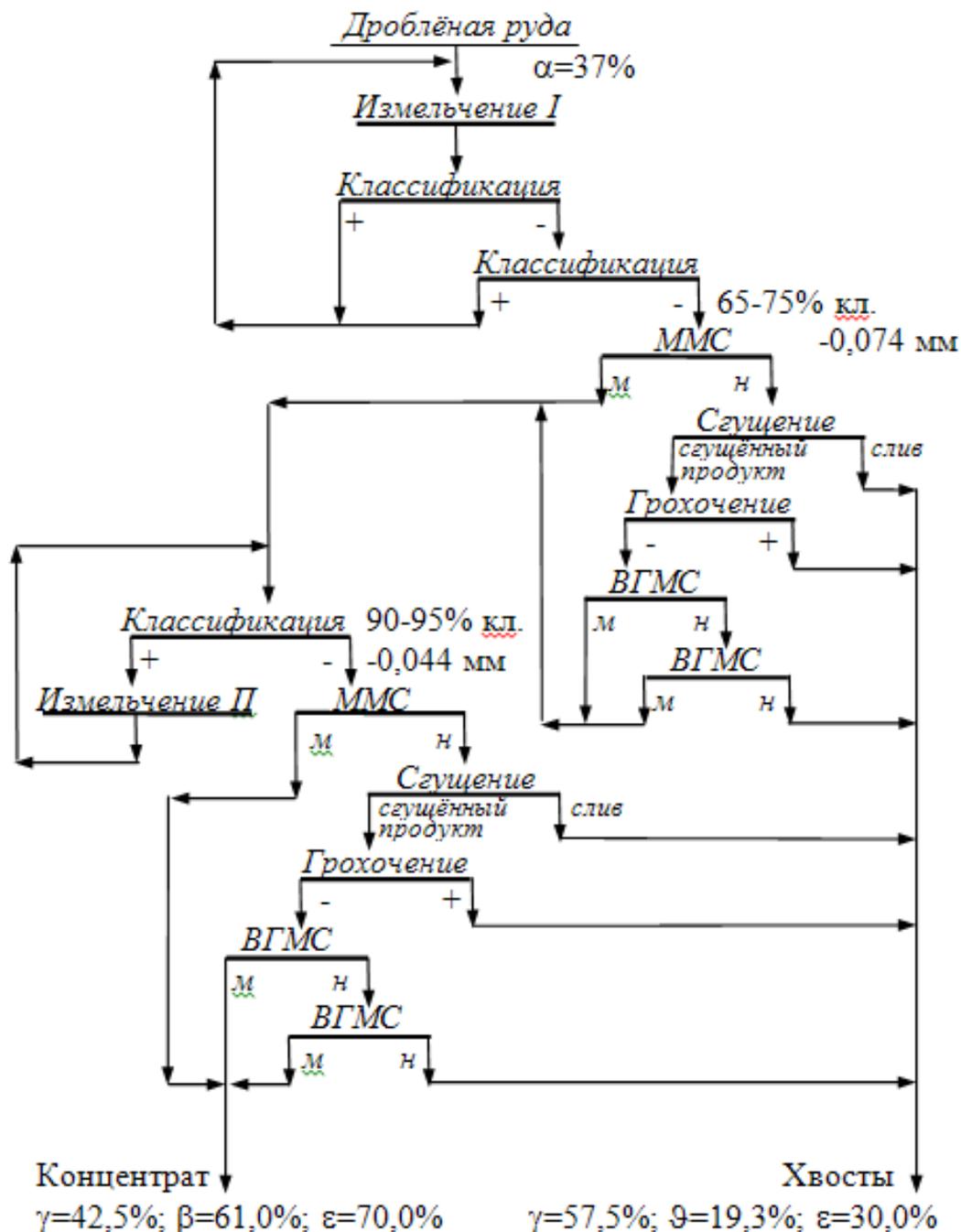


Рис. 5.3. Технологическая схема магнитного обогащения окисленной железной руды с применением сепараторов Джонса:

*ММС* – мокрая магнитная сепарация в слабом поле; *ВГМС* – мокрая высокоградиентная магнитная сепарация; *м* – магнитный продукт; *н* – немагнитный продукт

Магнитная сепарация применяется либо в качестве основной операции для обогащения мелких классов, либо в качестве перечистной операции для промпродуктов гравитационного обогащения.

### **Технология обогащения марганцевых руд**

При обогащении марганцевых руд широко применяются комбинированные гравитационно-флотационно-магнитные схемы. В технологических схемах гравитационные методы (отсадка, реже тяжелосредняя сепарация) применяются для крупных классов крупности +2(3) мм, магнитная сепарация используется для мелких классов крупности –2(3) мм, флотация применяется для тонких продуктов и шламов.

В практике обогащения марганцевых руд Никопольского (Украина) и Чиатурского (Грузия) месторождений мокрую магнитную сепарацию в сильном поле применяют для обогащения мелких классов крупности мытой руды –2(3) мм, для обогащения доизмельчённых до крупности –2(3) мм промпродуктов отсадки и для обогащения обесшламленных на гидроциклонах и классификаторах сливов промывки. Наибольшее распространение получили валковые сепараторы 4ЭВМ-38/250. Имеется положительный опыт использования высокоградиентных сепараторов для обогащения тонких продуктов.

### **Технология обогащения коллективных гравитационных концентратов россыпных месторождений**

Особенностью песков россыпного месторождения является наличие большого количества свободных частиц минералов практически при отсутствии сростков.

Полезные минералы в россыпях имеют большую плотность, чем минералы породы, поэтому их предварительно обогащают гравитационными методами с получением коллективного концентрата. В дальнейшем осуществляется разделение коллективного чернового концентрата на отдельные продукты с помощью магнитных и электрических методов обогащения (иногда в сочетании с гравитационными и флотационными методами).

Минералы, обогащаемые магнитными методами, которые могут содержаться в титано-циркониевых россыпях, по величине магнитной восприимчивости можно расположить в ряд: магнетит – ильменит – гранат ставролит монацит. Первый минерал ряда магнетит имеет самую большую магнитную восприимчивость, последний минерал монацит – самую низкую (см. табл. 3.4), поэтому для извлечения магнетита необходимо слабое магнитное поле ( $H=80-120$  кА/м), а для извлечения монацита – очень сильное магнитное поле ( $H=1600$  кА/м).

Немагнитные минералы, содержащиеся в титано-циркониевых россыпях, обогащаются электрическими методами (рутил является проводником, циркон – непроводником).

Если в коллективном гравитационном концентрате содержится много магнитных минералов (магнетит, ильменит), то применяются схемы с магнитной сепарацией в начале процесса (рис. 5.4, а). Если в гравитационном концентрате содержится большое количество не проводящих электричество минералов (циркон, ставролит, монацит), то применяются схемы с электрической сепарацией в начале процесса (рис. 5.4, б).

При доводке черновых гравитационных концентратов россыпей, содержащих вольфрамит и касситерит, магнитная сепарация в сильном поле применяется для отделения слабомагнитного вольфрамита в вольфрамовый концентрат от немагнитного касситерита (оловянный концентрат).

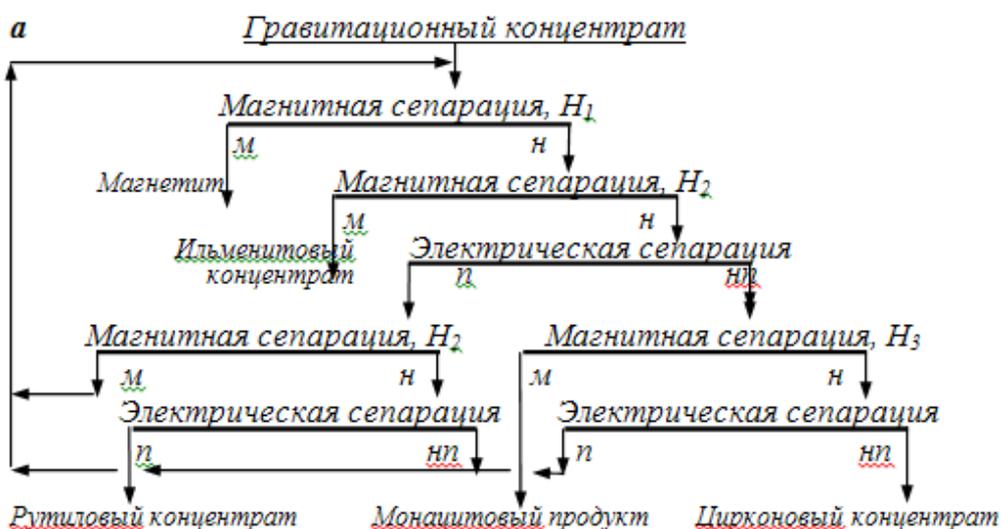


Рис. 5.4. Схемы обогащения коллективных гравитационных концентратов:

*a* – с магнитной сепарацией в начале процесса; *б* – с электрической сепарацией в начале процесса (операции сушки перед электрической сепарацией не показаны).

*m* – магнитный; *n* – немагнитный; *p* – проводники; *np* – непроводники; *t* – тяжёлый; *l* – лёгкий; *H* – напряжённость магнитного поля ( $H_1 < H_2 < H_3$ )

## Лекция №51

### Тема: Электрические методы обогащения минеральных частиц.

#### План:

1. История и применение электрических методов обогащения
2. Сущность и классификация электрических методов обогащения
3. Электрические свойства минералов и их измерение

**Ключевые слова:** Электрическая сепарация, электростатическая индукция, электростатическое поле, электрическая проводимость, электрическая проводимость, сопротивление минеральных частиц.

Первым аппаратом, положившим начало развитию электрических методов обогащения, стал электростатический сепаратор для очистки зёрен хлопка, изобретённый Гольтцом в 1870 году. Первый патент на способ электрической сепарации золота от кварца зарегистрирован в 1881 году. В 1901 г. Л.Блек и Д.Мошер изобрели электростатический сепаратор для разделения проводниковых и непроводниковых частиц. Этот сепаратор в 1905 г. был усовершенствован Гуффом и в 20-е годы XX века нашёл промышленное применение.

Г. Джонсон в 30-е годы XX века усовершенствовал электрическую часть сепаратора Гуффа. Тогда же он установил явление обратимости минералов. В 1936 году Н. Ф. Олофинский, М. В. Бачковский и П. М. Рывкин изобрели новый способ электрической сепарации коронный [5].

В настоящее время в России разработаны и выпускаются различные конструкции электрических сепараторов, реализующие все методы электрического разделения частиц.

Электрическая сепарация применяется для обогащения, классификации и обеспыливания зернистых сыпучих материалов крупностью менее 5 мм, переработка которых другими методами малоэффективна или невыгодна с экономической точки зрения. Процесс электрического обогащения осуществляется в воздушной среде (кроме диэлектрической сепарации), поэтому его применение особенно перспективно в маловодных районах.

Методы электрического обогащения в основном применяются в сочетании с другими методами (гравитационным, магнитным).

*Электрические методы применяются:*

для обогащения руд чёрных и других металлов (слабомагнитные железные и другие руды, минералы россыпных месторождений, черновые оловянные и вольфрамовые концентраты, черновые концентраты редкоземельных металлов);

обогащения неметаллических полезных ископаемых (кварц, полевой шпат, угольная мелочь, слюда и др. сырьё);

обогащения вторичных металлов (лом цветных и чёрных металлов, твёрдые бытовые отходы и др. сырьё)

обеспыливания и классификации различных видов сырья (строительные материалы, неметаллические и металлические полезные ископаемые).

## **Сущность и классификация электрических методов обогащения**

Электрический метод обогащения основан на различии в электрических свойствах подлежащих разделению компонентов (частиц) исходного сырья. Электрическое обогащение осуществляется в электрических сепараторах, особенностью которых является наличие в их рабочей зоне электрического поля, которое по-разному действует на разделяемые частицы.

В рабочей зоне электрических сепараторов на частицы действуют электрические силы: 1) сила электростатического поля; 2) сила зеркального отображения; 3) пондеромоторная сила.

Силы электростатического поля и зеркального отображения (Кулоновы силы) действуют на частицы только тогда, когда частицы имеют заряд. Если разделяемые частицы будут иметь различные заряды или по знаку, или по величине, то эти частицы можно разделить под действием электрических сил. При этом одноимённо заряженные тела (частицы и электроды сепаратора) будут отталкиваться, а разноимённо заряженные тела – притягиваться. Величина заряда зависит от свойств частиц – электрической проводимости и размера.

Частицы проводников и непроводников (диэлектриков), не имеющие заряда, по-разному взаимодействуют с электрическим полем (заряжаются). При электрической сепарации наиболее важными процессами являются электростатическая индукция (электризация через влияние) для проводников и поляризация диэлектриков.

Электростатическая индукция. Если в электрическое поле поместить частицу-проводник, то в ней будет наблюдаться движение электрических зарядов: положительных к отрицательному электроду, а отрицательных к положительному. В результате перемещения свободных зарядов на стороне проводника, обращенной к положительному электроду, образуется избыточный отрицательный заряд, а на стороне, обращённой к отрицательному электроду равный по абсолютному значению избыточный положительный заряд. Если частица выйдет из зоны действия электрического поля без контакта с электродом, то наведённый в ней заряд исчезнет.

Если частица соприкоснётся с электродом, то с неё стечёт заряд, разноимённый по знаку с этим электродом, а одноимённый заряд останется и частица оттолкнётся от электрода. Частицы проводников очень быстро получают заряды, разряжаются и перезаряжаются в электрических полях.

Поляризация диэлектриков. У диэлектриков (непроводников) положительные и отрицательные заряды связаны между собой и не могут свободно перемещаться под действием поля. Под влиянием электрического поля связанные электрические заряды диэлектрика могут только смещаться (произойдёт ориентация диполей), причём тем больше, чем выше

напряжённость поля. Положительные заряды диполей будут направлены к отрицательному электроду, а отрицательные заряды – к положительному электроду. На поверхностях диэлектрика, обращённых к электродам, образуются слои некомпенсированных зарядов.

Поляризованные или предварительно заряженные частицы диэлектриков при контакте с электродом сепаратора притягиваются к нему, так как они очень медленно разряжаются и перезаряжаются.

Пондеромоторная электрическая сила появляется только в неоднородном электрическом поле и зависит от разницы в диэлектрических проницаемостях разделяемых частиц  $\varepsilon_1$  и  $\varepsilon_2$  и среды разделения  $\varepsilon_c$  (обычно жидкий диэлектрик). Если  $\varepsilon_1 > \varepsilon_c$ , то такая частица втянется в область поля с большей напряжённостью, если  $\varepsilon_2 < \varepsilon_c$ , то такую частицу электрическое поле вытолкнет в участок с низкой напряжённостью.

Механические силы. К механическим силам, действующим на частицы при электрическом обогащении, относятся силы тяжести, центробежная, адгезии и сила сопротивления среды. Характер действия этих сил на разделяемые частицы рассмотрен в первой части.

Среди многообразия процессов электрического обогащения по используемому свойству для разделения можно выделить четыре основных способа сепарации.

1. Сепарация, при которой реализуется разделение по электрической проводимости. При этом способе исходный продукт делится на проводники, полупроводники и непроводники (диэлектрики). Способ реализуется в электростатических, коронных и коронно-электростатических сепараторах.

2. Сепарация, при которой реализуется разделение по диэлектрической проницаемости. При этом способе исходный продукт делится на частицы с большим и меньшим значением диэлектрической проницаемости. Способ реализуется в диэлектрических сепараторах.

3. Сепарация, при которой реализуется разделение по способности частицами получать трибозаряд. При этом способе исходный продукт делится на частицы, получившие в результате трибоэлектризации положительный и отрицательный заряд. Способ реализуется в трибоэлектростатических сепараторах.

4. Сепарация, при которой реализуется разделение по крупности. При этом способе частицы однородного материала получают заряд, пропорциональный их крупности. Чем больше крупность частиц, тем меньший удельный заряд она получит. Способ применяется для однородных по минеральному составу продуктов и реализуется в трибоадгезионных и коронных сепараторах.

Кроме вышеперечисленных способов сепарации отдельно выделяют пневмоэлектросепарацию, при которой транспортирование исходного продукта осуществляют воздушным потоком, и другие менее распространённые способы сепарации – флюидизационно-электростатическая, пироэлектростатическая, коронно-магнитная, оптико-электрическая.

По способу сообщения заряда частицам и основным электрическим силам, действующим на разделяемые частицы, электрические сепараторы делятся: 1) на электростатические; 2) коронные; 3) коронно-электростатические; 4) трибоэлектростатические; 5) трибоадгезионные; 6) диэлектрические.

### Электрические свойства минералов и их измерение

К электрическим свойствам минералов, по которым осуществляется разделение, относятся электрическая проводимость и диэлектрическая проницаемость. Электрические свойства минералов, как и магнитные, не являются постоянными физическими величинами, они зависят от состояния поверхности частиц (окисление, загрязнение), от влажности и температуры.

*Электрическая проводимость* – это величина, обратная электрическому сопротивлению:

$$G=1/R, (7.17)$$

где  $G$  – электрическая проводимость, См;  $R$  – электрическое сопротивление, Ом.

Общая электрическая проводимость частицы равна сумме проводимостей поверхности частицы и её объёма, поэтому особое значение имеет чистота поверхности частицы.

*Удельная электрическая проводимость* ( $\sigma$ , См/м) при постоянном сечении частицы определяется по формуле

$$\sigma = Gl/S, (7.18)$$

где  $l$  расстояние между электродами, м;  $S$  сечение частицы, м<sup>2</sup>.

Удельная электрическая проводимость используется для классификации минералов по проводимости: 1) проводники с удельной электрической проводимостью более  $10^{-1}$  См/м; 2) полупроводники с  $\sigma$  от  $10^{-8}$  до  $10^{-1}$  См/м; 3) диэлектрики или непроводники с  $\sigma$  менее  $10^{-8}$  См/м.

*Диэлектрической проницаемостью* ( $\epsilon$ ) называется отношение сил взаимодействия зарядов в вакууме и в среде

$$\epsilon = F_0/F, (7.19)$$

где  $F_0$ ,  $F$  сила взаимодействия электрических зарядов соответственно в вакууме и в среде, Н.

Диэлектрическая проницаемость величина безразмерная.

Электрические свойства некоторых минералов приведены в табл. 7.1.

*Влияние влажности и температуры на электрические свойства минералов.* Влажность среды приводит к поглощению воды гигроскопичными минералами и к изменению поверхностной составляющей электрической проводимости. При удельной электрической проводимости порядка  $10^{-6}$  См/м и менее влажность образцов минералов не оказывает существенного влияния на их проводимость. Влажность минералов влияет также и на диэлектрическую проницаемость. Повышение влажности по-разному влияет на изменение

электрических свойств для каждого конкретного минерала, но, как правило, с ростом влажности минерала происходит увеличение электрической проводимости и диэлектрической проницаемости. Температура минерала оказывает сильное влияние на его электрическую проводимость. Электрическая проводимость проводников, диэлектриков и полупроводников с ростом температуры может сильно изменяться.

Определение электрической проводимости (электрического сопротивления) минералов

Прибор для измерения электрического сопротивления диспергированных проб (рис. 7.1, а) состоит из корпуса 1, нижнего электрода 2 и верхнего электрода 5, между которыми устанавливается стеклянная трубка 3, заполненная измельчённой пробой минерала 4. Верхний электрод 5 поджимается к образцу пружиной 6. Провода от электродов подключаются к схеме измерения сопротивления. Для перехода к электрической проводимости используются формулы (7.17) и (7.18).

Прибор для измерения электрического сопротивления монолитных образцов имеет аналогичную конструкцию. Между электродами помещается исследуемый образец с заданными геометрическими размерами, например, сечением 5 x 5 мм и высотой 15 мм (стеклянная трубка отсутствует). Торцы образца, для лучшего контакта с электродами, должны быть отшлифованными.

**Контрольные вопросы:**

1. Какова сущность электрических методов обогащения?
2. Приведите классификацию электрических методов обогащения?
3. Что такое электрическая проводимость?
4. Что такое диэлектрическая проницаемость?

## Лекция №52.

### Тема: Виды электрических сепараторов.

#### План:

1. Сведения электрическая сепарация
2. Виды электрических сепараторов

**Ключевые слова:** Электрический сепаратор, трибоэлектрическая сепарация, барабан-электрод, камерный электростатический сепаратор, каскадный пластинчатый электростатический сепаратор, коронный сепаратор

#### Электростатическая сепарация

При электростатической сепарации осуществляется разделение частиц минералов по электрической проводимости. При этом способе исходный продукт делится на проводники, полупроводники и диэлектрики.

Электростатический способ сепарации предусматривает проведение следующих технологических операций: подготовка материала к обогащению, сообщение селективного заряда частицам и разделения их в электрическом поле. В чисто электростатических сепараторах операция сообщения заряда частицам совмещается с операцией разделения.

Наибольшее распространение при обогащении полезных ископаемых получила *собственно электростатическая сепарация* и *трибоэлектростатическая сепарация* (сообщение заряда путём трибоэлектризации предшествует операции разделения). Известна также *флюидизационно-электростатическая сепарация* (сообщение заряда в кипящем слое) и *пироэлектростатическая сепарация* (сообщение заряда путём нагрева).

По конструктивному исполнению основного элемента – электрода электростатические сепараторы делятся на барабанные, камерные и пластинчатые. Сепараторы любой конструкции могут выполняться из нескольких однотипных узлов, располагаемых каскадно. Основные конструкции электростатических сепараторов приведены на рис. 8.1.

*Барабанный электростатический сепаратор* (рис. 8.1, а) состоит из питателя 1, вращающегося заземлённого барабана-электрода 2, отклоняющего изолированного электрода 3, трубчатой формы, источника высокого напряжения 4, щётки 5 для очистки барабана, шиберов 6 для регулирования качества и количества продуктов разделения и приёмников продуктов разделения 7.

Исходный материал с помощью питателя равномерным слоем подаётся на барабан-электрод. Частицы-проводники получают от барабана положительный заряд очень быстро и отталкиваются от барабана («+» от «+») и попадают в приёмник проводниковой фракции. Для большего отклонения частиц-проводников от барабана применяют отклоняющий отрицательный электрод, к которому стремятся притянуться частицы-проводники. Частицы-диэлектрики за

время нахождения на барабане-электроде не успевают получить существенный заряд и не отталкиваются от барабана. Кроме того, частицы-диэлектрики поляризуются в электростатическом поле и притягиваются к барабану. Для очистки барабана от частиц-диэлектриков применяется вращающаяся щётка. Частицы с промежуточными электрическими свойствами попадают в приёмник промпродуктовой фракции.

Первые электростатические барабанные сепараторы, например сепаратор Блека и Мошера, имели изолированные отрицательные барабаны-электроды и не имели дополнительного отклоняющего электрода. Впоследствии по условиям безопасности барабаны-электроды стали заземлять и применять отклоняющие электроды для повышения технологических показателей разделения.

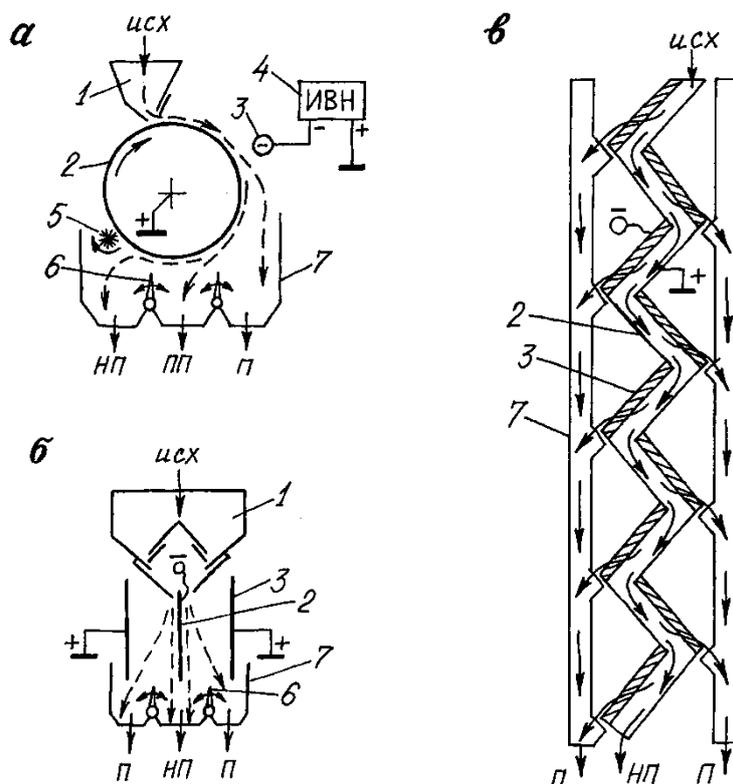


Рис. 8.1. Схемы электростатических сепараторов:

*а* – барабанный сепаратор; *б* – камерный с вертикально расположенными электродами-пластинами; *в* – каскадный пластинчатый сепаратор

*1* – бункер-питатель; *2* – зарядный электрод (барабан, пластина); *3* – отклоняющий электрод (труба, пруток, пластина, перфорированная жалюзиобразная пластина); *4* – источник высокого напряжения; *5* – щётка; *6* – шибер; *7* – приёмники продуктов разделения

п – проводники; нп – непроводники (диэлектрики); пп – промежуточный продукт

*Камерный электростатический сепаратор с вертикально расположенными электродами* (рис.8.1, *б*) состоит из бункера питателя *1*, двух

заземлённых положительных электродов-пластин 3, между которыми установлен центральный изолированный отрицательный электрод-пластина 2.

Исходный материал с помощью питателя 1 равномерным слоем подаётся на зарядную пластину-электрод 2 с обеих её плоскостей. Частицы-проводники очень быстро заряжаются и отталкиваются от зарядного электрода («-» от «-»). Большее отклонение частиц-проводников достигается с помощью боковых электродов 3, так как частицы-проводники стремятся притянуться к ним («-» к «+»). Частицы-диэлектрики не успевают получить существенный заряд от электрода 2, поляризуются и скользят по нему вниз, попадая в свой приёмник. Для регулирования качества и количества продуктов разделения используются шиберы 6.

Тонкодисперсные частицы непроводников вследствие адгезионного эффекта и явления поляризации закрепляются на электроде 2 и ухудшают процесс сепарации. Встряхивание электрода не приводит к его очистке, поэтому в сепараторах с пластинчатыми электродами обогащают обеспыленный узкокклассифицированный продукт.

*Каскадный пластинчатый электростатический сепаратор* (конструкции А. П. Ковалёва) содержит 16 однотипных каскадов, установленных зигзагообразно. На рис. 8.1, в приведена схема этого сепаратора (показаны девять каскадов). Каждый из каскадов сепаратора состоит из нижнего заземлённого положительного гладкого пластинчатого электрода 2 и верхнего изолированного отрицательного жалюзиобразного электрода 3, выполненного в виде наклонных пластин. Угол наклона электродов составляет около  $50^{\circ}$ .

Частицы-проводники заряжаются на нижнем электроде, отталкиваются от него («+» от «+»), движутся к верхнему электроду («+» к «-»), проходят через зазор между наклонными пластинами и собираются в приёмник 7. Частицы-проводники, не прошедшие сквозь верхний электрод, попадают на нижний электрод следующего каскада, где процесс их зарядки продолжается. Частицы-непроводники движутся по зигзагообразно установленным электродам (нижним), пока не попадут в свой приёмник.

Транспортирование материала по наклонным пластинчатым электродам имеет ряд особенностей, связанных с возможностью получения частицами-диэлектриками значительных трибозарядов из-за трения частиц друг о друга и о поверхность электрода, что может значительно ухудшить показатели обогащения.

### **Трибоэлектростатическая сепарация**

При трибоэлектростатической сепарации осуществляется разделение частиц минералов, получивших в результате трибоэлектризации положительный и отрицательный заряды. Трибоэлектростатическую сепарацию применяют для разделения минералов-диэлектриков.

Главной отличительной особенностью трибоэлектростатических сепараторов от собственно электростатических является разделение операций сообщения заряда (первая операция) и разделения частиц (вторая операция).

Для трибоэлектризации (зарядки) частиц исходного материала чаще используют контакт частиц со специальными поверхностями (подложками), по которым частицы движутся в зону разделения, получая трибозаряд.

На результаты трибоэлектризации частиц оказывают влияние свойства разделяемых минералов, скорость и характер движения частиц по подложке, её свойства и наличие заземления подложки. Если подложка изолирована от земли, то на ней скапливаются трибозаряды, нарушая процесс зарядки частиц, поэтому трибоповерхности обычно заземляют. При использовании неэлектропроводных материалов для изготовления подложки над ней на некотором расстоянии устанавливают подогреваемую проволочную сетку для снятия свободных зарядов.

Обычно для изготовления подложек (поверхностей) используют медь, алюминий, различные марки сталей, оцинкованное и лужёное железо, стекло, текстолит, пластмассы и другие материалы. При прочих равных условиях предпочтение отдаётся электропроводным материалам.

Одним из факторов, препятствующих применению трибоэлектростатической сепарации, является нивелировка свойств разделяемых минералов вследствие закрепления на их поверхности тонкодисперсных частиц и образования однородных плёнок. Эффективным средством в этом случае является предварительная очистка поверхности оттиркой или химическим растворением плёнок с последующим обеспыливанием. Нагрев как минералов, так и подложки может привести к изменению знака и величины трибозарядов минералов.

Трибозарядка о подложку может произойти при скатывании частиц под действием силы тяжести при виброили пневмотранспортировании. Трибоэлектростатические сепараторы делятся на барабанные и камерные, схемы которых приведены на рис. 8.2.

*Трибоэлектростатический барабанный сепаратор* (см. рис. 8.2, а) состоит из бункера-питателя 1, наклонной пластины 2, вращающихся барабанов-электродов 3 и 4, щёток для очистки барабанов 5, шибера 6 и приёмников продуктов разделения 7.

Исходный материал с помощью бункера-питателя 1 равномерным слоем подается на пластину (подложку) 2, где частицы одних минералов получают положительный заряд, а частицы других – отрицательный. При попадании частиц с отрицательным зарядом на положительный барабан 4 они притянутся к барабану («-» к «+») и будут транспортироваться последним в свой приёмник. При попадании частиц с положительным зарядом на положительный барабан 4 они оттолкнутся от барабана 4 («+» от «+») и притянутся к барабану 3 («+» к «-») и попадут в свой приёмник.

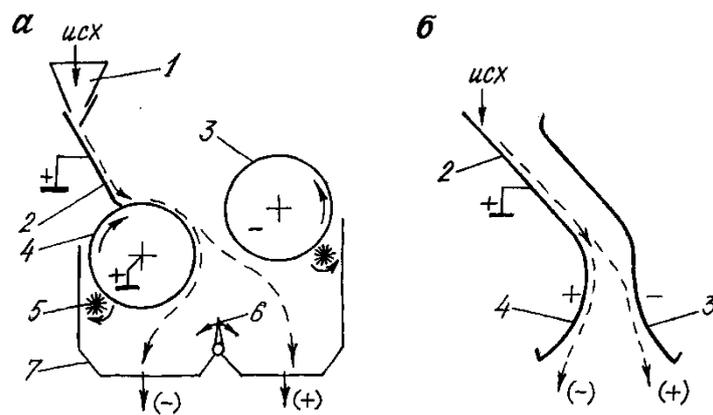


Рис. 8.2. Схемы трибоэлектростатических сепараторов:

*а* – барабанный; *б* – камерный с пластинчатыми электродами

1 – бункер-питатель; 2 – наклонная пластина (подложка); 3 и 4 – электроды (барабаны, пластины специального профиля); 5 – щётка; б – шиббер; 7 – приёмники продуктов разделения

(-) – частицы с отрицательным зарядом; (+) – частицы с положительным зарядом

*Трибоэлектростатический камерный сепаратор с пластинчатыми электродами* (см. рис. 8.2, б) состоит из наклонной плоскости 2 с вибрацией или без таковой, на которую подаётся из питателя исходный материал. Получившие трибозаряд на плоскости 2 частицы попадают в камеру разделения, образованную двумя электродами 3 и 4 специального профиля. Частицы с положительным зарядом притягиваются к отрицательному электроду 3, частицы с отрицательным зарядом к положительному электроду 4.

### Сепарация в поле коронного разряда

При сепарации в поле коронного разряда осуществляется разделение частиц в основном по электрической проводимости и по крупности. При этом способе исходный материал делится на проводники, полупроводники и диэлектрики или на грубозернистую и тонкозернистую фракции. Коронный способ сепарации применяется для обогащения, классификации и обеспыливания полезных ископаемых и других продуктов.

Общим для этих процессов является использование поля коронного разряда для сообщения зарядов разделяемым компонентам. Поле коронного разряда является весьма неоднородным. Если подвести напряжение к игольчатому и плоскому электроду, то перед искровым разрядом возникнет коронный разряд. Коронный разряд (корона) быстрее образуется у электрода с меньшим радиусом кривизны (проволока, иглы и др.), поэтому этот электрод называют коронирующим (КЭ).

Начальная напряжённость поля  $E_k$  (В/м) системы провод-плоскость зависит от радиуса провода КЭ и относительной плотности воздуха (при

давлении 100 кПа и температуре 25 °С,  $\rho_B=1,23 \text{ кг/м}^3$ ) и определяется по эмпирической формуле Пике

$$E_k = 31\rho_B(1 + 0,308/\sqrt[3]{\rho_B r_3}), \quad (8.1)$$

где  $r_3$  – радиус коронирующего электрода, мм.

Напряжение зажигания короны  $U_k$ , В

$$U_k = E_k r_3 \ln(2h/r_3), \quad (8.2)$$

где  $h$  – расстояние между проводом и плоскостью, м.

Ток коронного разряда  $I_k$  (А) для указанного случая определяется по формуле

$$I_k = \frac{0,78kU(U - U_k)}{r_3^2 \ln(2h/r_3)}, \quad (8.3)$$

где  $k$  – коэффициент пропорциональности;  $U$  напряжение на коронирующем проводе, В.

Коронный разряд – это незавершённый пробой воздушного промежутка. Для коронного разряда характерна ионизация воздуха только у коронирующего электрода. При ионизации воздуха ионы противоположного знака с коронирующим электродом движутся к нему и отдают свой заряд. Ионы одинакового знака с коронирующим электродом движутся к противоположному электроду с большим радиусом кривизны и осаждаются на нём, заряжая частицы, находящиеся в межэлектродном пространстве. Электрод с большим радиусом кривизны называется *осадительным*.

В зависимости от полярности приложенного напряжения выделяют *положительную* и *отрицательную* короны. Положительная корона представляет собой бледно-голубое свечение газа вокруг коронирующего электрода. Отрицательная корона проявляется в виде отдельных светящихся точек.

Пробивное напряжение между электродами при отрицательной короне существенно выше, чем при положительной. Поэтому в практике применения коронного способа разделения применяют отрицательную корону.

Коронные сепараторы бывают пластинчатые, барабанные, камерные, ленточные и трубчатые. Наибольшее распространение получили камерные и барабанные сепараторы. Электрические фильтры, применяющиеся для обеспыливания воздуха, по своей сути являются коронными сепараторами.

Конструкции барабанного коронно-электростатического и камерного коронного сепараторов приведены на рис. 8.3.

*Барабанный коронно-электростатический сепаратор* (см. рис. 8.3, а) состоит из питателя 1, изолированного коронирующего электрода 2, вращающегося заземлённого барабана-электрода 3, источника высокого напряжения 4, корпуса 5, щетки 6 для очистки барабана, шиберов 7 для регулирования качества и количества продуктов разделения и отклоняющего изолированного электрода 8.

Исходный материал с помощью питателя равномерным слоем подаётся на вращающийся барабан-электрод, который транспортирует материал в межэлектродное пространство. Отрицательные ионы воздуха движутся от

коронирующего отрицательного электрода к противоположному положительному электроду-барабану и заряжают все частицы исходного материала (и проводники, и непроводники) отрицательным зарядом, величина которого (удельная) обратно пропорционально зависит от крупности и плотности частиц.

В дальнейшем, при выходе частиц из межэлектродного пространства, осуществляется их селективная разрядка на барабане-электроре. Частицы-диэлектрики будут разряжаться на барабане очень медленно и притянутся к нему («-» к «+»). Для очистки барабана от частиц-непроводников применяется вращающаяся щётка.

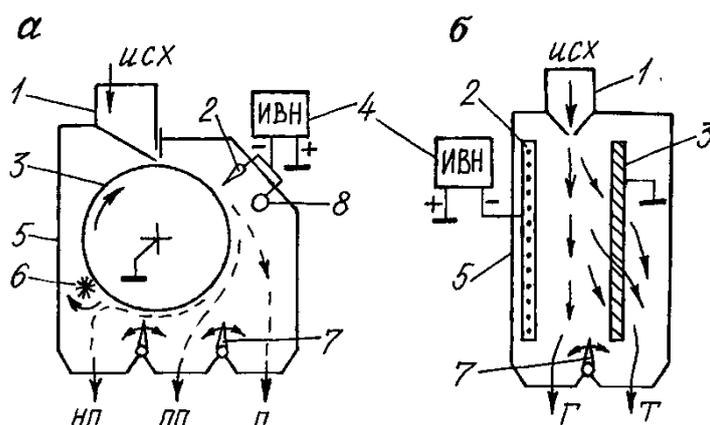


Рис. 8.3. Схемы коронных сепараторов:

а – барабанный коронно-электростатический; б – камерный

1 – бункер-питатель; 2 – коронирующий электрод; 3 – осадительный электрод; 4 – источник высокого напряжения; 5 – корпус; 6 – щётка; 7 – шибер; 8 – отклоняющий электрод

п – проводники; нп – непроводники; пп – промежуточный продукт; г – грубозернистая фракция; т – тонкозернистая фракция

Частицы-проводники очень быстро разрядятся на заземлённом барабане и также очень быстро получат от барабана положительный заряд и оттолкнутся от барабана («+» от «+»). Для большего отклонения частиц-проводников часто применяют отклоняющий электрод, к которому при движении стремятся притянуться частицы-проводники. Частицы с промежуточными электрическими свойствами попадают в приёмник промпродуктовой фракции.

При наличии дополнительного отклоняющего электрода барабанный сепаратор называется коронно-электростатическим, при отсутствии отклоняющего электрода – коронным.

В барабанном коронном (коронно-электростатическом) сепараторе осуществляется разделение частиц по электрической проводимости. Повышенная влажность исходного материала нивелирует электрические свойства разделяемых минералов, поэтому для исключения этого явления

барабаны сепараторов часто подогревают с помощью теплоэлектронагревателей.

*Камерный коронный сепаратор* (см. рис. 8.3, б) состоит из питателя 1, изолированного отрицательного коронирующего электрода 2 и заземлённого положительного осадительного 3 электродов, источника высокого напряжения 4, корпуса 5 и шибера 7 для регулирования качества и количества продуктов разделения.

Камера сепаратора образована коронирующим и осадительным электродами, выполненными в виде рамок. В рамке коронирующего электрода монтируется ряд проволок небольшого диаметра или трубок со вставленными в них лезвиями. В рамке осадительного электрода наклонно установлены проводящие пластины (жалюзи).

В камерных сепараторах осуществляется разделение по крупности (обеспыливание и классификация) однородных по составу продуктов. Исходный продукт с помощью питателя подаётся в камеру сепаратора. Частицы материала, двигаясь под действием гравитационных сил мимо коронирующего электрода, получают от него отрицательный заряд. Более крупные частицы получают небольшой по величине удельный заряд (отнесённый к единице массы), практически не изменяют своей траектории движения и попадают в приёмник для грубозернистой фракции. Более мелкие частицы получают высокий удельный заряд и отталкиваются от коронирующего электрода («-» от «-») и стремятся притянуться к осадительному электроду («-» к «+»). В результате этого мелкие частицы изменяют свою траекторию движения и попадают в приёмник для тонкозернистой фракции. Часть мелких частиц проходят между отверстиями наклонно установленных пластин осадительного электрода и также попадают в приёмник для тонкозернистой фракции.

### **Трибоадгезионная сепарация**

При трибоадгезионной сепарации осуществляется разделение однородных по минеральному составу частиц по крупности (обеспыливание и классификация). Процесс трибоадгезионной сепарации предложил в 1952 г. Олофинский Н. Ф., при котором «вредное» свойство прилипания мелких частиц к электродам и сцепление частиц друг с другом под действием сил адгезии использовано для разделения по крупности.

*Барабанный трибоадгезионный сепаратор* (рис. 8.4, а) состоит из питателя 1, вибрлотка 2, изолированного барабана 3, щётки 4 для очистки барабана, шибера 5 для регулирования качества и количества продуктов разделения и корпуса 6.

В этом сепараторе силой, притягивающей частицы к барабану, является сила адгезии, а силой, отталкивающей частицы от барабана, – центробежная (сила тяжести не рассматривается, так как действует в одном направлении на частицы). Сила адгезии, по Дерягину Б. В., состоит из молекулярной и электрической сил. Причём бóльшую роль в формировании электрической

составляющей силы адгезии играют кулоновская сила зеркального отображения, если частица предварительно заряжена (имеет остаточный заряд).

Частицы исходного продукта с помощью питателя подаются на виброплоскость, где они получают трибозаряд, причем чем меньше размер частицы, тем больший удельный заряд она получит. Далее, заряженные частицы попадают на вращающийся изолированный барабан. На более крупные частицы центробежная сила действует сильнее, и сила притяжения крупных частиц к барабану за счет силы адгезии низка (как молекулярная, так и электрическая зеркального отображения), поэтому крупные частицы оторвутся от барабана раньше и попадут в приёмник грубозернистой фракции. На более мелкие частицы центробежная сила действует в меньшей степени, и сила притяжения мелких частиц к барабану за счет силы адгезии более высока, поэтому мелкие частицы притянутся к барабану и попадут в приёмник тонкозернистой фракции.

При значительных зарядах (остаточных) электрические силы адгезии превышают молекулярные, и это обстоятельство позволяет расширить диапазон использования трибоадгезионной сепарации по максимальной крупности материала до 5 мм.

Основным способом предварительной зарядки частиц при трибоадгезионной сепарации является трибоэлектризация, хотя можно применить и контактный способ, и зарядку в поле коронного разряда. Поэтому более точным названием этого процесса было бы *электроадгезионная сепарация* [5].

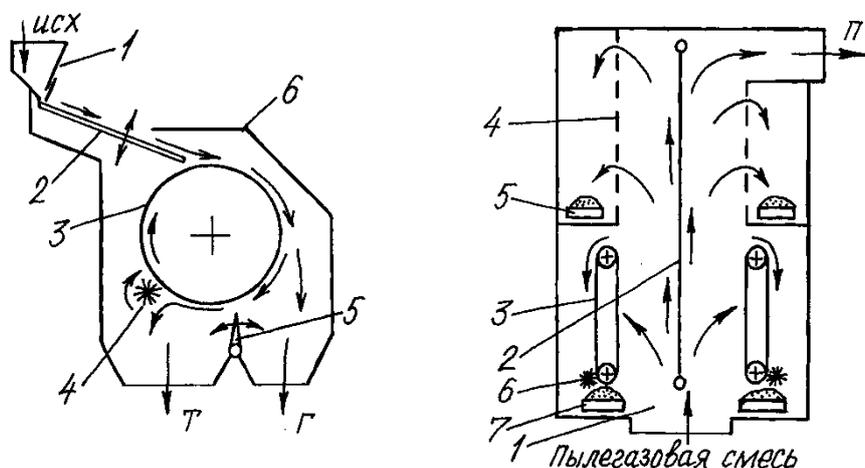


Рис. 8.4. Схемы трибоадгезионного барабанного (а) и пневмоэлектрического (б) сепараторов:

а – барабанный трибоадгезионный сепаратор: 1 – бункер-питатель; 2 – вибролоток; 3 – вращающийся барабан; 4 – щётка; 5 – шибер; 6 – корпус; б – пневмоэлектрический сепаратор с комбинированным осадительным электродом: 1 – рабочая камера; 2 – коронирующий электрод; 3 – осадительный электрод (конвейер); 4 – перфорированный осадительный электрод; 5, 7 – конвейеры для разгрузки непроводниковой фракции; 6 щётка

### **Пневмоэлектрическая сепарация**

При пневмоэлектрической сепарации используется разделение частиц в электрических полях при транспортировании исходного материала воздушным потоком. Пневмоэлектрические сепараторы используются для обогащения тонкодисперсных материалов.

При пневмоэлектрической сепарации сообщение заряда частицам осуществляется в поле коронного разряда, контактным способом и трибоэлектризацией. Известны несколько конструкций пневмоэлектрических сепараторов. Рассмотрим принцип разделения при пневмоэлектрической сепарации на примере сепаратора с комбинированным осадительным электродом.

*Пневмоэлектрический сепаратор с комбинированным осадительным электродом* (см. рис. 8.4, б) состоит из рабочей камеры 1, коронирующего центрального электрода 2, двух нижних осадительных электродов (конвейеров) 3, двух верхних перфорированных осадительных электродов 4, двух верхних 5 и двух нижних 7 конвейеров для разгрузки непроводниковой фракции, щеток 6 для очистки нижних осадительных электродов (конвейеров). Электрод 2 изолирован от земли, а электроды 3 и 4 заземлены.

Исходная смесь транспортируется потоком воздуха через камеру сепаратора. Все частицы (проводники и непроводники) получают отрицательный заряд в поле короны и отталкиваются от коронирующего электрода («-» от «-»). Более мелкие частицы-непроводники, получившие больший удельный заряд, притягиваются к электродам-конвейерам 3 и разгружаются конвейерами 7 в сборник непроводниковой фракции. Более крупные частицы-непроводники, получившие меньший удельный заряд, поднимаются вверх по камере сепаратора и притягиваются к электродам 4, проходят через перфорации и разгружаются конвейерами 5 в приёмник непроводниковой фракции.

Частицы-проводники после контакта с осадительными электродами 3 и 4 перезаряжаются, получают положительный заряд и отталкиваются от осадительных электродов и увлекаются потоком воздуха в верхнюю часть сепаратора, где они разгружаются в приёмник проводниковой фракции.

Скорость движения воздушного потока в сепараторе относительно невелика, но она должна быть больше скоростей витания самых крупных частиц.

### **Диэлектрическая сепарация**

При диэлектрической сепарации осуществляется разделение частиц минералов по диэлектрической проницаемости. При этом способе исходный продукт делится на частицы с большим и меньшим значением диэлектрической проницаемости.

Диэлектрическая сепарация – это единственный метод электрического обогащения, не требующий сообщения заряда разделяемым частицам. Диэлектрическая сепарация осуществляется, как правило, в среде жидкого диэлектрика, диэлектрическая проницаемость которого должна быть больше чем, у одного минерала, но меньше, чем у другого.

Разделение частиц исходного продукта при диэлектрической сепарации происходит под действием пондеромоторной электрической силы (формула (7.7)) в сильно неоднородных электрических полях ( $\text{grad}E \neq 0$ ). Если диэлектрическая проницаемость частицы ( $\epsilon_{\text{ч}}$ ) больше диэлектрической проницаемости среды ( $\epsilon_{\text{с}}$ ), то пондеромоторная сила положительна и стремится втянуть частицу в участки поля с большей напряжённостью. При  $\epsilon_{\text{ч}} < \epsilon_{\text{с}}$  пондеромоторная сила отрицательна и выталкивает частицу в более слабые участки электрического поля.

Использование жидкого диэлектрика, малые значения пондеромоторных сил, высокие требования к гранулометрическому составу и шкале классификации препятствуют широкому распространению диэлектрической сепарации в промышленности.

Диэлектрический лабораторный сепаратор ДСК разработан для получения мономинеральных фракций. Сепаратор (рис. 8.5, а) состоит из ванны (кюветы) 1, заполненной жидким диэлектриком, сферического 2 и плоского 3 электродов. Электроды подключаются к источнику переменного напряжения (до 3 кВ). Для исключения пробоя между электродами при разделении проводящих частиц сферический электрод изолируют плёнкой целлофана.

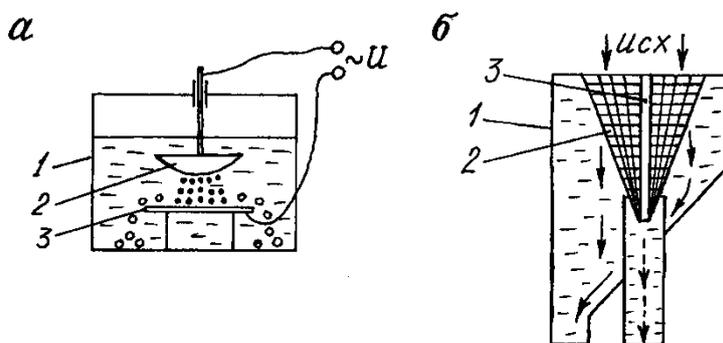


Рис. 8.5. Схемы диэлектрических сепараторов:

а – лабораторный сепаратор ДСК; б – сепаратор с коническим электродом  
 1 – ванна (кювета); 2 – электрод с меньшим радиусом кривизны; 3 – электрод с большим радиусом кривизны

траектория движения частиц с  $\epsilon_{\text{ч}} < \epsilon_{\text{с}}$ ; траектория движения частиц с  $\epsilon_{\text{ч}} > \epsilon_{\text{с}}$

Разделяемый материал массой 1 г помещается на плоский электрод и вместе с ним опускается в кювету, заполненную жидким диэлектриком. Сверху устанавливается сферический электрод, положение которого по вертикали можно регулировать при помощи микрометрического винта, изменяя

межэлектродное расстояние. При подаче напряжения на электроды в межэлектродной зоне устанавливается неоднородное электрическое поле, максимальное в центре. Частицы с  $\epsilon_{\text{ч}} > \epsilon_{\text{с}}$  смещаются к центру электродной пары и образуют между электродами «цепочки» (эти частицы показаны чёрным цветом на рис. 8.5, а). Частицы с  $\epsilon_{\text{ч}} < \epsilon_{\text{с}}$  выталкиваются в более слабые участки электрического поля, смещаются к периферии плоского электрода и падают с него (эти частицы показаны белым цветом на рис. 8.5, а). По окончании сепарации вручную извлекают продукты разделения. Пондеромоторную силу увеличивают путём уменьшения зазора между электродами и увеличения рабочего напряжения.

*Диэлектрический сепаратор с коническим электродом* (рис. 8.5, б) состоит из рабочей ванны 1, заполненной жидким диэлектриком, проволочного конического электрода 2 и центрального цилиндрического электрода 3. Проволочный каркас конического электрода покрывается слоем диэлектрика и изготавливается из проволоки диаметром 0,3-0,4 мм при частоте установки колец пять штук на сантиметр и четыре проволоки на сантиметр по образующей конуса.

Загрузка сепарируемого материала осуществляется кольцевым питателем. Частицы с  $\epsilon_{\text{ч}} < \epsilon_{\text{с}}$  проходят сквозь сетчатый конус-электрод и, не изменяя первоначальной траектории, поступают в свой приёмник. Частицы с  $\epsilon_{\text{ч}} > \epsilon_{\text{с}}$  втягиваются внутрь конуса, движутся к его вершине и разгружаются в свой приёмник. С одним конусом-электродом производительность сепаратора достигает 15 кг/ч. Введение нескольких конусов позволяет достичь хорошего качества разделения при производительности до 200 кг/ч. Дополнительные конические электроды устанавливаются концентрично относительно друг друга на расстоянии 6 мм при высоте внутреннего конуса 20 см, а внешнего – 40 см.

Известны конструкции диэлектрических сепараторов для разделения в воздушной среде. Сепарация в воздушной среде затруднена тем, что пондеромоторная сила, действующая на частицы, для всех минералов положительна, хотя и имеет различную величину.

### **Подготовка материала к электрическому обогащению**

К основным подготовительным операциям перед электрическим обогащением относятся операции классификации и обеспыливания, регулирования влажности исходного материала и среды, очистки поверхностей разделяемых минералов от плёнок и операции целенаправленного селективного изменения свойств разделяемых минералов.

Классификация и обеспыливание. Необходимость проведения операции классификации обусловлена тем, что эффективность большинства процессов электрической сепарации зависит от удельного заряда, приходящегося на единицу массы. Разброс размеров частиц приводит к взаимозагрязнению продуктов разделения.

Верхняя граница по крупности разделяемых зёрен минералов составляет 3-5 мм, нижняя – на уровне 0,1 мм. Для процессов пневмоэлектрической сепарации возможно обогащение классов  $-0,25+0,01$  мм. Желательно весь диапазон размеров зёрен исходного продукта разделить на классы, например – 3+2; -2+1; -1+0,5;  $-0,5+0,1$  мм, и отдельно проводить электрическую сепарацию каждого класса крупности.

Отрицательное влияние на процесс сепарации оказывает наличие пыли в исходном материале. Тонкодисперсные частицы закрепляются на более крупных частицах, покрывают их поверхность и нивелируют электрические свойства. Кроме того, частицы пыли закрепляются на осадительных электродах, осложняя процесс перезарядки частиц-проводников. Большое количество пыли в исходном продукте приводит к взаимозагрязнению продуктов разделения пылью и частицами с электрическими свойствами, изменёнными налипшей пылью.

Операции обеспыливания и классификации материала могут осуществляться в воздушной среде. Обеспыливание и классификацию можно осуществлять в коронных камерных сепараторах, обеспечивающих более высокие результаты по сравнению с традиционными методами. Высокие показатели обеспыливания достигаются при трибоадгезионной сепарации.

В отдельных методах электрической сепарации высоких показателей можно достичь и без тщательной предварительной классификации. К таким методам можно отнести трибоэлектростатическую сепарацию, при которой разделяемые частицы получают заряды противоположного знака и движутся впоследствии в разные стороны. Однако предварительная классификация исходного материала перед трибоэлектростатической сепарацией может и улучшить результаты разделения, так как получаемый частицами при трибоэлектризации заряд зависит от крупности частиц.

Регулирование влажности исходного материала и среды. Электрическая проводимость является функцией объёмного и поверхностного сопротивления. Вода, закрепляясь на поверхности частицы, снижает поверхностное сопротивление частицы и повышает её электрическую проводимость. Влияние влаги больше будет сказываться на электрической проводимости диэлектрика, значительно повышая её.

При подготовке материала по влажности необходимо удалить капиллярную и плёночную или только плёночную влагу со всей поверхности частиц или только в точке контакта частицы с рабочими электродами сепаратора. В зависимости от вида удаляемой влаги, места её удаления назначают способ, температуру и длительность сушки. При удалении влаги в точке контакта частицы с электродом (барабаном) в последний встраиваются электротеплонагреватели. При контакте частицы с разогретым барабаном происходит испарение влаги и снижение поверхностного сопротивления частицы.

При необходимости удаления влаги со всей поверхности частиц сушку производят с помощью встроенных в элементы сепаратора теплонагревателей

или в отдельном аппарате (трубах-сушилках, барабанных сушилках, печах кипящего слоя).

Очистка поверхностей минералов от плёнок. Если поверхность разделяемых минералов покрыта пленкой, например оксидом железа, то электрические свойства проводников и диэлектриков могут нивелироваться. Очистку поверхностей минералов от плёнок производят с помощью механического удаления или растворения плёнок в кислотах или щелочах.

Механическая оттирка осуществляется в водной или воздушной средах в оттирочных аппаратах или с применением измельчительного оборудования при специальных режимах работы. Шламы удаляются путём гидравлической или воздушной классификации.

Растворение пленок минералов кислых и изверженных горных пород осуществляют с применением серной или соляной кислот при расходах свыше 1 кг/т в зависимости от толщины плёнок. Минералы, загрязненные соединениями железа, очищают серной кислотой или гидросульфитом железа.

Селективное изменение свойств разделяемых минералов применяют в случаях, когда разделяемые минералы не имеют различий в электрических свойствах или когда различия в свойствах невелики. Основными способами селективного изменения электрических свойств являются термическое воздействие и обработка реагентами.

Термообработка некоторых минералов (касситерит, барит, кварц и др.) после длительного подогрева в интервале температур до 800 °С приводит к необратимым изменениям электропроводности.

Изменение поверхностной электрической проводимости минералов можно провести с помощью реагентной обработки. Разделяемые минералы при этом селективно изменяют смачиваемость. При этом влага, адсорбируемая минералом из воздуха, изменяет электрическую проводимость минерала. Иногда применяют реагент с повышенной электрической проводимостью, который, закрепляясь на поверхности минерала, изменяет его проводимость.

Об изменении электрических свойств минералов можно судить из следующего примера. Отношение электрических проводимостей пар минералов апатит циркон и полевой шпат – циркон без обработки реагентами составляет соответственно 0,2 и 1,6. После обработки этих минералов фтористоводородной кислотой это соотношение достигло соответственно  $10^4$  и  $10^3$ .

Реагентная обработка производится органическими и неорганическими веществами. Реагентная обработка перед электрической сепарацией проводится в сухом и мокром виде. Сложность процесса реагентной обработки оправдывается хорошими технологическими показателями последующего электрического обогащения

### **Контрольные вопросы:**

1. Какова сущность электрических методов обогащения?
2. Перечислите виды электрических сепараторов?

3. Объясните сепарацию в поле коронного разряда?
4. Объясните пневмоэлектрическую сепарацию?
5. Объясните диэлектрическую сепарацию?

## Лекция №53.

### Тема: Специальные методы обогащения

#### План:

1. Ручная сортировка
2. Механическая сортировка

**Ключевые слова:** концентрат, сортировка, крупные куски, излучение, сепарация, физические свойства, цвет, ультрафиолетовая сепарация

#### Ручная сортировка применяется:

когда не могут быть применены механическое или химическое обогащение;

когда механические процессы не обеспечивают необходимого качества разделения, например, при отборке драгоценных камней, листовой слюды, длиноволокнистого асбеста и других минералов;

перед дроблением для выделения крупнокусковой породы при добыче и обогащении полезных ископаемых.

При ручной сортировке используют различия в цвете, блеске, форме, структуре разделяемых минералов, т. е. внешние проявления результата взаимодействия видимого излучения с поверхностью кусков (рис. 1.1). Различия во внешних свойствах проявляются не только при освещении, но и в некоторых случаях при облучении рентгеновским или ультрафиолетовым излучением (как это имеет место при сортировке гравитационных алмазных концентратов).



Рис. 1.1. Принципы ручной сортировки

#### Условия применения ручной сортировки:

хорошо различимые человеком внешние признаки полезного ископаемого или породы;

простота технической реализации, возможность получения высококачественных мономинеральных продуктов в широком диапазоне крупности.

В процессе ручной сортировки оценка сорта и выделение частиц осуществляется человеком. Выведение частиц является трудоёмкой операцией, ограничивающей максимальную крупность (300 мм) и производительность сортировки. Крупность руды для разборки может изменяться от 25 до 300 мм; обычный размер кусков 75-100 мм.

По месту включения ручной сортировки в технологический процесс выделяют сортировку в шахтных и фабричных условиях.

Сортировку полезных ископаемых непосредственно у мест отбойки руды применяют в случаях, когда содержание пустой породы достигает 50-60 % и более. В подземных условиях сортировку ведут на настилах, полках, почве, в специальных выработках после отбойки руды. Порода используется для закладочных работ. Производительность сортировки в подземных условиях достигает 10 -14 т отсортированной породы за смену на одного сортировщика. Сортировке в подземных условиях подвергают неклассифицированную руду.

Сортировка полезных ископаемых на обогатительных фабриках частично механизирована. Сортировка, как правило, производится на конвейерах с размещением сортировщиков с двух или с одной стороны конвейера (рис 1.2). При этом материал подаётся в один слой.

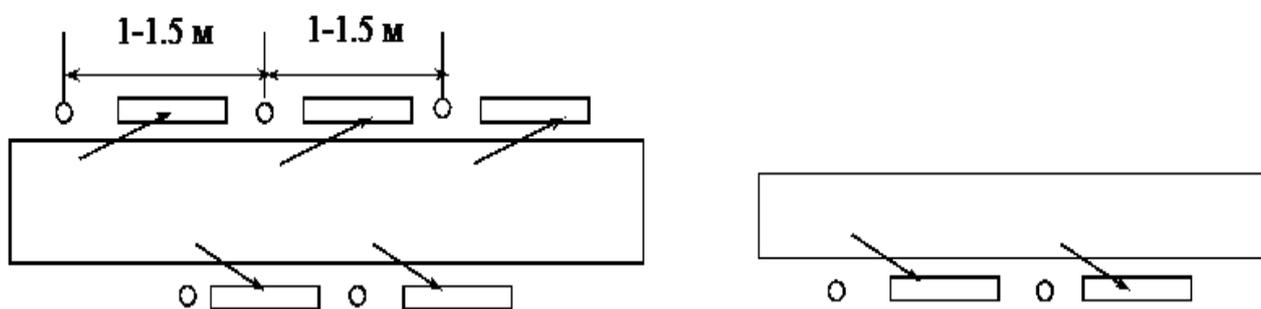


Рис. 1.2. Схема размещения сортировщиков

Максимальная ширина ленты при односторонней выборке – 0,75 м, при двухсторонней находится в пределах 1,2 – 1,4 м. При двухсторонней выборке сортировщики располагаются в шахматном порядке. Длина рудоразборного участка, приходящегося на одного сортировщика, составляет 1 2 м. Скорость движения рудоразборного конвейера – 9 12 м/мин.

Руда на конвейере должна располагаться в один слой, ширина ленты конвейера при этом определяется по формуле:

$$B = 0,28 \sqrt{10-3Q} / (d_{\max} v k),$$

где,  $Q$  – производительность, т/ч;  $d_{\max}$  – максимальный размер куска перерабатываемой руды, м;  $d$  – насыпная плотность руды на ленте, т/м<sup>3</sup>;  $v$  – скорость движения ленты, м/с;  $k$  – коэффициент заполнения ленты рудой,  $k = 0,3, 0,4$ .

Длину ленты определяют по следующим формулам:

при расположении сортировщиков по одну сторону ленты

$$L = L_0 + (N + 1)l;$$

при расположении сортировщиков по обе стороны конвейера

$$L = L_0 + 0,5(N + 1)l,$$

где,  $L_0$  – свободная длина ленты (по правилам техники безопасности равна 3-4 м);  $l$  – расстояние между сортировщиками, м;  $N$  – число сортировщиков.

Эффективность процесса рудоразборки характеризуется следующими основными показателями: коэффициентом сортировки пустой породы  $e$ , остаточной засоренностью  $R_{ост}$ , числом работающих сортировщиков  $N$  и производительностью их труда.

Коэффициент сортировки пустой породы:

$$e = 100 Q/Q_p, \%,$$

где,  $Q$  и  $Q_p$  масса пустой породы, соответственно отсортированной и в исходной руде, т.

Остаточная засоренность определяется по формуле:

$$R_{ост} = 100 Q_{ост} / D, \%,$$

где,  $Q_{ост}$  – масса пустой породы, оставшейся в руде после сортировки, т;  $D$  – масса руды после сортировки, т.

Оптимальное число сортировщиков определяется только экономическими расчетами.

Производительность ручной сортировки зависит от крупности руды, квалификации сортировщиков. При крупности руды 20-40 мм производительность сортировщика составляет до 1,5 т/смену и до 8 т/смену при крупности 200-300 мм.

На рис. 1.3 представлена типовая схема выборки пустой породы на углеобогажительных фабриках.

Процесс ручной сортировки характеризуется повышенной трудоёмкостью, которая возрастает с уменьшением крупности разделяемого материала. Важное значение имеет освещение рабочей зоны. При этом необходимо обеспечивать не только достаточную освещенность, но также выбрать оптимальный характер освещения: ровный рассеянный или направленный свет, спектральную характеристику источника излучения (газоразрядные ртутные, люминесцентные, кварцевые лампы).

Для повышения эффективности сортировки увеличивают контрастность обрабатываемого материала: промывка руды перед сортировкой, отделение мелких классов, предварительная химическая обработка, облучение УФ-лучами. Ряд минералов изменяет цвет при облучении ультрафиолетовыми лучами: алмаз – голубой; сфалерит – желтый; церуссит ( $PbCO_3$ ) – желтый и т.д.

Механизированная сортировка (радиометрическое обогащение) применяется для предварительного обогащения, а также в качестве основных и доводочных обогатительных операций при переработке руд черных, цветных, редких и благородных металлов, алмазосодержащих и других неметаллических полезных ископаемых.

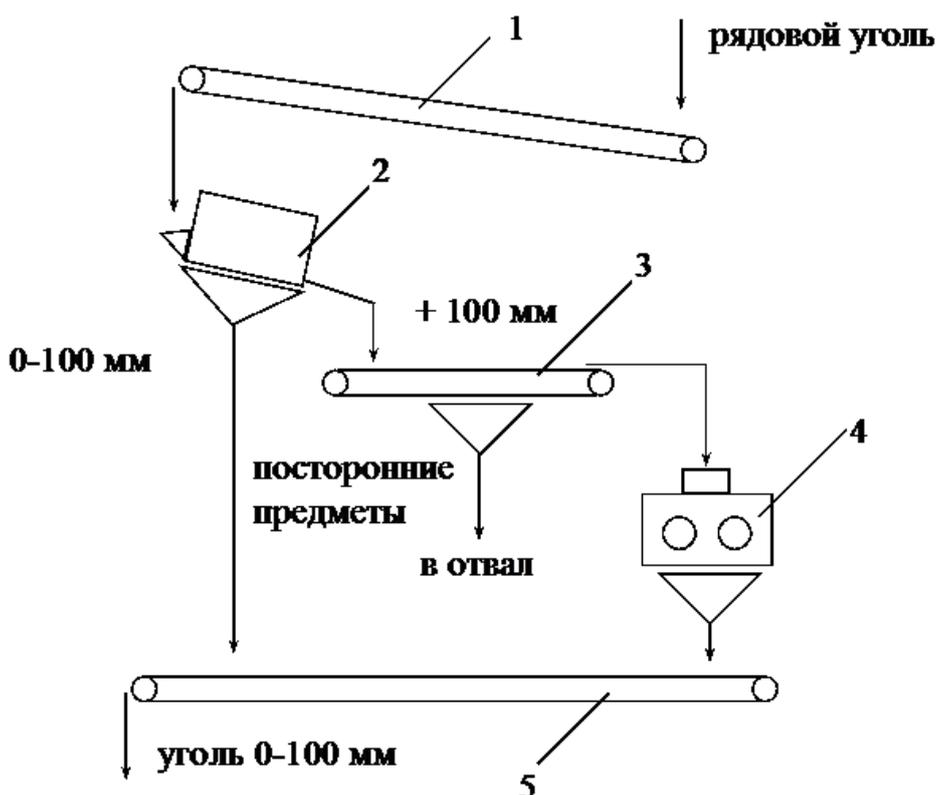


Рис. 1.3. Схема выборки пустой породы на углеобогатительных фабриках:  
 1 – конвейер рядового угля; 2 – грохот; 3 – породовыборный конвейер; 4 – дробилка; 5 – конвейер угля крупностью 0-100 мм

С помощью радиометрического обогащения решают несколько основных технологических задач.

1. Предварительное обогащение руд (крупнокусковое). Как показала практика, предварительное обогащение позволяет на 20-50 % сократить объем руды, поступающей на среднее дробление и дальнейшую переработку. Кроме того, оно повышает содержание ценного компонента в перерабатываемом сырье и, как следствие, общее извлечение этого компонента в концентрат. Радиометрическое обогащение широко применяется для предварительного обогащения урансодержащих, бериллиевых, золотых руд и руд неметаллических полезных ископаемых.

2. Предварительное разделение полезных ископаемых на отдельные технологические сорта, которые более эффективно перерабатываются по различным схемам. Например, радиометрическое обогащение позволяет при переработке медной руды сначала выделить крупнокусковую богатую фракцию, которую можно сразу же направить на плавку, и бедную фракцию, которая сначала обогащается флотацией, а затем плавится.

3. Получение крупнокусковых концентратов. Для некоторых металлургических процессов необходимо крупнокусковое исходное сырье. Радиометрическое обогащение позволяет получать крупнокусковые железные,

хромовые, марганцевые концентраты, которые без всякой дополнительной подготовки можно направлять на плавку.

1. Доводка концентратов, полученных другими методами обогащения, например, получение сверхчистых кварцевых концентратов.

Радиометрические методы обогащения основаны на различиях в способности минералов испускать, отражать или поглощать излучения.

Различают два вида радиометрического обогащения: обогащение радиоактивных руд, минералы которых сами испускают излучение, и обогащение нерадиоактивных руд, минералы которых не обладают естественной радиоактивностью.

В первом случае разделительным признаком является интенсивность естественного излучения разделяемых минералов. Во втором необходим источник первичного принудительного излучения, и разделительным признаком является интенсивность вторичного сигнала взаимодействия этого излучения с разделяемыми минералами.

Интенсивность и характер вторичного сигнала зависит от свойств полезного ископаемого. Принципиальная схема, отображающая прохождение излучения через частицу горной породы, представлена на рисунке 1.4.

Для границы раздела воздух-горная порода справедливо следующее равенство:

$$\Phi_0 = \Phi_{\Pi} + \Phi_{\Gamma} .$$

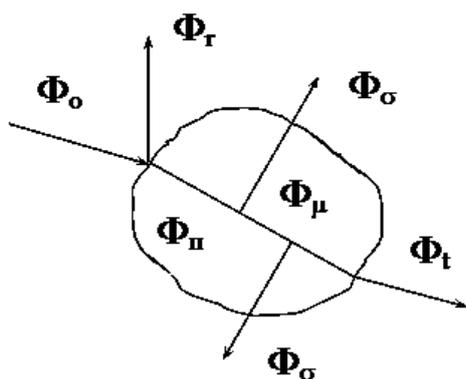
$$\text{В свою очередь: } \Phi_{\Pi} = \Phi_s + \Phi_m + \Phi_t .$$

$$\text{Тогда } \Phi_0 = \Phi_{\Gamma} + \Phi_s + \Phi_m + \Phi_t .$$

Если разделить обе части уравнения на  $\Phi_0$  получим:

$$1 = r + s + m + t,$$

где  $r, s, m, t$  – коэффициенты отражения, рассеяния, поглощения, пропускания.



$\Phi_0$  – исходное излучение ;

$\Phi_{\Gamma}$  - часть излучения, отразившегося от поверхности куска;

$\Phi_{\Pi}$  - часть излучения, проникшая в горную породу;

$\Phi_{\mu}$  - часть излучения, поглотившаяся горной породой;

$\Phi_{\sigma}$  - часть излучения, рассеянная горной породой;

$\Phi_t$  - часть излучения, прошедшая через горную породу.

Рис. 1.4. Схема прохождение излучения через горную породу

В зависимости от характера прохождения излучений через вещество различают следующие способы сортировки (рис. 1.5):

А – радиометрическая сортировка с использованием отражённого излучения;

Б – радиометрическая сортировка с использованием рассеянного излучения;

В – радиометрическая сортировка с использованием прошедшего излучения (абсорбционный способ);

Г – радиометрическая сортировка с использованием генерируемого частицей излучения (авторадиометрический способ).

Авторадиометрический способ не требует применения источника

излучения, т. к. использует различие в естественной радиоактивности руд (Фр).

Кроме того, под воздействием внешнего источника излучения в некоторых минералах вызывается искусственная (наведенная) радиоактивность или возбуждается люминесцентное свечение. В этом случае применяются способы радиометрической сортировки, основанные на определении интенсивности генерируемого минералами излучения.

При разделении минеральных частиц могут быть использованы любые из этих способов.

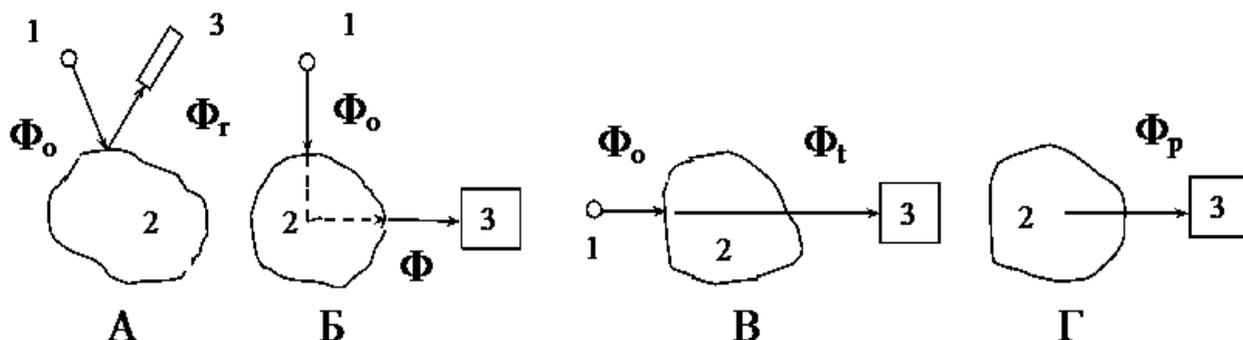


Рис. 1.5. Способы сортировки:

1 – источник излучения; 2 – частица минерала; 3 – приёмник излучения

При радиометрической сортировке во внешних источниках используют излучения в широком диапазоне длин волн (1):

g излучение ( $l < 10^{-3}$  нм);

б излучение ( $l = 10^{-3} - 10^{-2}$  нм);

нейтронное ( $l = 10^{-2} - 10^{-1}$  нм);

рентгеновское ( $l = 5 \cdot 10^{-2} - 10$  нм);

ультрафиолетовое ( $l = 10^2 - 3,8 \cdot 10^2$  нм);

видимый свет ( $l = 3,8 \cdot 10^2 - 7,6 \cdot 10^2$  нм);

инфракрасное ( $\lambda = 7,6 \cdot 10^2 - 10^4$  нм);  
радиоволновое ( $\lambda = 10^5 - 10^{14}$  нм).

**Контрольные вопросы:**

1. На чем основана ручная сортировка руды?
2. В чем заключается механическая сортировка руды?
3. В каких случаях необходимо производить ручную сортировку?
4. В каких аппаратах производится механическая сортировка?

## Лекция №54.

### Тема: Обезвоживание продуктов обогащения

#### План:

1. Влажность. Виды влаги
2. Виды обезвоживания.

**Ключевые слова:** Влажность, обезвоживание, фильтрование, адгезионная влага, адсорбционная влага, капиллярная влага, свободная влага, влагоудерживающая способность, дренирование, сгущение, центрифуга.

Полезные ископаемые в большинстве случаев обогащают в водной или в тяжелой среде, потому продукты обогащения содержат воду в количестве от 30 до 90%. Для последующей металлургической, химической переработки или транспортирования таких продуктов вода из них должна быть удалена одним из процессов обезвоживания. Обезвоживанием называют процесс удаления воды из полезного ископаемого или из продукта обогащения. Различают процессы механического и термического обезвоживания. К механическому обезвоживанию относятся: дренирование, центробежное обезвоживание, сгущение и фильтрование, специальные методы, к термическому сушка.

Задачами заключительных процессов являются: 1) доведение товарных продуктов до кондиционной влажности (6-9%) в соответствии с требованиями потребителей и из условий транспортирования; 2) осветление оборотной воды, т.е. снижение содержания в ней твердой фазы до необходимого уровня, что позволит использовать воду в технологическом процессе многократно.

В горном деле применяются в основном механические и термические методы обезвоживания. Процессы механического обезвоживания т.е. отделения твердой и жидкой фаз основаны на двух физических принципах: 1) фильтрование выделение жидкости из массы твердого материала; при этом жидкость движется относительно твердой фазы. 2) осаждение выделение твердого материала из массы жидкости; при осаждении твердые частицы движутся относительно жидкости.

#### *Влажность. виды влаги*

Показателем, по которому оценивается качество обезвоживания, является влажность. Влажность показатель содержания воды в физических телах или средах, отношение массы воды в продукте к массе сырого продукта. Влажность зависит от природы вещества, а в твердых телах, кроме того, от степени измельченности или пористости. Содержание химически связанной, так называемой конституционной воды, например гидроокисей, выделяющейся только при химическом разложении, а также воды кристаллогидратной не входит в понятие влажности. Влажность подразделяют на рабочую, лабораторную и внешнюю.

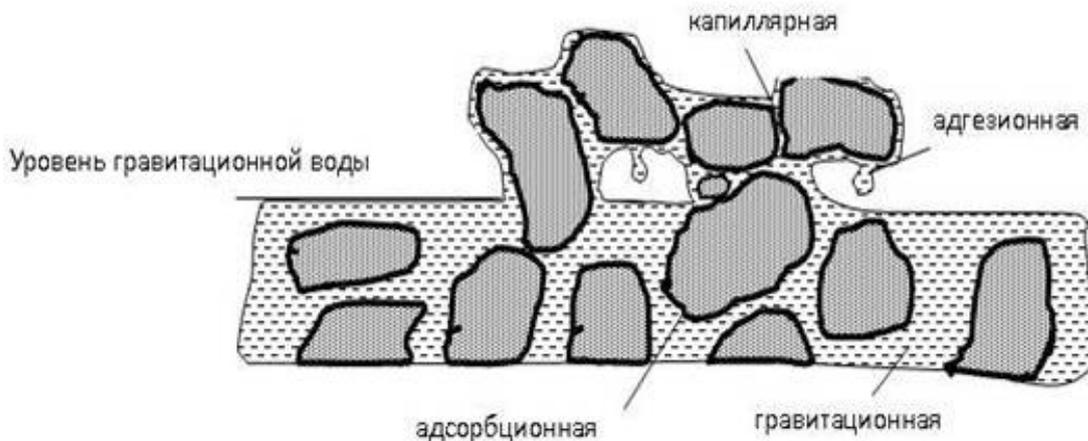
В зависимости от содержания воды продукты обогащения делятся на: 1) обводненные (жидкие) содержат ~40% воды, обладают подвижностью

жидкости, представляют собой механическую смесь твердого и воды. Это слив мельниц, отсадочных машин. 2) мокрые 15-40% влаги, не обладают подвижностью жидкости. Содержат все виды влаги. Получаются после обезвоживания жидких. 3) влажные 5-15% влаги. В них нет гравитационной влаги. Получаются после обезвоживания мокрых. 4) воздушно-сухие сыпучие продукты. Влага, конденсированная на поверхности частиц, не превышает 5%. 5) сухие не содержат влаги.

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

В соответствии с этой классификацией влага разделяется на следующие виды:

1. Адгезионная (внутренняя) влага удерживается на поверхности частиц молекулярными силами, химически связана с твердой фазой, не удаляется даже при термической сушке. Это гидратная или кристаллизационная влага. (рис. 1)
- 2.



**Рис.1** Разновидности влаги в зависимости от ее связи с поверхностью твердой фазы.

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

3. Капиллярная влага заполняет капиллярные промежутки, образующиеся между частицами, или поры внутри самих частиц твердого и удерживается в

них силами капиллярного давления. Количество влаги зависит от пористости материала и смачиваемости поверхности.

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

Влажные материалы в зависимости от форм связи и содержания влаги делятся на: 1) коллоидные, 2) капиллярно-пористые, 3) капиллярно-пористые коллоидные. В коллоидных влага осмотически связана и поглощена. При удалении влаги они значительно сжимаются в объеме (например, желатин). В капиллярно-пористых влага связана капиллярными силами (например, рудные концентраты, кварцевый песок, каменные угли, старые буры). Капиллярно-пористые коллоидные содержат влагу всех форм связи (торф).

Влагоудерживающая способность материалов зависит от удельной поверхности частиц и от энергии, расходуемой на взаимодействие с водой. Удельная поверхность бывает двух видов: 1) массовая удельная поверхность поверхность, приходящаяся на единицу массы; 2) объемная удельная поверхность поверхность, приходящаяся на единицу объема. Различают также внешнюю и внутреннюю поверхности, которые в сумме дают полную поверхность. Внешняя геометрическая поверхность частиц; внутренняя суммарная поверхность микропор и микротрещин. Чем больше поверхность материала и степень смачивания, тем больше влаги может удерживать этот материал и тем труднее ее отделить. Энергия, расходуемая на взаимодействие с водой, определяет степень смачивания твердой поверхности. Мерой смачивания служит краевой угол  $\theta$  между смачиваемой поверхностью и поверхностью жидкости на периметре смачивания (рис. 2).

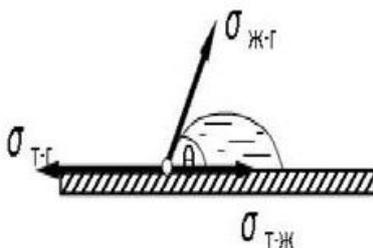


Рис.2 Силы, действующие на периметр смачивания трех фаз.

Поверхностное натяжение является термодинамической характеристикой поверхности раздела фаз. Для жидкости  $\sigma$  равна свободной энергии в поверхностном слое по сравнению со свободной энергией в объеме (энергии некомпенсированных межмолекулярных сил). Это работа образования новой поверхности, затрачиваемая на преодоление сил межмолекулярного взаимодействия (когезии) при переходе молекул вещества из объема в поверхностный слой. Показателем влагоудерживающей способности является максимальная молекулярная влагоемкость ММВ, которая зависит от сил взаимодействия поверхности частиц с водой. Чем больше эти силы, тем больше толщина водных пленок, удерживаемых на поверхности частиц при

механическом обезвоживании. ММВ это максимальное количество влаги, которая не удаляется при механическом обезвоживании. Большие значения влажности принимаются для углей меньшей степени метаморфизма. При размокаемых породах (содержание глинистых частиц больше 50%) влажность породы увеличивают на 20%.

Дренаживание процесс удаления гравитационной влаги из обводненных и мокрых кусковых и крупнозернистых продуктов путем естественного просачивания жидкости через слой материала или перфорированную перегородку под действием сил веса. Перегородкой, которая используется для дренаживания, может быть решето, сыто, перфорированный лист, слой щебня, песка, булыжника и тому подобное. Дренаживание осуществляется на дренажных складах, обезвоживающих бункерах, элеваторах, и грохотах. Обезвоживание в бункерах применяется для крупнозернистых продуктов, из которых предварительно удалена основная масса воды на ситах, грохотах и элеваторах. Зневоднювальни бункера (рис. 4.3) состоят из прямоугольных чарунок 1, каждая из которых являет собой прямоугольную емкость из пирамидальным днищем. Обезвоживающие элеваторы применяют в первой стадии зневоднення грудковых и зернистых продуктов. Обезвоживание материала выдувается при транспортировке его из классификаторов, багерного зумпфа, видсаджувальних машин, шлюзов, шнековых сепараторов.

Фильтрованием называется процесс истечения жидкости через слой осадка под действием разности давлений. Схема процесса фильтрования в общем случае имеет вид (рис. 1.4). Пористость (устар. скважность) - характеристика материала, совокупная мера размеров и количества пор в твёрдом теле. Является безразмерной величиной от 0 до 1 (или от 0 до 100 %). 0 соответствует материалу без пор; 100 %-я пористость недостижима, но возможны приближения к ней (пена, аэрогель и т. п.). Дополнительно может указываться характер пористости в зависимости от величины пор: мелкопористость, крупнопористость и т. п.

Эффективность разделения твердой и жидкой фаз зависит от величины действующей силы. Поэтому оборудование, действие которого основано на использовании только силы тяжести, имеет ограниченные технологические возможности. С уменьшением размеров частиц, отношение величины сопротивления движению к силе тяжести становится больше. В таких случаях в дополнение к силе тяжести используется центробежная сила. В частности центрифугирование это процесс обезвоживания мелких и тонких продуктов под действием центробежных сил во вращающемся роторе. Делится на центробежное фильтрование и центробежное осаждение. Процесс центробежного фильтрования происходит в более сложных условиях по сравнению с обычным фильтрованием, т.к. форма осадка и фильтрующей перегородки искривленная. Следовательно, площадь фильтрования зависит от радиуса вращения. Кроме того на уплотнение осадка влияют гравитационные силы и гидростатическое давление вращающейся жидкости. Фильтрование под действием центробежного поля будет осуществляться до тех пор, пока

давление, развиваемое жидкостью при вращении, не станет равным потерям напора при движении жидкости через слой осадка и стенки ротора. Фильтрующие центрифуги применяются во второй стадии обезвоживания угольных концентратов и промпродуктов крупностью 0,5–13 мм после их предыдущего обезвоживания на вибрационных, конических и дуговых грохотах или в багерном зумпфе и элеваторах.

Для обезвоживания тонкоизмельченных продуктов и шламов могут применяться осадительные и осадительно-фильтрующие центрифуги. Осаждение процесс выделения одного или нескольких компонентов из растворов от выщелачивания руд или продуктов обогащения в виде чистых металлов или их соединений. В промышленной практике для этого используют кристаллизацию, осаждение, в виде труднорастворимых соединений, электроосаждение, осаждение металлами (цементация) и газами, ионную флотацию и др. Выбор метода зависит от характера исходного сырья, качества конечного продукта, состава полученных при выщелачивании растворов, концентрации и стоимости реагентов, наличия дешевой электроэнергии, безопасности обслуживающего персонала.

Сгущение процесс выделения твердой фазы из пульпы, что происходит в результате осаждения в ней твердых частиц под действием силы веса или центробежных сил. При этом получается уплотненный (сгущенный) конечный продукт. Цель процесса сгущения получение сгущенного конечного продукта, а также чистого слива. На процесс сгущения влияют минеральный и гранулометрический состав материала, форма частиц, содержимое твердого в пульпе, плотность твердой и жидкой фаз, вязкость жидкости, температура пульпы, pH среды, наличие в пульпе реагентов. Основные характеристики процесса сгущения: скорость прояснения, выход проясненной части, концентрация твердых частиц в сливе, степень уплотнения осадка, удельная площадь сгущения, высота зоны уплотнения, реагентный режим сгущения. Параметры сгущения в лабораторных условиях обычно получают в результате проведения опытов в цилиндрах вместимостью 0,5 и 1 л. При сгущении пульп в отстойниках, радиальных и цилиндрикоконических сгустителях осаждения частиц происходят под действием силы веса, при сгущении в осадительных центрифугах и гидроциклонах под действием центробежных сил. Целью сгущения является получение конечного густого (сгущенного) продукта и чистой жидкой фазы (ливень).

Сушкой называется процесс обезвоживания материала, основанный на испарении влаги в окружающую среду при нагревании. При сушке удаляется только та влага, которая связана с материалом механическими или физико-химическими связями. Процесс сушки относится к массообменным процессам, т.к. происходит перемещение тепла и влаги внутри материала и их перенос с поверхности материала в окружающую среду. В качестве теплоносителя сушильного агента применяются дымовые газы, нагретый воздух, перегретый пар. Используются дымовые газы, образующиеся при сгорании твердого, жидкого или газообразного топлива. Скорость сушки определяется по

снижению влажности материала за определенный период времени и зависит от формы связи влаги с материалом. Изменение скорости сушки характеризуется кривой сушки

**Контрольные вопросы:**

1. Что такое влажность полезных ископаемых и каких типов бывает влага?
2. Какие методы обезвоживания вы знаете?
3. Чем отличается дренирование от фильтрования?
4. Адгезионная влага это?

## Лекция №55.

### Тема: Дренаживание.

#### План:

1. Обезвоживание дренаживанием
2. Обезвоживание на грохотах
3. Обезвоживание на элеваторах и механических классификаторах

**Ключевые слова:** Дренаживание, обезвоживание, аппараты для обезвоживания, обезвоживание в элеваторах, обезвоживание на грохотах, обезвоживание на механических классификаторах.

Дренаживание представляет собой процесс естественной фильтрации жидкости через промежутки между твердыми частицами или кусками под действием силы тяжести. Оно используется для обезвоживания кускового и крупнозернистого материала в штабелях, бункерах, обезвоживающих элеваторах, механических классификаторах и на грохотах.

Обезвоживание в *штабелях* крупнокускового материала (до 150—200 мм) с нижним пределом крупности 0,1—1 мм производится на дренажных складах, представляющих собой железобетонные сооружения большой вместимости с наклонным дном, в котором проложены дренажные канавы для отвода воды. Время обезвоживания мелкого материала (например, железного концентрата) достигает 24 ч после предварительного его сгущения в отстойниках.

Обезвоживание в *бункерах* обычно прямоугольной формы с пирамидальной нижней частью, оборудованной специальными затворами-выпусками с перфорированными отверстиями для стока воды, используется главным образом на углеобогащительных фабриках для удаления воды из углей крупнее 0,6 мм.

Обезвоживанию в *элеваторах с дырчатыми ковшами* подвергается материал крупнее 2 мм в процессе его транспортирования из обогащительных аппаратов или отстойников. Чтобы предотвратить попадание воды из верхнего ковша в нижний и получить материал влажностью не более 25—30 %, элеватор устанавливают под углом 60—70 % к горизонту.

Обезвоживание продуктов в *механических* (речных и спиральных) *классификаторах* происходит при их транспортировании по днищу классификатора. Влажность средней мелкозернистых железных концентратов и продуктов обогащения марганцевых руд после обезвоживания составляет 15—25 %.

Обезвоживанию на *грохотах* может подвергаться материал широкого диапазона крупности (от 0,35 до 300 мм и более). Наиболее широко используются вибрационные, самобалансные, резонансные и дуговые грохоты с щелевидными ситами. Встряхивание и перемещение материала по грохоту значительно интенсифицируют процесс дренаживания воды.

Ковшовые элеваторы применяются для обезвоживания и одновременно

для транспортирования крупных и мелких продуктов обогащения и устанавливаются в зумпфах, при отсадочных машинах, винтовых сепараторах, моечных желобах. Обезвоживающие элеваторы применяются для транспортирования и обезвоживания продуктов обогащения, получаемых в отсадочных машинах при обогащении марганцевых руд, угля (концентрат, промпродукт, порода), и для выдачи продуктов из отстойников, например, из багер-зумпфов. В багер-зумпфе происходят осаждение и сгущение крупнозернистого материала, который затем обезвоживают в элеваторе. Крупность обезвоживаемых продуктов 2–35 мм.

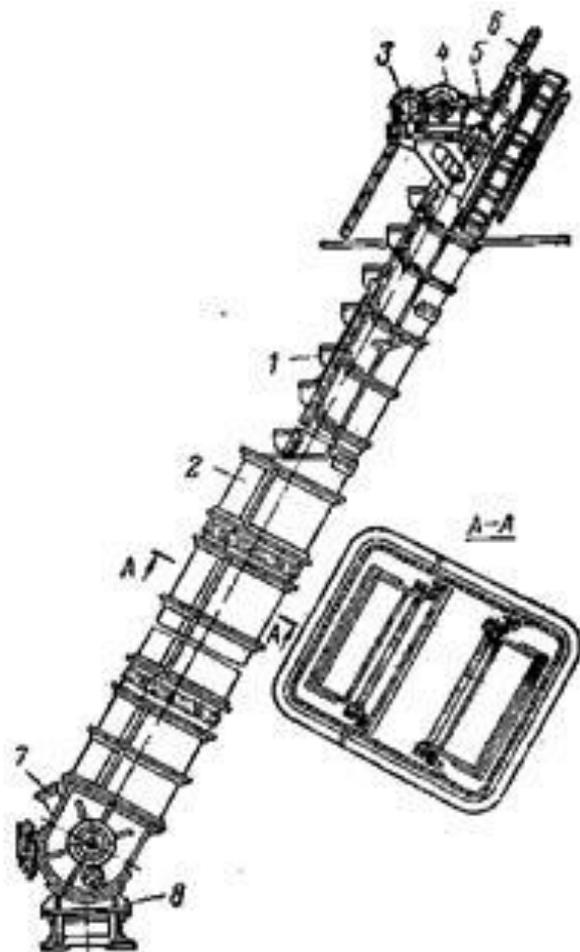


Рис. 2.5. Обезвоживающий элеватор: 1 – ковш; 2 – кожух; 3 – электродвигатель; 4 – редуктор; 5 – зубчатая или цепная передача; 6 – натяжное устройство; 7 – загрузочное устройство (башмак); 8 – опорная рама

Обезвоживающий элеватор (рис. 2.5) состоит из двух тяговых пластинчатых цепей с укрепленными на них перфорированными ковшами. Пластинчатые цепи огибают верхнюю, связанную с приводным устройством, и нижнюю звездочки. Ковши монтируют сомкнуто (ковш за ковшом) или разомкнуто друг от друга (ковш через ковш). При движении цепи ковши зачерпывают из башмака обезвоживаемый продукт с водой, которая фильтруется и стекает через отверстия в ковшах обратно в кожух. Обезвоженный продукт выгружается из ковшей в разгрузочный желоб при огибании ими верхней звездочки. Элеватор имеет в верхней части приводное и

натяжное устройства, а в нижней части – загрузочный башмак.

Элеваторы выпускают двух типов: ЭО – с рассредоточенным креплением ковшей (через каждое звено цепи) и ЭОС – с сосредоточенным креплением ковшей (на каждом звене цепи).

Переднюю стенку ковшей обезвоживающих элеваторов изготавливают из перфорированных стальных листов с щелевидными отверстиями, боковые стенки ковшей сплошные. Для предотвращения попадания воды из верхних ковшей в нижние элеваторы устанавливают под углом 60–70° к горизонту, а ковши располагают на тяговой цепи разомкнуто друг от друга (элеваторы ЭО), или передние стенки ковшей перекрывают водоотводящими пластинами (в элеваторах ЭОС). Длина элеватора может достигать 30 м.

Скорость движения ковшовой ленты принимается в зависимости от крупности материала:

крупный материал:  $u_{\text{ленты}} = 0,25, 0,27$  м/с,  $t_{\text{обезв.}} = 17, 18$  с;

мелкий материал  $u_{\text{ленты}} = 0,15, 0,17$  м/с,  $t_{\text{обезв.}} = 27, 30$  с.

Влажность продуктов после обезвоживания в ковшовых элеваторах колеблется в широких пределах и в основном зависит от крупности продуктов, времени обезвоживания и вида материала (см. таблицу).

Элеваторы с сосредоточенным креплением ковшей ЭОС имеют преимущества по сравнению с элеваторами с рассредоточенным креплением ковшей: увеличен угол наклона элеватора (до 75°); в 1,5 раза выше производительность; на 1–2% ниже влажность обезвоженного продукта. Общие недостатки элеваторов – громоздкость конструкции и значительный расход электроэнергии.

Показатели обезвоживания материалов в ковшовых элеваторах

Продукты	Влажность, %
Угольный концентрат: крупный мелкий	9–10 18–22
Чиатурский марганцевый концентрат крупностью: 20–8 мм I сорт IV сорт 8–2 мм I сорт IV сорт	10–11 12–16 12–13 18–20
Руды железные после промывки	8–12
Руды цветных металлов	8–12
Щебень и гравий	6–12

Грохоты применяют для обезвоживания обводненных и мокрых крупных, мелких продуктов обогащения и крупнозернистых шламов. Они могут служить для окончательного обезвоживания крупных классов (> 100÷12 мм) и для предварительного обезвоживания мелких классов (0,5÷12 мм) и шламов (< 0,5 мм).

В отличие от вышеприведенных способов, обезвоживание на грохотах происходит в динамических условиях, поскольку процесс протекает при движении смеси воды и твердого по сити. Вода фильтруется и свободно проходит через отверстия сита в воронку под решетом, а обезвоженный надрешетный продукт непрерывно сходит с поверхности сита. В этих условиях

ускоряется дренирование воды, особенно на подвижных грохотах при встряхивании и разрыхлении материала, поскольку при каждом качании или вибрации грохота происходит перегруппировка зерен, что интенсифицирует выделение воды из промежутков между ними.

Конструктивно грохоты подразделяются на неподвижные и подвижные. В промышленных условиях для обезвоживания находят применение неподвижные плоские щелевидные сита, дуговые сита (грохоты), конические и вибрационные грохоты.

На обезвоживающих грохотах устанавливаются щелевидные сита из трапецидальной латунной или стальной нержавеющей проволоки (шпальтовые сита) с размером щелей 0,25; 0,5; 0,75; 1 мм. При обезвоживании крупных классов над щелевидным ситом устанавливается штампованное решето или проволочное сито с отверстиями 13'13, 6'6 мм для предохранения щелевидного сита от быстрого износа, а также применяют дополнительно промывку крупного материала струями чистой воды из брызгал, установленных над ситом. Удаление тонких, удерживающих воду шламов с поверхности крупных кусков позволяет на 1–1,5% снизить влажность продукта, расход воды при этом 0,75–1 м<sup>3</sup>/т.

Неподвижные плоские щелевидные сита и дуговые грохоты применяются для предварительного отделения части воды перед последующим обезвоживанием на подвижных грохотах. Неподвижные плоские щелевидные сита устанавливают в желобе, подающем обезвоживаемый продукт на грохот. Под ситом, образующим дно желоба, помещается поддон, в который стекает вода. Поддон имеет патрубок, соединенный с трубопроводом системы шламовых вод. Угол наклона сита 25–35° к горизонту. Ширина сита равна ширине желоба, а длина не более 2 м.

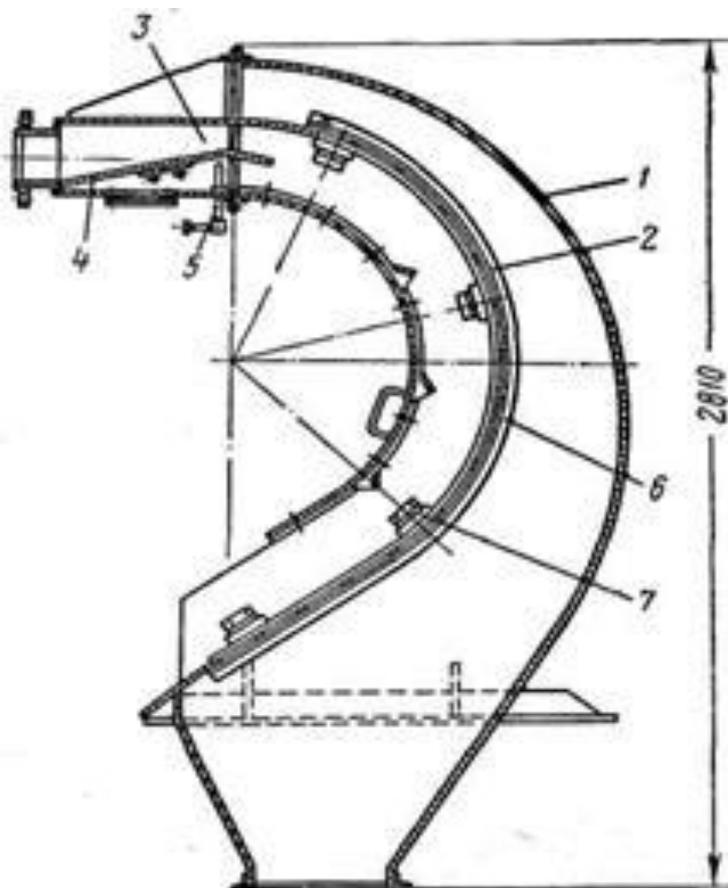
Обводненные продукты, содержащие до 85% воды, предварительно обезвоживают на дуговых грохотах. На дуговых грохотах можно отводить до 75% поступающей с продуктами воды. Рабочая поверхность сита собирается из колосников трапециевидного сечения, изготовленных из нержавеющей износостойкой стали, с шириной щелей 0,3–3 мм. Щели между колосниками расположены перпендикулярно к направлению движения пульпы. На жидкую фазу, перемещающуюся по поверхности дугового сита, действуют центробежные силы, под влиянием которых происходит более интенсивное прохождение воды через слой материала и отверстия сита. Дуговые сита (грохоты) выпускаются безнапорные СД-1 (подача пульпы самотеком из емкости), напорные СД-2А и СД0-3 (подача пульпы насосами), а также двухкаскадные и дуговые грохоты со встряхивающим механизмом.

Напорный дуговой грохот (рис. 2.7) состоит из сварного закрытого короба 1, полуцилиндрического щелевидного сита 2, загрузочного отверстия 3. Положением металлического листа 4 регулируется размер загрузочной щели, скорость потока пульпы на вводе и производительность дугового сита. Величина загрузочной щели регулируется посредством винтов 5. Щелевидное сито укладывается на опоре из уголков 6 и крепится деревянными клиньями 7.

Поток обезвоживаемой суспензии поступает в загрузочное устройство под напором и далее направляется на сито по касательной к его поверхности со скоростью до 10 м/с. При прохождении суспензии над щелями, расположенными перпендикулярно движению потока, поток срезается кромками колосников и постепенно становится тоньше. В подрешетный продукт вместе со срезанными потоками уходят тонкие шламы, а крупные частицы остаются в надрешетном слое. В подрешетный слив могут быть увлечены частицы твердого с максимальным размером в половину ширины щели.

Содержание воды в питании дуговых грохотов достигает 85%, в надрешетном продукте – до 35%. Суспензию подают на сито под давлением 7–20 кПа. Удельная производительность по пульпе составляет для безнапорных сит  $q_v=150 \text{ м}^3/\text{м}^2\cdot\text{ч}$ , для напорных  $q_v=200,240 \text{ м}^3/\text{м}^2\cdot\text{ч}$ .

Наиболее широкое применение дуговые грохоты получили на углеобогатительных фабриках и калийных предприятиях. Они просты в конструкции и обслуживании. Недостатком дуговых грохотов является неравномерный износ поверхности сит – верхние грани колосников по направлению движения потока изнашиваются быстрее нижних, что приводит к сужению отделяемых струй, уменьшению объема подрешетного продукта и ухудшению качества разделения продукта. Для увеличения срока службы дуговых сит их изготавливают из сменных сегментов, которые можно повернуть на  $180^\circ$  после того, как верхние грани колосников изнашиваются.



### Рис. 2.7. Дуговой грохот СД-2А

Вторая стадия обезвоживания продуктов обогащения может осуществляться на подвижных грохотах любого типа, однако, предпочтение отдают инерционным (ГИЛ, ГИС), самобалансным (ГИСЛ, ГСЛ) и резонансным (ГРО, ГРЛ) грохотам. Ранее на углеобогащительных фабриках для обезвоживания применялись быстроходные плоскокачающиеся грохоты (типов БКГО-11А, БКГОМ-2А, ГУК-ОД, ГУК-О, ГПО4-М и др.).

В практику обезвоживания все шире внедряются самосинхронизирующиеся самобалансные грохоты ГИСЛ. Колебания короба грохота этого типа создаются двумя дебалансными валами, закрепленными на его бортовых стенках. Валы не связаны между собой, а вращаются отдельными электродвигателями. Самосинхронизация происходит автоматически при вращении валов навстречу друг другу с одной и той же угловой скоростью под одним и тем же углом поворота. В результате коробу с размещенными в нем обезвоживающими ситами сообщаются прямолинейные колебания, направленные под углом к плоскости сита. Грохоты ГИСЛ лишены зубчатых передач, удобны для ремонта, требуют меньше затрат на техническое обслуживание, имеют сравнительно небольшую металлоемкость.

Двухситные грохоты ГИСЛ предназначены для обезвоживания, обесшламивания, мокрой и сухой классификации угля, антрацита и горючих сланцев, а также для отмыва суспензий от продуктов обогащения. Грохот ГИСЛ-62 изготовляют опорным или подвесным, грохоты ГИСЛ-72 (рис. 2.8) и ГИСЛ-82 – только в опорном исполнении. В двухситных грохотах верхнее сито проволочное или листовое штампованное, нижнее – щелевидное.

Процесс обезвоживания на грохотах можно разделить на два этапа. На первом этапе на  $1/3$ – $1/4$  части грохота (по длине) происходит предварительное обезвоживание, при этом твердая фаза осаждается на поверхности сита, а основная масса воды удаляется через слой материала и отверстия сита в воронки для сбора и удаления шламовых вод. На втором этапе происходит разрыхление и уплотнение осадка, в результате разрываются капилляры и капиллярная влага удаляется легче.

Грохоты оборудуются брызгалами, подающими воду для отмывки тонких шламов с поверхности частиц обезвоживаемого продукта. Брызгала представляют собой трубы с отверстиями 2–4 мм, размещенные поперечно по отношению к плоскости грохота на высоте 25–50 мм, к которым прикреплены разбрызгивающие насадки. Вода подается под напором и расходуется в количестве 0,75–1 м<sup>3</sup>/т шлама и 0,25–0,35 м<sup>3</sup>/т крупного и мелкого зернистого материалов.

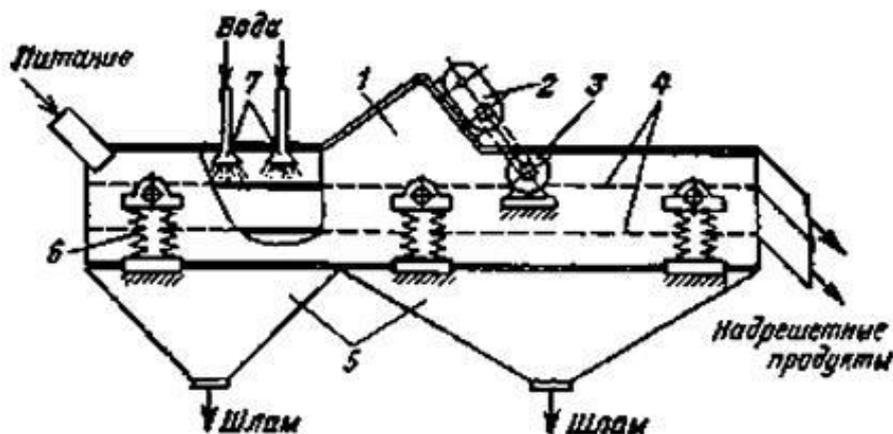


Рис. 2.8. Грохот ГИСЛ 72:

1 – корпус; 2 – самосинхронизирующийся вибровозбудитель; 3 – электродвигатель; 4 – сита; 5 – шламные воронки; 6 – амортизаторы; 7 – брызгала

Конечная влажность обезвоженного на грохотах материала зависит от крупности материала и его физико-химических свойств, длины обезвоживающих сит, размера их отверстий и интенсивности встряхивания. При обезвоживании на грохотах мелкозернистого продукта, содержащего мало глинистых частиц, конечная влажность для угольной мелочи составляет 23–27%, для руды – 10–20%.

Спиральные (и ранее речные) классификаторы применяют для обезвоживания средней мелкозернистых материалов, в основном железных концентратов и продуктов обогащения марганцевых руд перед их обезвоживанием на фильтрах или в штабелях.

Влага из обезвоживаемого продукта (песков) удаляется при транспортировании песков спиралью классификатора. Поэтому обезвоживающие классификаторы устанавливают с уменьшенным углом наклона а до  $16^\circ$  и работают они со сниженной частотой вращения спирали до  $14 \text{ мин}^{-1}$ . Содержание влаги в песках железных концентратов составляет от 15 до 25%.

Для обезвоживания железного концентрата Оленегорской ОФ крупностью  $-0,8 \text{ мм}$  установлен двухспиральный классификатор с диаметром спирали 2 м. При содержании твердого в исходном питании 28% получают пески с влажностью 13,9% при содержании твердого в сливе 3,2%.

Чиатурские марганцевые концентраты крупностью  $-2(3) \text{ мм}$  обезвоживают на односпиральном классификаторе с диаметром спирали 1,5 м, а хвосты крупностью  $-3 \text{ мм}$  – на односпиральном классификаторе с диаметром спирали 0,75 м. Влажность песков при обезвоживании концентратов 14%, при обезвоживании марганцевых хвостов – 33%.

На Грушевской фабрике (ГОФ-1) Марганецкого ГОКа концентрат магнитной сепарации крупностью  $-2,5 \text{ мм}$  обезвоживается в спиральных классификаторах 1КСН-1,2. Содержание твердого в питании классификатора

35–40%, в песках – 70–72%, в сливе – 60–80 г/л. Производительность по пескам 40–45 т/ч. Пески влажностью 29% направляются на склад, где смешиваются с концентратом отсадки крупностью 10–4 мм и отгружаются в качестве концентрата II сорта. Конечная влажность песков после дренирования на складе в течение суток 15%.

На Высокогорской и Кусинской фабриках для обезвоживания железных концентратов ранее использовались речные классификаторы. Содержание влаги в песках составляло 19–22%.

**Контрольные вопросы:**

1. Что такое влажность полезных ископаемых и каких типов бывает влага?
3. Чем отличается дренирование от фильтрования?
4. Обезвоживание на грохотах?
5. Как происходит обезвоживание на элеваторах?
6. Как происходит обезвоживание на механических классификаторах?

## Лекция №56.

### Тема: Процесс сгущение.

#### План:

1. Общие сведения о процессе сгущения
2. Факторы влияющие на процесс сгущения
3. Сгустители.

**Ключевые слова:** Сгущение, слив, сгуститель, отстаивание, осветление, сила тяжести в среде, сила сопротивления среды, скорость осаждения, плотность суспензии,

Сгущением называют процесс осаждения твердых частиц в суспензии (пульпе) под действием силы тяжести или центробежной силы с образованием *сгущенного продукта (песков)* и удалением основной массы воды в виде *слива*.

Сгущение под действием центробежных сил производится в осадительных центрифугах и гидроциклонах. На рудообогатительных фабриках центрифуги не применяются, только на углеобогатительных.

Целью операции сгущения может быть:

1) получение уплотненного сгущенного продукта с содержанием твердого 45–70% в зависимости от его дальнейшего назначения; в этом случае операцию называют *сгущением*;

2) получение относительно чистого слива и тогда операцию называют *отстаиванием или осветлением*;

3) часто одновременно решаются обе задачи и операцию называют сгущением.

Сгущение широко используется в технологических схемах обогатительных фабрик. Основное назначение сгущения – повысить концентрацию твердой фазы в сгущенном продукте по сравнению с исходной пульпой и выделить возможно большую массу воды из преимущественно тонких продуктов обогащения перед последующими операциями обезвоживания. Сгущению подвергают промпродукты для удаления части воды перед дальнейшим обогащением (например, сгущают коллективные флотационные концентраты с содержанием твердого 40% перед их доизмельчением до 60–70% твердого); концентраты сгущают перед фильтрованием; хвосты – для получения оборотной воды и уменьшения объемов хвостохранилищ.

В зависимости от крупности осаждающихся частиц различают суспензии:

а) грубые суспензии, содержащие частицы со средним размером  $d > 100$  мкм; такие частицы быстро оседают под действием силы тяжести;

б) тонкие суспензии с частицами  $d = 0,5 \div 100$  мкм; частицы медленно оседают под действием силы тяжести в спокойной среде;

в) мутности с частицами  $d = 0,1 \div 0,5$  мкм; частицы находятся в броуновском движении и при обычных условиях не осаждаются;

г) коллоидные растворы с частицами  $d < 0,1$  мкм; частицы осаждаются только при применении реагентов.

Например, зерно кварца диаметром 1 мкм имеет скорость осаждения 1 мм/ч, а то же зерно кварца размером 0,1 мкм осаждается со скоростью 1 мм/сут.

Трудно сгущаются тонкодисперсные глины и глинистые материалы (каолин, охра и др.). Глина разбухает в воде и образует устойчивую взвесь. Кроме того, тончайшие глинистые частицы обволакивают другие минеральные зерна и стабилизируют их.

Устройства и аппараты, в которых осаждение частиц происходит под действием силы тяжести, представляют собой большие чаны или бассейны, в которые непрерывно или периодически подается пульпа. Взвешенные в пульпе твердые частицы медленно оседают, образуя осадок, который уплотняется и по мере его накопления выдвигается из аппарата. Верхние слои осветленной воды переливаются через борта аппарата.

В сгустителях при установившемся режиме существует по высоте несколько зон (рис. 3.1). В верхних слоях концентрация твердых частиц невысокая, поэтому частицы осаждаются в условиях свободного падения. На частицу, находящуюся в жидкости, действуют:

1) сила тяжести тела в среде

$$G_0 = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) \cdot g$$

– для частицы шарообразной формы;

2) сила сопротивления среды падающему телу. Для граничного зерна размером менее 0,15 мм определяется по формуле Стокса

$$P = 3\pi V_0 d \mu$$

Сила сопротивления по мере возрастания скорости частицы увеличивается и наступает момент, когда  $G_0$  и  $P$  уравновешиваются и частица приобретает постоянную скорость осаждения, называемую конечной скоростью свободного падения.

Для условий ламинарного движения конечная скорость свободного падения  $V_0$ , м/с, определяется по формуле Стокса

$$V_0 = \frac{g(\delta - \Delta)d^2}{18\mu}, \quad (3.1)$$

где  $d$ ,  $D$  – плотность твердой фазы и среды соответственно, кг/м<sup>3</sup>;

$d$  – диаметр частицы, м;

$\mu$  – вязкость среды, Па·с;

$g$  – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;

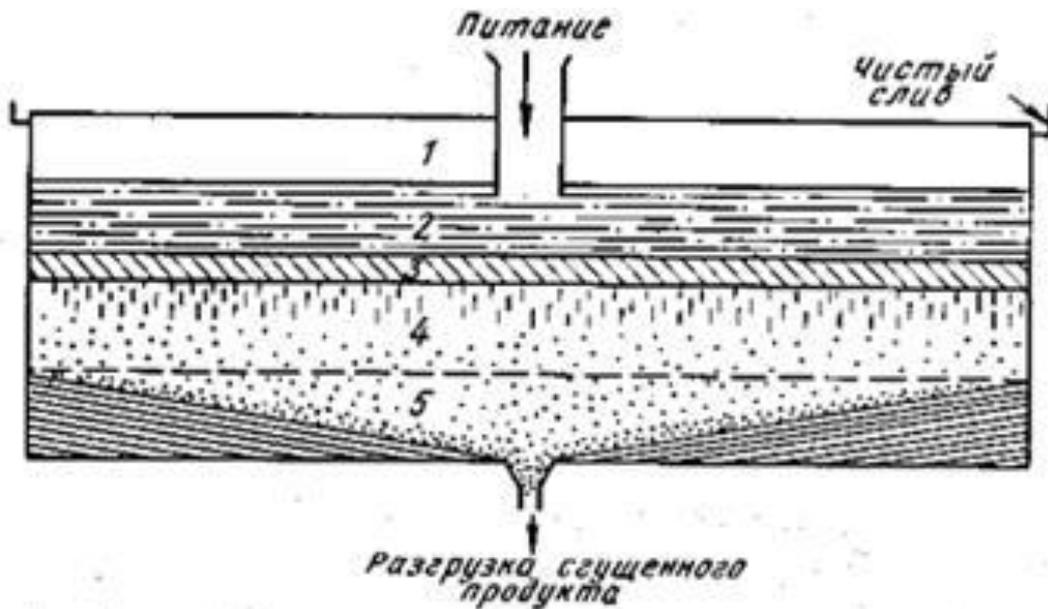


Рис. 3.1. Зоны осадения пульпы в сгустителе: 1 – зона осветленной жидкости; 2 – зона пульпы начальной плотности; 3 – промежуточная зона; 4 – зона сжатия; 5 – зона плотного осадка

По мере увеличения концентрации твердых частиц в нижележащих слоях пульпы скорость осадения их уменьшается. Когда концентрация частиц достигает определенного предела, осадение их происходит в условиях стесненного падения, характеризуемого оседанием частиц всей массой (вторая сверху зона). В начальный момент осаждаются с большей скоростью более крупные частицы, на которые оказывают тормозящее действие более мелкие. Наоборот, скорость мелких частиц в присутствии крупных увеличивается вследствие соударений и толчков, получаемых от крупных частиц и ускоряющих движение мелких. Таким образом, наблюдается постепенное сближение скоростей падения крупных и мелких частиц и осадение их происходит консолидировано, слоем.

При стесненном падении скорость осадения частиц будет ниже

$$V_{ст} = kV_{св}, \quad (3.2)$$

где  $k$  – коэффициент снижения скорости свободного осадения частиц в стесненных условиях.

Промежуточная зона – зона перехода от стесненного осадения в зону сжатия. Следующая за ней – зона сжатия с каналами, по которым вода движется снизу вверх под давлением вышележащих слоев. В придонном слое концентрация твердых частиц максимальна, а скорость осадения их приближается к нулю. Происходит дополнительное уплотнение осадка гребками.

По приведенным выше формулам невозможно точно рассчитать скорость осадения частиц, поскольку формула Стокса получена при допущениях, что частицы имеют шарообразную форму и при осадении не сталкиваются

(свободное осаждение). В реальных условиях, когда сгущение осуществляется в ограниченных объемах аппарата и при значительном содержании твердой фазы в единице объема суспензии, взаимодействие частиц друг с другом при их осаждении оказывает преобладающее влияние на скорость осаждения. Величина коэффициента  $k$  в формуле скорости стесненного падения зависит от многих факторов (изменяющейся концентрации твердого в пульпе, гранулометрического состава твердых частиц и т. д.), влияние которых трудно поддается учету. Расчет скорости осаждения частицы в стесненных условиях по этой формуле часто приводит к значительным отклонениям от действительной скорости в силу сложности процесса сгущения. Поэтому обычно для расчета сгустителей скорость осаждения твердых частиц в пульпе определяют опытным путем при отстаивании пульпы в цилиндрах.

Исследования проводят в лабораторных цилиндрах вместимостью 0,5 или 1 л. Пробу помещают в цилиндр, многократно перемешивают, а по окончании перемешивания отсчитывают время осаждения. На цилиндры вертикально наклеивают полоску миллиметровой бумаги со шкалой, ноль шкалы должен совпадать с уровнем суспензии. В первом цилиндре (рис. 3.2, а) показана исходная пульпа. Через некоторое время в цилиндре (рис. 3.2, б) образуются следующие зоны: А – зона осветленной жидкости; В – зона свободного осаждения или зона суспензии исходной плотности; С – зона стесненного осаждения; D – зона уплотнения осадка.

По шкале цилиндра отмечают границу между зонами А и В. С увеличением времени отстаивания увеличивается высота зон А и D и уменьшается высота зон В и С (рис. 3.2, в, г). При дальнейшем осаждении зоны В и С исчезают, а зона А соприкасается с зоной D (рис. 3.2, д). Это происходит в критической точке в тот момент, когда скорость осаждения твердых частиц в пульпе резко снижается и дальнейшее сгущение ее считается невыгодным. В последнем цилиндре (рис. 3.2, е) показана пульпа после дальнейшего некоторого уплотнения замедленным темпом. Происходит небольшое уменьшение высоты зоны D. При этом жидкость как бы выдавливается из этой зоны в зону осветленного раствора и можно визуально наблюдать каналы чистой жидкости. Наблюдение прекращают, если положение границы не изменяется в течение 2–3 ч, а последний раз положение границы раздела определяют через 24 ч после начала опыта.

По данным эксперимента строится кривая сгущения: по оси абсцисс откладывается время осаждения частиц, а по оси ординат – высота столба осветленной жидкости (рис. 3.3).

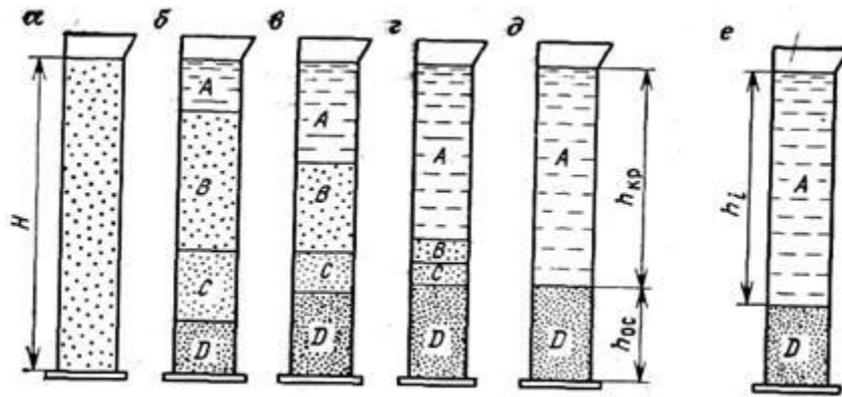


Рис. 3.2. Процесс сгущения пульпы в стеклянном цилиндре

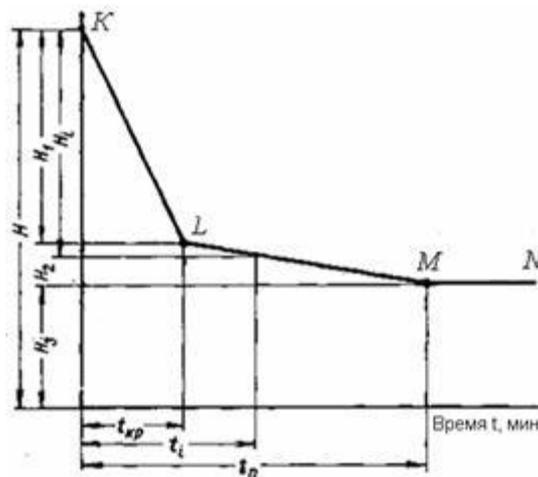


Рис. 3.3. Кривая процесса сгущения:

$H$  – общая высота пульпы в цилиндре;  $H_1$  – высота зоны свободного оседания;

$H_2$  – высота зоны уплотнения (сжатия) осадка;  $H_3$  – высота осадка;

$t_{кр}$  – время оседания частицы до критической точки;

$t_{л}$  – полное время оседания частиц и уплотнения осадка

На кривой сгущения можно выделить три характерных участка:  $KL$  – соответствует свободному оседанию частиц с максимальной скоростью (скорость определяется тангенсом угла наклона прямой);  $LM$  – соответствует периоду уплотнения осадка;  $MN$  – слабо наклоненная, практически горизонтальная прямая, характеризует конечное сжатие осадка, когда за продолжительный промежуток времени очень незначительно изменяется высота осветленного слоя.

Точка  $L$  на пересечении прямых  $KL$  и  $LM$  называется критической точкой. Она соответствует моменту перехода от свободного оседания частиц к уплотнению осадка.

По кривой процесса сгущения можно определить скорости оседания твердых частиц:

а) оптимальную скорость

$$V_2 = \frac{H_1}{t_{\text{сп}}} ; (3.3)$$

б) скорость при заданной степени сгущения пульпы (то есть в любой момент времени)

$$V_1 = \frac{H_1}{t_1} . (3.4)$$

Проводя опыты в градуированных цилиндрах, можно одновременно замерять не только высоту осадка  $H$ , но и его объем  $V$ , что позволяет рассчитать разжижение сгущенного продукта

$$R_1 = \frac{V_1 \cdot \delta - Q}{Q \cdot \delta} . (3.5)$$

Если принять, что разжижение в критической точке равно конечному

$R_{\text{крит}} = R_{\text{кон}} = \frac{V_{\text{крит}} \cdot \delta - Q}{Q \cdot \delta}$ , то это позволяет определить экспериментально удельную площадь сгущения.

Удельную площадь сгущения  $f$ ,  $\text{м}^2 \cdot \text{ч}/\text{т}$ ,  $\text{м}^2 \cdot \text{сут}/\text{т}$ , определяют по формуле

$$f = \frac{R_{\text{крит}} - R_{\text{кон}}}{V_{\text{крит}}} . (3.6)$$

Удельная площадь сгущения – это площадь, необходимая для осаждения единицы массы твердого в единицу времени,  $\text{м}^2 \cdot \text{ч}/\text{т}$  или  $\text{м}^2 \cdot \text{сут}/\text{т}$ .

По значению удельной площади сгущения можно рассчитать требуемую общую площадь осаждения  $F$ ,  $\text{м}^2$ , и подобрать сгустительный аппарат.

$$F = f \cdot Q , (3.7)$$

где  $Q$  – производительность по сгущаемому продукту,  $\text{т}/\text{ч}$  или  $\text{т}/\text{сут}$ .

Удельная площадь сгущения, рассчитанная на основании лабораторных экспериментов, оказывается заниженной. Поэтому в отечественной и зарубежной практике расчетную удельную площадь сгущения увеличивают на 20–30%.

На процесс сгущения, протекающий под действием силы тяжести, влияют минералогический и гранулометрический составы твердой фазы, форма частиц, содержание твердого в исходной пульпе, содержание твердого в сгущенном продукте, плотность твердой и жидкой фаз, вязкость, рН и температура пульпы, наличие в пульпе реагентов (коагулянтов и флокулянтов). Конечные результаты сгущения зависят также от конструктивных особенностей используемых аппаратов. Более подробно рассмотрим влияние основных факторов.

*Плотность твердой фазы* суспензии оказывает существенное влияние на скорость осаждения частиц: чем выше плотность твердой фазы, тем с большей скоростью будут осаждаться частицы. На практике частицы оседают не изолированно друг от друга, а в виде агрегатов – флокул, плотность которых ниже, чем плотность твердой фазы, из-за наличия внутрифлокулярной влаги.

Скорость осаждения частиц зависит от *вязкости суспензии*. С уменьшением вязкости суспензии скорость осаждения частиц возрастает. Один из способов снижения вязкости суспензии – это повышение ее температуры. С повышением температуры снижается вязкость жидкой фазы пульпы – воды. Наиболее резко снижается вязкость воды при повышении её температуры до 20–30°C (при 0°C она составляет 0,018 Па·с, при 30°C – 0,008 Па·с). С повышением температуры также усиливается действие присутствующих в пульпе реагентов. Однако поскольку на сгущение подаются большие объемы суспензий, нагревание их экономически не оправдано.

*Плотность суспензии* в значительной мере зависит от *содержания твердого в суспензии* и при ее сгущении оказывает двойное влияние. С одной стороны при сгущении более плотных суспензий увеличивается производительность сгустителя по твердому, но из-за более стесненных условий уменьшается скорость осаждения частиц и увеличивается вынос твердых частиц в слив.

С другой стороны, в жидких пульпах частицы осаждаются быстрее, чем в густых. Однако для обеспечения постоянной производительности сгустителя по твердому это приводит к бóльшим объемам пульпы, подаваемой в сгуститель, а следовательно, к возрастанию скорости восходящих потоков в аппаратах и к увеличению выноса тонких частиц в слив.

Для каждого сгущаемого продукта существует своя оптимальная плотность исходного питания (содержание твердого в исходной пульпе), при которой сгуститель работает наиболее эффективно. Оптимальные условия работы сгустителя подбирают опытным путем.

*Содержание твердого в сгущенном продукте* при работе сгустителей колеблется от 40 до 70%. Чтобы повысить содержание твердого в сгущенном продукте, необходимо уменьшить массу откачиваемого сгущенного продукта. Это приведет к снижению производительности сгустителя по твердому и из-за более стесненных условий падения может способствовать выносу твердой фазы в слив. При уменьшении плотности сгущенного продукта увеличивается производительность по твердому, но при этом не выполняется основная функция сгущения – не удаляется вода из обезвоживаемого продукта.

Как было показано выше, эффективность процесса сгущения в значительной степени определяется крупностью частиц: чем они крупнее, тем выше скорость их осаждения. Суспензии состоят из частиц различной крупности. Осаждению крупных частиц в суспензии препятствуют более мелкие частицы, опускающиеся с меньшей скоростью. В результате наблюдается сближение скоростей осаждения частиц различной крупности в сгустительных аппаратах. На практике крупность осаждаемых частиц

регулируют с помощью эффектов коагуляции и флокуляции, что будет рассмотрено в следующем параграфе.

Радиальные сгустители являются наиболее универсальными аппаратами для сгущения различных пульп и применяются в первых стадиях обезвоживания на большинстве обогатительных фабрик.

В зависимости от конструкции и места расположения привода гребковой фермы различают сгустители с центральным и периферическим приводами. Сгустители с центральным приводом подразделяются на сгустители легкого типа, тяжелого типа и многоярусные.

#### **Радиальный сгуститель с центральным приводом легкого типа**

Радиальные сгустители с центральным приводом легкого типа выпускаются с диаметром чана от 2,5 до 18 м и обозначаются Ц–D, м.

Одноярусный сгуститель с центральным приводом легкого типа (рис. 3.7) состоит из цилиндрического металлического чана 1 со слабokonическим днищем. В центре чана имеется разгрузочный конус 4 для выпуска сгущенного продукта, а по борту чана – кольцевой сливной желоб 2. В центре чана на уровне поверхности осаждения установлено загрузочное устройство 3 для приема пульпы. На стальной ферме 7, опирающейся на стенки чана или на специальные колонны, установлен привод центрального вала 8 и механизм подъема гребковой рамы 9. Вал 5 смонтирован в центре чана в опорных подшипниках, установленных на мостовой ферме 7. Гребковая рама сгустителя состоит из четырех радиально расположенных граблин 6 с прикрепленными к ним гребками. Рама при помощи крестовин и тяг укреплена на конце центрального вала. Гребки установлены под определенным углом, позволяющим перемещать осадок к центру.

Механизм привода центрального вала включает [электродвигатель](#), [редуктор](#), червячную передачу, помещенные в литом корпусе. Для предотвращения поломок приводного механизма и гребковой рамы при перегрузках вал вместе с граблинами может перемещаться на некоторую высоту в вертикальном направлении. Механизм подъема гребковой рамы состоит из реверсивного электродвигателя и червячной пары, приводящей в действие винт домкрата, соединенного с центральным валом через шарикоподшипник и нажимную гайку. Работа подъемного механизма заключается в следующем. При перегрузках сгустителя по твердому на валу создается повышенный крутящий момент, одновременно с подачей сигнала включается механизм подъема вала и домкрат поднимает или опускает вал вместе с гребковой рамой на высоту 300–400 мм.

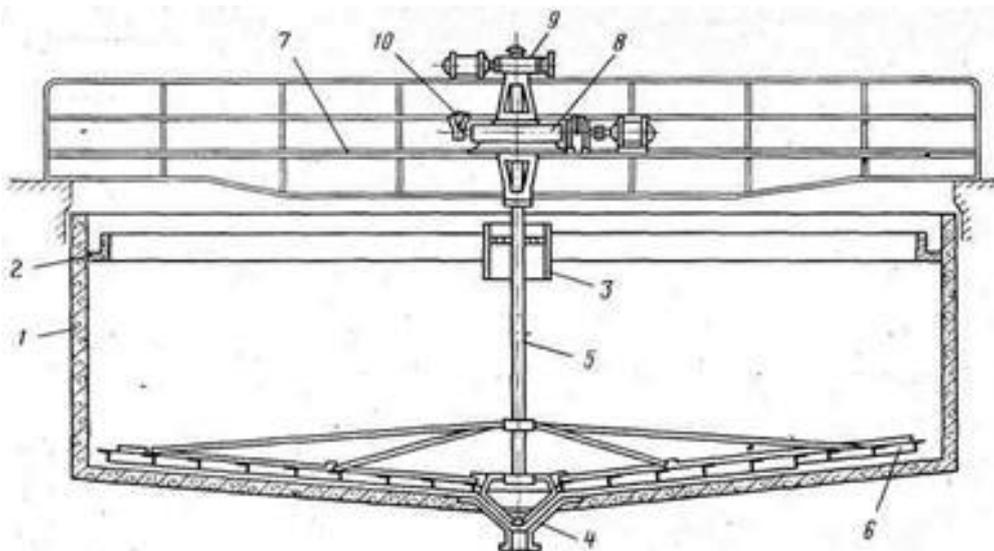


Рис. 3.7. Сгуститель с центральным приводом легкого типа: 1 – чан; 2 – сливной желоб; 3 – загрузочная воронка; 4 – разгрузочный конус; 5 – центральный вал; 6 – граблины; 7 – ферма; 8 – привод; 9 – механизм подъема вала с граблинами; 10 – указатель перегрузки сгустителя

Исходная пульпа по желобу или трубе поступает в загрузочное устройство в виде цилиндрического стакана с поперечной решеткой внутри для улавливания случайных крупных предметов и для гашения скорости потока поступающей пульпы. Пульпа, выйдя из питающего устройства, сначала движется вниз, а затем растекается от центра к кольцевому сливному желобу. При этом происходит осаждение взвешенных в пульпе твердых частиц и осветление воды, которая переливается через кромки кольцевого сливного желоба по всей окружности чана и отводится из сгустителя. При сгущении флотационных концентратов, представляющих собой пенные продукты, для предотвращения попадания пены в сливной желоб на расстоянии 30–70 мм от него устанавливают пеноотбойник, который располагают ниже уровня слива.

Сгущенный продукт, оседающий на дно, перемещается гребками к разгрузочному конусу, откуда удаляется самотеком или откачивается диафрагмовыми или центробежными песковыми насосами. Самотечное удаление сгущенного продукта и откачка диафрагмовыми насосами применимы для сгустителей небольшого диаметра. В сгустителях большого диаметра сгущенный продукт откачивают центробежными насосами. В нижней зоне пульпа может уплотняться частично под действием гребков. Дополнительное уплотнение осадка происходит в результате разрушения гребками сводов, образуемых частицами.

Окружная скорость движения граблин зависит от крупности сгущаемых частиц. При сгущении тонких частиц окружная скорость граблин обычно составляет до 0,05 м/с, а при сгущении грубозернистых пульп эту скорость увеличивают до 0,15–0,2 м/с.

Радиальный сгуститель с центральным приводом тяжелого типа

Радиальные сгустители с центральным приводом тяжелого типа выпускаются с диаметром чана от 25 до 100 м.

Сгуститель с центральным приводом тяжелого типа (рис. 3.8) состоит из железобетонного чана 1, в центре которого установлена мощная железобетонная колонна 4. На колонне укреплена опорная головка 5 с приводным механизмом 6. Приводной механизм состоит из электродвигателя 10, связанного клиноременной передачей 11 с червячным редуктором 17, передающим вращение на ведущую шестерню 15. Шестерня находится в зацеплении с зубчатым венцом внутреннего зацепления (диаметром около 3 м), жестко связанным с поворотным опорным кольцом 12. Кольцо 12 опирается на подшипник, представляющий собой сплошное кольцо 14 с проточкой, в которую уложены стальные шарики 13.

Зубчатый венец соединен с рамой прямоугольного сечения, с помощью проушин 16. Благодаря этому рама вращается вокруг центральной железобетонной колонны. К нижнему концу рамы шарнирно крепятся две длинные и две короткие гребковые фермы 2треугольного сечения с гребками. Шарнирное крепление позволяет гребковым фермам поворачиваться и приподниматься при подпрессовывании оседающего материала. Гребки имеют изогнутую форму, перекрывают всю площадь днища сгустителя и обеспечивают подгребание оседающих частиц к разгрузочным патрубкам.

Питание в сгуститель подают по трубе 7 в приемное устройство 3. Слив отводится из сгустителя через кольцевой сливной желоб 8. В центре чана расположена разгрузочная воронка, имеющая патрубки для разгрузки сгущенного продукта 9. Также к конусу подводятся патрубки для аварийной разгрузки сгустителя или для подачи воды в конус при чрезмерном уплотнении осадка.

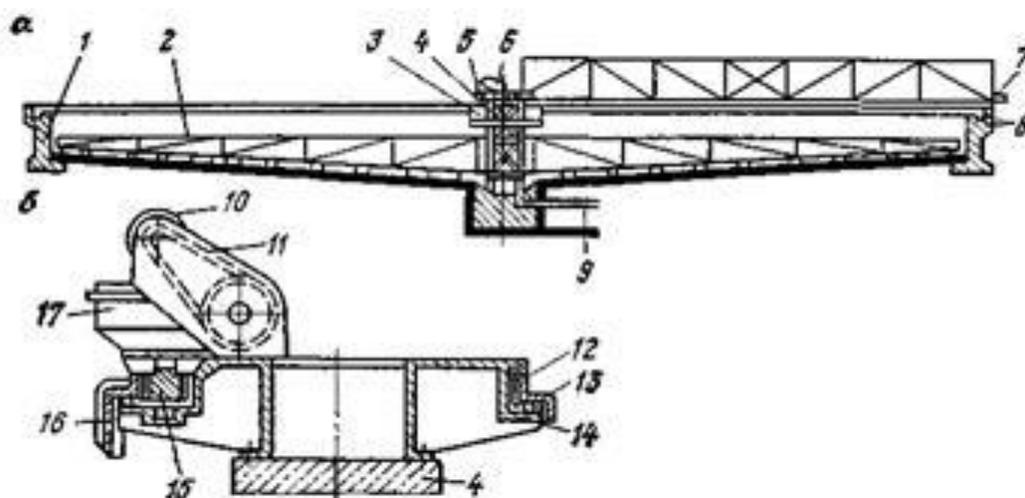


Рис. 3.8. Сгуститель с центральным приводом тяжелого типа

Сгустители больших размеров частично или полностью заглубляют в грунт. При этом доступ к разгрузочному конусу осуществляется через

специально проложенную траншею под днищем сгустителя. Центробежные песковые насосы для откачки сгущенного продукта размещают в траншее или в непосредственной близости от сгустителя.

Большинство сгустителей, кроме Ц-50 и Ц-100, оборудованы механизмом подъема гребковой фермы для предотвращения заиливания ее при перегрузке.

В последнее время сгустители больших размеров с центральным приводом находят все более широкое применение.

К преимуществам таких сгустителей относят:

а) прочность конструкции рамы и гребковой фермы для сгущения продуктов с высокой плотностью твердой фазы, что позволяет получать сгущенный продукт с повышенным содержанием твердого;

б) низкое расположение гребковой фермы улучшает условия осаждения твердой фазы и осветления пульпы, нет взмучивания в верхних слоях;

в) бóльшая приспособленность для работы в зимних условиях под открытым небом, при этом гребковая ферма будет вращаться под коркой льда.

На Лебединском ГОКе для осветления хвостовой пульпы в узле оборотного водоснабжения на открытой площадке установлены два сгустителя Ц-100. Слив сгустителей, в котором твердого содержится в среднем 0,13 г/л, используется в качестве оборотной воды, а сгущенный продукт с содержанием твердого не выше 33% грунтовыми насосами перекачивается в хвостохранилище. Сгустители удовлетворительно работают в зимний период при температуре  $-25^{\circ}\text{C}$ , температура пульпы в чане снижается до  $6-8^{\circ}\text{C}$ . На зеркале слива наблюдается образование шуги, что не отражается на технологическом процессе.

Радиальный сгуститель с периферическим приводом

Радиальные сгустители с периферическим приводом выпускаются с диаметром чана от 18 до 50 м и обозначаются П-Д, м.

Сгуститель с периферическим приводом (рис. 3.9) состоит из круглого железобетонного чана 1, в центре которого установлена колонна 2, двух металлических ферм – подвижной 3 и неподвижной 4, опорной головки 5 и расположенного на борту рельсового пути 6.

К нижнему поясу подвижной фермы крепятся наклонные гребки 8, высота которых увеличивается к центру чана по мере возрастания высоты слоя сгущенного продукта. Свободный конец фермы 3 предназначен для интенсивного перемешивания оседающего материала в зоне его наибольшей плотности.

В центре чана на железобетонной колонне 2 смонтирована вращающаяся опорная головка 5, на которую опирается вращающаяся ферма с гребками 3. Другим концом вращающаяся ферма опирается через ходовое колесо на круговой рельс 6, уложенный на борту чана. На периферии гребковая ферма заканчивается кареткой 9, на которой размещен привод ходового колеса, состоящий из электродвигателя 10, редуктора 11, опорных и приводных роликов. Ток к электродвигателю подводится через центральную колонну и

контактные кольца по силовому кабелю. Токоснимающее устройство расположено на опорной головке. При передаче вращения от электродвигателя на ходовое колесо 15 оно катится по круговому рельсу, увлекая за собой подвижную гребковую ферму. Таким образом, гребковая ферма вращается вокруг центральной колонны и гребками перемещает сгущенный продукт к разгрузочному конусу.

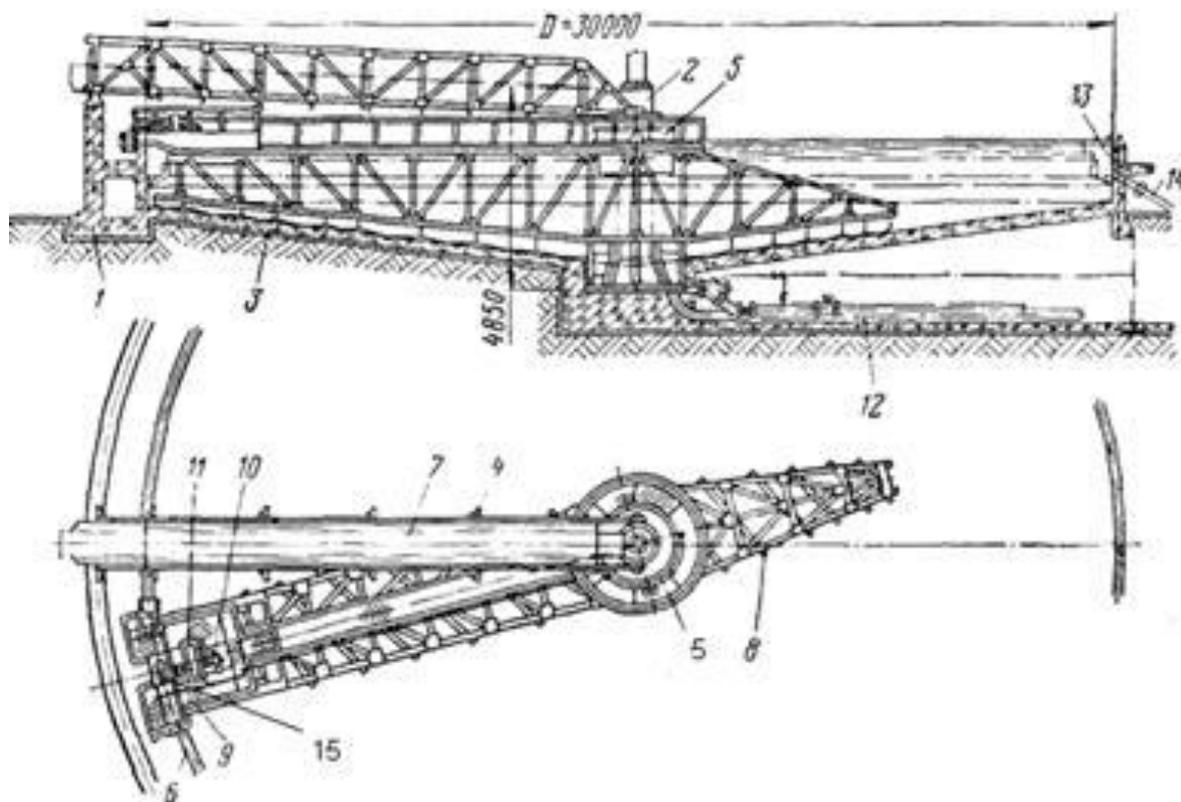


Рис. 3.9. Сгуститель с периферическим приводом

Привод имеет сигнальное устройство и индукционное реле скорости, отмечающее замедление скорости вращения фермы при перегрузке сгустителя. Для возобновления нормальной работы фермы подключают аварийный насос и дополнительно откачивают сгущенный продукт. В специальные карманы каретки загружают балласт (до 18 т), в результате чего возрастает давление ходового колеса на рельс и увеличивается сила их сцепления.

Неподвижная ферма 4 одним концом опирается на верхнюю часть опорной головки 5, а другим укреплена жестко на железобетонной конструкции резервуара 1. На неподвижной ферме уложены трубопроводы или желоба 7 для подачи пульпы и оборудован мостик для прохода. Пульпа подается по желобу на опорную головку, в которой имеются окна, через которые пульпа поступает в чан. Сгущенный продукт откачивается через разгрузочные патрубки по трубам 12, расположенным в траншее под сгустителем. Осветленная вода непрерывно переливается через кромку кольцевого сливного желоба 13 и отводится от него по трубопроводу 14.

Важным условием нормальной работы сгустителя является своевременный отвод песков из него. При этом объем отводимых песков должен быть строго определенным в зависимости от производительности сгустителя для обеспечения постоянного содержания твердого в песках, а следовательно, и для нормального протекания дальнейшего технологического процесса. Обычно для отвода песков используют песковые насосы.

Можно выделить два способа отвода песков. По первому способу насосы непосредственно подсоединяются к разгрузочной воронке сгустителя. По второму способу пески сначала спускаются в зумпф, а затем из зумпфа откачиваются насосами.

При разгрузке песков сгустителя в зумпф насоса возможно визуальное наблюдение за поступлением и плотностью разгружаемого продукта, а также ручная регулировка процесса. Такая система широко применяется на сгустителях небольшого размера, особенно когда их несколько. При этом пески всех сгущающих аппаратов собирают в один зумпф и перекачивают одним насосом. К недостаткам такого способа разгрузки следует отнести возможность переполнения зумпфа и выброса пульпы на обслуживающую площадку, если подача песков сгустителя превысит допустимую, а также затопления насосного отделения при аварийных остановках откачивающих насосов.

Указанных недостатков лишена первая схема – с подключением насосов непосредственно к разгрузочной воронке, но в этом случае затрудняется поддержание заданной плотности песков при колебаниях производительности сгустителя. Возможно значительное снижение содержания твердого в песках при недостаточной подаче материала в сгуститель, а перегрузка сгустителя может привести к остановке насоса. В последние годы все шире находят применение системы автоматического регулирования с установкой на песковых насосах электродвигателей с переменной частотой вращения. На нагнетательном трубопроводе устанавливается плотномер, который автоматически управляет частотой вращения электродвигателя насоса при заданном содержании твердого в песках. подача насоса при этом изменяется и содержание твердого в песках поддерживается на заданном уровне.

Ранее широко применявшиеся сгустители П-30 и П-50, выпускавшиеся Иркутским заводом тяжелого машиностроения, сняты с производства с 80-х годов.

#### Двухъярусный сгуститель

Многоярусные сгустители применяются в тех случаях, когда стремятся сэкономить производственную площадь отделений обезвоживания. Многоярусные сгустители нашли применение при сгущении горячих пульп, когда требуется сократить разницу температур исходного и конечного продуктов, а также в гидрометаллургии золота для промывки материала методом непрерывной противоточной декантации. Многоярусные сгустители с числом ярусов до пяти применяются в глиноземном производстве, но имеется тенденция замены их одноярусными сгустителями закрытого типа с центральным приводом.

Наиболее широко применяются двухъярусные сгустители (особенно сбалансированные – уравновешенные), как наиболее удобные по распределению нагрузки между отдельными ярусами. Двухъярусный сгуститель (рис. 3.10) состоит из чана 1, разделенного промежуточным днищем 3 на верхний и нижний ярусы. Гребковые рамы верхнего 8 и нижнего 13 ярусов укреплены на одном вертикальном валу 7. Механизмы привода вертикального вала и подъема гребковых рам аналогичны механизмам привода одноярусного сгустителя легкого типа.

Исходная пульпа подается в распределительную коробку 4, из которой по трубам 2 и 5 поступает в верхний и нижний ярусы чана. Питание в верхний ярус подается через приемное устройство 6. Оседающий материал верхнего яруса подгребается гребковой рамой к перепускному патрубку 14 и поступает в нижний ярус, откуда вместе со сгущенным продуктом нижнего яруса отводится через разгрузочную воронку 15.

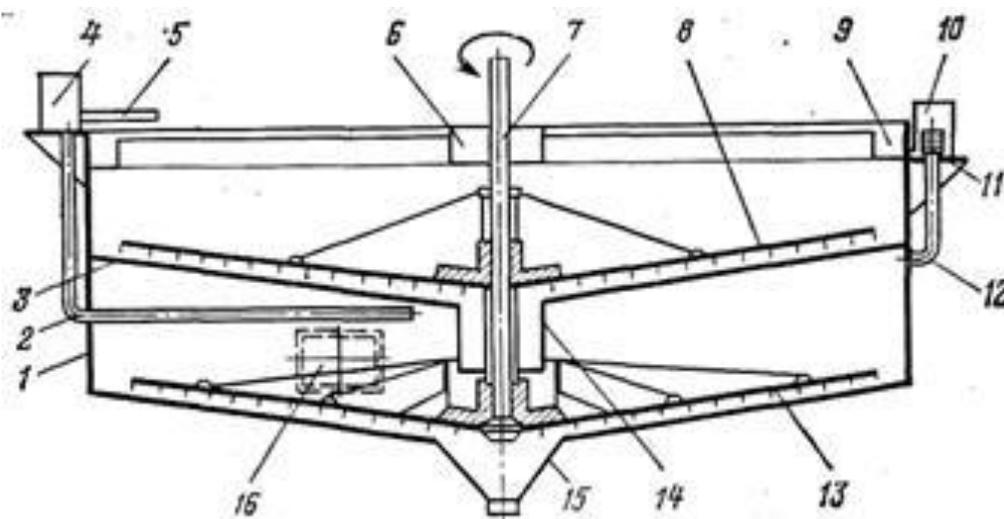


Рис. 3.10. Двухъярусный сгуститель

Слив верхнего яруса удаляется через кольцевой желоб 9 и поступает в сборную емкость 10. Слив с нижнего яруса по трубе 12 также поступает в емкость 10. Удаление слива нижнего яруса регулируют насадочными кольцами 11, при уменьшении числа которых объем слива возрастает.

К недостаткам двухъярусного сгустителя относится трудность доступа к гребковой раме нижнего яруса для ее ремонта или очистки в случае подпрессования осевшим материалом. Для доступа в нижний ярус сгустителя предусмотрен ремонтный люк 16.

Многоярусные сгустители изготавливают по индивидуальным заказам как нестандартное оборудование с диаметром чана 12 и 15 м.

Радиальный сгуститель с грунтовым днищем.

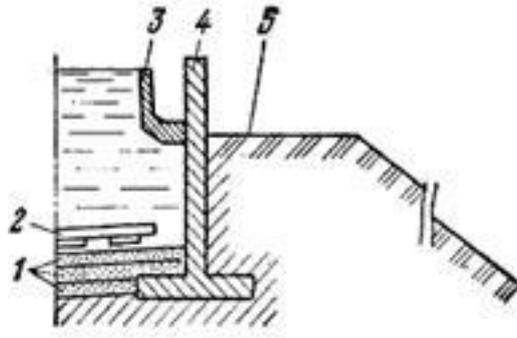


Рис. 3.11. Схема сгустителя с грунтовым днищем: 1 – слой грунта; 2 – гребковый механизм; 3 – сливной желоб; 4 – железобетонная стенка; 5 – насыпь

Эти сгустители отличаются наиболее низкими капитальными затратами для сгустителей такой конструкции по сравнению с железобетонными. При конструировании таких сгустителей (рис. 3.11) наиболее важным условием является непроницаемость почвы, образующей основание (днище) сгустителя. Поэтому первым этапом сооружения сгустителя с грунтовым днищем является определение физико-химических свойств грунтового материала. Грунт должен содержать 10–20% глины.

Второй этап – сооружение бетонной стены по периметру со сливным желобом и тоннеля под сгустителем для прокладки труб сгущенного продукта.

На третьем этапе на дно сгустителя укладывают слои грунта толщиной 150–200 мм, уплотняют каждый слой катком, обрабатывают стабилизаторами почвы и поверхностно-активными веществами. Этот процесс повторяется для второго и третьего слоев.

Четвертый этап – монтаж гребкового механизма в центре сгустителя. Вокруг сгустителя отсыпают и планируют насыпь шириной 5 м с откосами 1:11,5. Высота насыпи должна быть на 700 мм ниже верхней кромки ограждающей стенки.

После сооружения сгуститель заполняется водой с добавлением 0,1% полимера и выдерживается не менее 72 часов, после чего он готов к работе.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Что вы знаете о процессе сгущения?
3. Какие факторы влияют на процесс сгущения?
4. Что является целью процесса сгущения?
5. Как определить скорость сгущения?

## Лекция №57.

### Тема: Фильтрация.

#### План:

1. Общие сведения о фильтрации
2. Классы фильтров

**Ключевые слова:** Фильтрация, фильтрация под вакуумом, фильтрация под давлением, фильтр, сетчатые фильтры, волокнистые фильтры, зернистые фильтры.

Фильтрация представляет собой процесс разделения твердой и жидкой пульпы с помощью пористой перегородки под действием разности давления, создаваемым разрежением воздуха или избыточным давлением.

Целью фильтрации может быть выделение твердого материала или жидкости, в которой содержатся ценные компоненты.

Фильтрующая перегородка, являющаяся важнейшей частью любого фильтра, может задерживать твердые частицы либо своей поверхностью с образованием осадка, либо внутренней извилистой поверхностью микроканалов. Движущей силой процесса фильтрации является разность значений давления по обе стороны фильтрующей перегородки.

Жидкая фаза проходит через поры перегородки и собирается в виде фильтрата, а твердая задерживается на поверхности в виде осадка – кека, который затем удаляется. В кек содержится некоторое количество влаги (пленочная и часть капиллярной), а в фильтрате – в незначительном количестве твердые частицы, прошедшие через поры перегородки.

Различают фильтрацию под вакуумом и под давлением (пресс-фильтрация). При фильтрации под вакуумом разность давлений ниже 0.1 МПа.

При фильтрации происходит последовательно набор кека (собственно фильтрация) и его подсушка просасыванием или продуванием воздуха, в результате чего вытесняется часть капиллярной влаги. Если ценной является жидкая фаза, то для более полного выделения ее кек промывают (главным образом при гидрометаллургической переработке сырья). В этом случае кек можно подсушивать до и после промывки.

На предприятиях черной и цветной металлургии используются в основном следующие классы фильтров:

1. Фильтры для очистки отходящих газов от пыли (обеспыливание, пылеочистка),
2. Фильтры для обезвоживания пульпы и фильтрации шламов,
3. Фильтры для очистки технологических жидкостей, растворов и сточных вод.

Фильтры очистки отходящих газов (сухая пылевая фильтрация) – это рукавные фильтры и электрофильтры, предназначенные для улавливания пылевых атмосферных выбросов и защиты окружающей среды.

Спектр тканей и фильтровальных рукавов, поставляемых для этих производственных процессов, очень широк и включает в себя фильтроткани и рукава для низкотемпературной (до +150 °С) фильтрации, ткани для высокотемпературной фильтрации (очистка горячих газов с температурой на фильтре до +250..+300 °С), специализированные ткани с покрытиями и защитными пропитками.

Фильтры для обезвоживания пульпы и фильтрации шламов задачей такого процесса является получение как можно более сухого осадка (кека твердого остатка от фильтрации пульп, содержащий цветные металлы, включая драгоценные, получаемый в процессе выщелачивания руд, концентратов или промежуточных продуктов металлургического производства).

Фильтры для очистки технологических жидкостей, растворов и сточных вод – обеспечивают очистку жидкости от твердых частиц, то есть задачей этого процесса является получение как можно более чистой жидкости.

На российских металлургических предприятиях эксплуатируется разнообразное фильтровальное оборудование.

Фильтрование осуществляется на фильтрах. По способу действия эти аппараты подразделяются на фильтры непрерывного и периодического действия. В зависимости от вида давления, создающего движущий напор, их делят на вакуум-фильтры и пресс-фильтры. По способу образования кек фильтрующие поверхности различают фильтры, работающие с просасыванием и под наливом.

Применение фильтрования для выделения осадка зависит от размера частиц и характера их агрегации. Существуют сетчатые, волокнистые и зернистые фильтры.

Сетчатые фильтры служат для задержания сравнительно грубых частиц. Их изготавливают из одного или нескольких слоев ткани или металлической сетки. Действие этих фильтров основано на механическом задерживании больших частиц, не проходящих через ячейки сетки, а также на инерционном осаждении частиц. Эффективность сетчатых фильтров заметно увеличивается по мере забивания их отфильтрованной дисперсной фазой, поскольку в результате образования на поверхности фильтра так называемого намывного слоя уменьшается диаметр отверстий. Поэтому иногда на тканевые фильтры перед их использованием наносят асбестовую пыль, особенно эффективную при фильтрации.

Волокнистые фильтры делают из фильтровальной бумаги, специального картона и некоторых других волокнистых материалов. Вследствие значительного гидравлического сопротивления эти фильтры применяют лишь при небольших скоростях течения фильтрующегося раствора (суспензии). С целью повышения производительности волокнистых фильтров их часто изготавливают с «развернутой» (увеличенной) поверхностью. В зернистых

фильтрах широко используют кварцевый песок, дробленый шлак, гравий, антрацит и т.п.

Зернистые фильтры изготавливают однослойными и многослойными. Регенерация зернистых фильтров предусматривает промывку обратным потоком чистой воды или сжатым воздухом.

Фильтрация под вакуумом применяется для очистки маловязких жидкостей. Степень очистки в вакуум-фильтрах не превышает, как правило, 80 %, но удельная производительность очистки наиболее высокая. Тонкость очистки в вакуум-фильтре определяется фильтрующими свойствами пористого элемента (ткани, бумаги и др.). Конструктивных разновидностей вакуум-фильтров много, однако в обогатительной практике применяют в основном вакуум-фильтры непрерывного действия: барабанные разных типов, дисковые, ленточные и др.

### **Барабанный вакуум-фильтр**

С наружной фильтрующей поверхностью имеет барабан, с внешней стороны по всей длине разделенный на неглубокие ячейки, снаружи покрытые перфорированными решетками. Между ячейками имеются пазы. Внутренние полости ячеек соединены трубами с концевыми ячейковыми цапфами. По всей поверхности барабан обтянут тканью, сшитой в общее полотнище. Нижняя часть барабана погружена в ванну, на торцевых стенках которой крепят опорные подшипники цапф. В одной из торцевых стенок имеется переливное окно, через которое удаляется избыток загружаемой в ванну пульпы. Снизу на цилиндрической части корыта или в торцевых стенках имеются люки для выпуска пульпы при остановке аппарата. Вдоль длинных сторон корыта с одной стороны находится нож для съема кека.

Твердую фазу пульпы поддерживают во взвешенном состоянии с помощью мешалки, размещенной в ванне и приводимой в движение от электродвигателя через редуктор, эксцентрики и тяги.

К торцам ячейковых цапф барабана примыкают распределительные головки (фильтры небольших размеров имеют по одной цапфе и одной головке). В головке имеются три или четыре полости. Если фильтр предназначен для фильтрации с промывкой кека, имеются две полости, находящиеся под разрежением: одна – для отвода маточного раствора, другая – для отвода промывных вод. В две, меньшие по размеру полости подается сжатый воздух. Если кек не промывается, перегородка между двумя первыми полостями может отсутствовать.

За один оборот барабана совершается полный цикл фильтрации. Каждая ячейка барабана после погружения в пульпу через окно цапфы совмещается с находящейся под вакуумом полостью головки, происходят отсасывание жидкости и набор кека на ткани. После выхода ячейки из пульпы действие вакуума продолжается – кек подсушивается. Фильтрат, выделяющийся во время набора и подсушки кека, удаляется через вакуумное окно головки. При совмещении окна рассматриваемой ячейки с полостью головки, находящейся под давлением, происходят отдувка кека.

Барабанные фильтры изготавливают в обычном исполнении – из углеродистой стали.

Конфигурация фильтрующей поверхности барабанных фильтров позволяет не только промывать кека, но и монтировать приспособления для дополнительного удаления влаги из кека – устройства для заглаживания трещин, хлопущи, рыхлители в виде цилиндрических ершей, отжимные ролики и вибраторы. Эти фильтры могут быть изготовлены с глубоким погружением барабана в пульпу и, наоборот, с малым погружением и с большой зоной подсушки.

Барабанные фильтры по сравнению, например, с дисковыми более пригодны для обезвоживания труднофильтруемых продуктов, когда образуется относительно тонкий слой кека. Для рудных пульп верхним пределом крупности, ограничивающим применение барабанных фильтров, можно считать 65-70 % класса – 0.074мм. Для поддержания твердого во взвешанном состоянии при фильтровании относительно крупного материала иногда подают пульпу через днище ванны насосом.

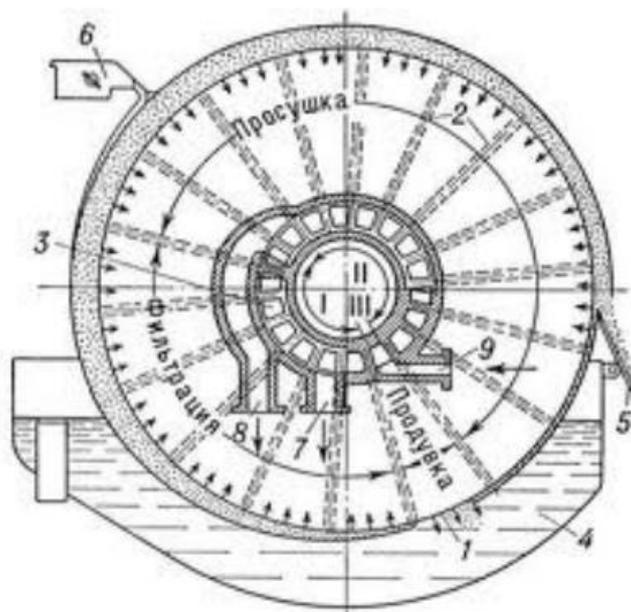


Рисунок 1 Барабанный вакуум-фильтр непрерывного действия

1 – барабан; 2 – перегородки; 3 – распределительная головка; 4 – корыто; 5 – нож для съема осадка; 6 – распределитель воды для промывания осадка; 7, 8 – трубы для откачки соответственно отфильтрованной жидкости и промывной воды; 9 – труба для подачи сжатого воздуха.

Магнитные фильтры (с расположенными внутри их магнитными системами) предназначены для обезвоживания магнетитовых концентратов.

Фильтры с намывным слоем предназначены для выделения фильтрата высокой степени чистоты. На барабан поверх ткани намывают слой целлюлозы или других фильтрующих материалов. Затем через этот слой фильтруется

исходный продукт, как правило, содержащий небольшое количество твердого. Намывной слой с застрявшими частицами твердого снимается ножом.

### **Барабанный вакуум-фильтр с внутренней фильтрующей поверхностью**

Представляет собой барабан с глухой крышкой на одном торце и с кольцевым бортом на другом. Внутренняя поверхность по длине разделена металлическими полосами на ячейки, каждая из которых примыкает к распределительная головка. Отдельные ячейки закрыты перфорированными листами или в них уложены деревянные пластины с рифлениями на поверхности. Барабан снабжен двумя бандажами, опирающимися на ролики. Одной паре роликов передается вращение через редуктор от электродвигателя. Барабан наполняется пульпой до уровня кольцевого борта, через который переливается избыток пульпы. Таким образом, внутри фильтра создается бассейн из пульпы, дном которого является внутренняя поверхность барабана.

Нижние ячейки барабана, боковые и часть верхних (по ходу вращения) находятся под вакуумом. На нижних ячейках избирается кек, который затем подсушивается. При отдувке кек под действием силы тяжести падает в воронку и разгружается конвейером или шнеком. Для более полной разгрузки кека фильтр часто оборудуют пульсатором.

Фильтры с внутренней фильтрующей поверхностью применяют для пульп, содержащих значительное количество быстро оседающей твердой фазы, которую не удастся удержать во взвешенном состоянии при перемешивании.

**Барабанный вакуум-фильтр со сходящим полотном**, рис. 25, представляет собой барабан с перфорированной поверхностью. Барабан опущен в ванну с мешалкой для поддержания частиц во взвешенном состоянии. К цапфам барабана прижаты распределительные головки, обеспечивающие соединение ячеек цапфы и поверхности барабана с зонами разрежения и избыточного давления.

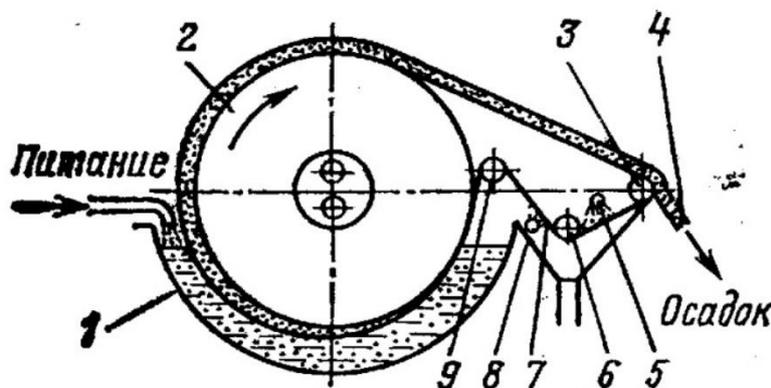


Рис. 25. Барабанный вакуум-фильтр

со сходящим полотном:

1 – ванна; 2 – барабан; 3 – разгрузочный ролик; 4 – нож; 5 – брызгала; 6

– промывной ролик; 7 – фильтровальная ткань; 8 – поток; 9 – направляющий ролик

Фильтровальное полотно огибает барабан в зоне набора и подсушки осадка, а также ролики, обеспечивающие натяжение и прилегание полотна к нижней части барабана. После съема на разгрузочном ролике и зачистки полотна ножевым устройством осуществляется двусторонняя промывка полотна водой, подаваемой из брызгал. Использование такой промывки позволяет вести процесс при повышенной частоте вращения барабана и толщине осадка до 2-3 см и повысить производительность фильтра в 1,5-2 раза по сравнению с обычными барабанными вакуум-фильтрами. Наблюдаемое снижение влажности осадка, получаемого на таком фильтре, объясняется отсутствием операции его отдувки.

### **Дисковый вакуум-фильтр**

Отличается развитой поверхностью фильтрования. Ею являются боковые стороны дисков, набранных из секторов, вставленных в пустотелый ячеяковый вал и закрепленных длинными шпильками и накладками. Вал укреплен на цапфах. С торца к валу с одной или двух сторон, как и у барабанного фильтра, прижаты распределительные головки. Двумя головками оборудованы фильтры с шестью и более дисками.

Нижняя часть дисков опущена в ванну, на одной из которых имеется переливной порог, обеспечивающий постоянство уровня пульпы. Со стороны входа секторов в пульпу при вращении вала с дисками ванна имеет форму карманов. На них с обеих сторон каждого диска установлены ножи, которыми снимается оставшаяся после отдувки часть кека.

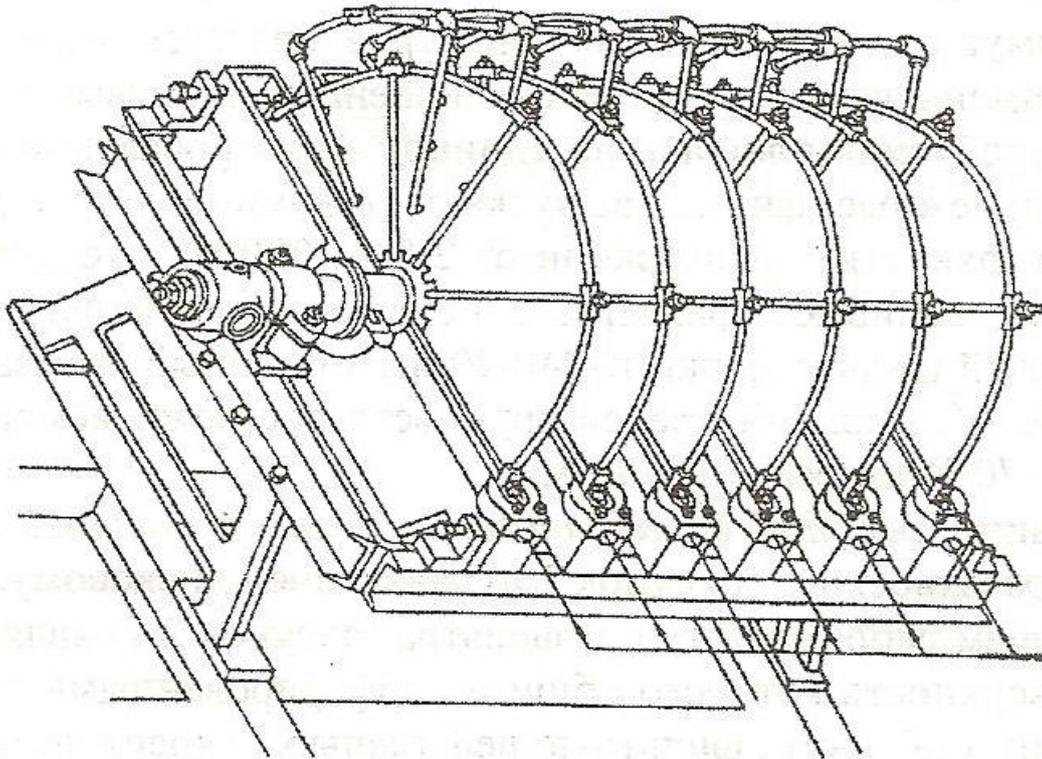


Рисунок 2 – Дискový вакуум-фильтр  
Аппарат типа "фильтр-пресс"

Представляет собой ряд фильтрованных плит, размещенных горизонтально между верхней и нажимной плитами. Фильтровальная плита состоит из верхней и нижней рам: верхняя покрыта перфорированным листом и является камерой для отвода фильтрата, нижняя – при сжатии плит служит камерой фильтрации. Под днищем рамы закреплена эластичная диафрагма, которая при подаче на нее воды служит для отжатия влаги из кека.

К фильтровальным плитам приварены патрубки. При сжатии плит они образуют два коллектора. Один для подачи исходной пульпы, промывной воды и воздуха, другой – для отвода фильтрата, промывной воды и воздуха. Фильтровальные плиты могут перемещаться вдоль стяжек вверх и вниз. При опускании плит между ними образуется зазор.

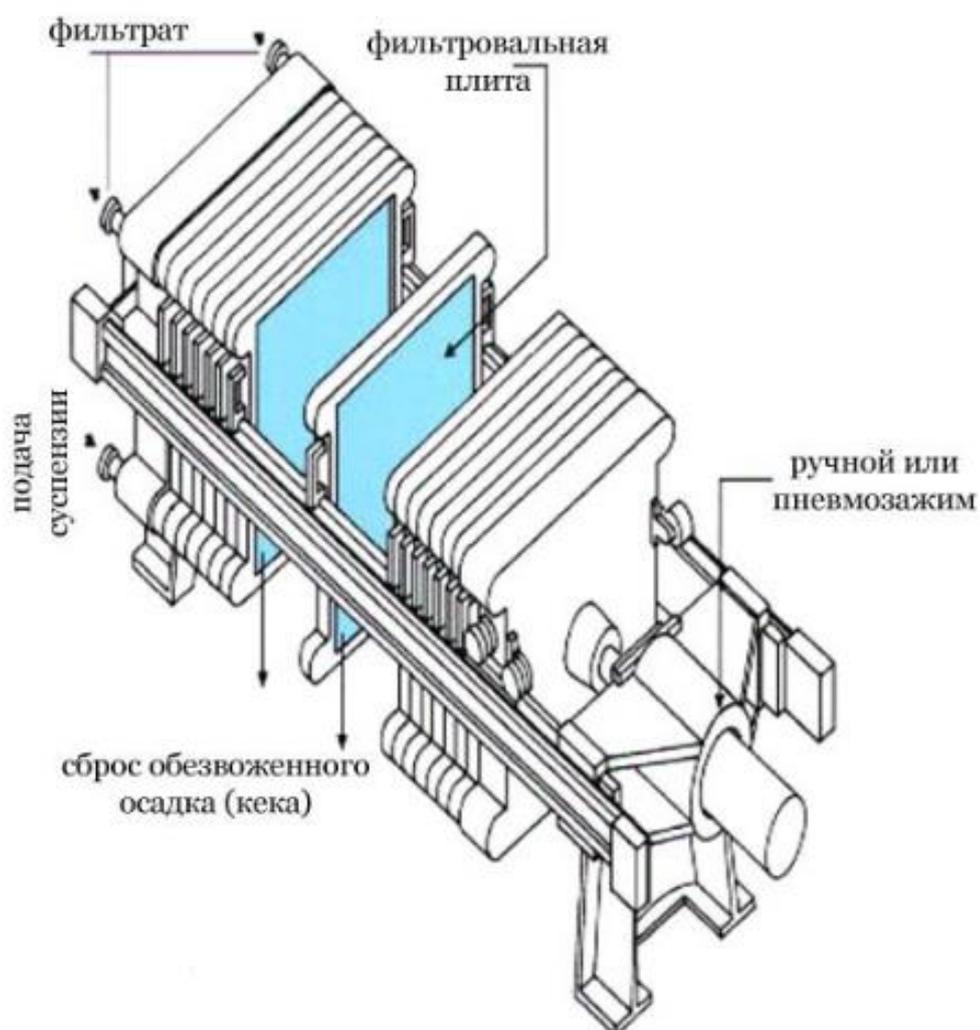


Рисунок 3 – Фильтр-пресс

**Контрольные вопросы:**

1. Объясните процесс фильтрации?
2. Для чего и в каких случаях применяется процесс фильтрации?
3. На какие типы подразделяются фильтрующие материалы?
4. Что такое фильтрация под вакуумом?

## Лекция №58.

### Тема: Сушка.

#### План:

1. Общее представление о процессе сушке
2. Качество сушки

**Ключевые слова:** Сушка, концентрат, барабанная печь, газоотвод, топливо, улавливание пыли, температурный режим, многоподовая сушилка, движение концентрата в печи.

#### Сушка концентратов

Концентраты с содержанием влаги более 12% сушат в специально приспособленных барабанных вращающихся печах (рис3). Печи для сушки концентратов обычно устанавливают в непосредственной близости от склада концентратов. Длина железного барабана достигает 10—12 м, диаметр 1,5—1,8 м. Барабаны делают клепаными или сварными без внутренней футеровки. Угол к горизонтальной оси равен 5—6°. Скорость вращения 4 об/мин.

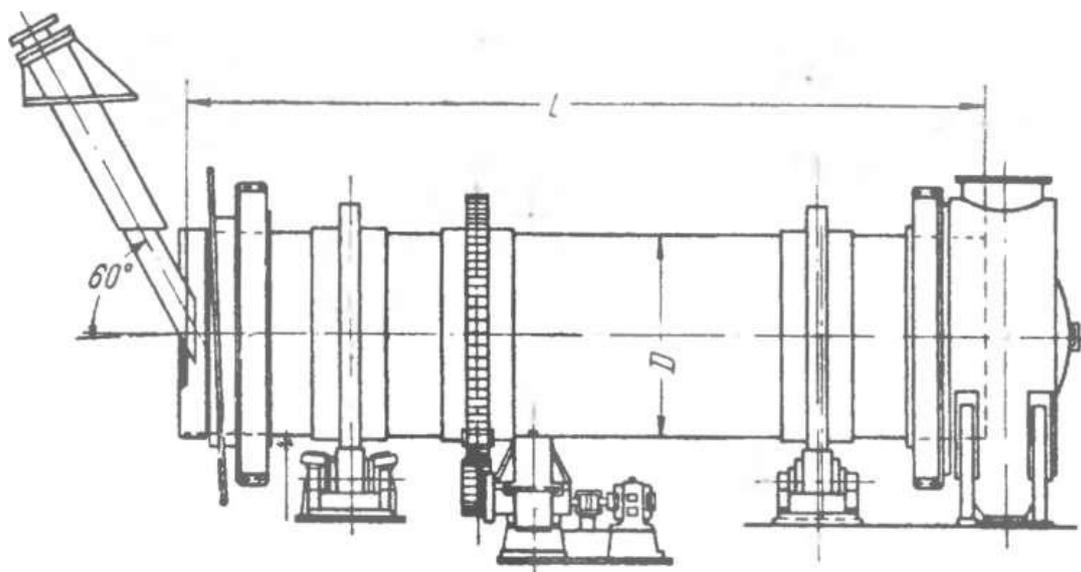


Рис. 3. Барабанная печь для сушки концентратов

Для лучшего перемешивания материала внутри барабана устраивают насадки различной формы. Отопление сушильных барабанов может быть угольное, мазутное или газовое. Для отопления барабана в переднем приподнятом конце устраивают топку, в которой сжигается топливо. В этой же части барабана производится загрузка концентрата. Топочные газы с температурой 750—800°С входят в барабан и движутся в нем вместе с концентратом к нижнему разгрузочному концу. Такой способ сушки, когда газы и материалы движутся в печи в одном направлении, называют прямоточным. При этом способе влажные комки концентрата,

находясь в контакте с горячими газами и благодаря быстрому испарению влаги, разрушаются. Выходящие из печи газы имеют температуру 100—150°С.

Для питания сушильной печи над загрузочным концом барабана устраивается бункер для сырого концентрата, из которого материал дозируется в печь тарельчатым питателем. Подача концентратов в барабан производится через загрузочную чугунную трубу. Запыленные газы проходят через сухой пылеуловитель, затем отсасываются дымососом и перед выпуском в атмосферу пропускаются через мокрый пылеуловитель, представляющий собой циклон, который орошается водой. В нижней части циклона имеется отверстие для выпуска пульпы, которая остаивается и поступает в оборот на тарельчатый питатель для использования содержащегося в ней концентрата. Подсушенный концентрат с содержанием влаги от 5 до 6% разгружается из барабана через воронку. Производительность сушильных барабанов зависит от влажности и обычно составляет по концентрату 15—18 *т/ч*. Расход топлива составляет 1—2% от веса подсушенного концентрата.

Качество сушки проверяют не только по содержанию влаги в подсушенном концентрате, но и по количеству комков в сухом концентрате. Для этого ежемесячно производят ситовый анализ.

На некоторых цинковых заводах применяют паровую многоподовую сушилку. Эта сушилка представляет собой вертикальный цилиндр диаметром 5 м с шестью подами. Производительность такой сушилки 10—12 *т/ч* сырого концентрата при расходе пара 0,8—1,5 *т/ч*.

Работа сушильной установки определяется следующими основными показателями:

- 1) равномерностью питания барабана концентратами;
- 2) количеством газов, проходящих через барабан;
- 3) температурой газов при выходе и входе;
- 4) интенсивностью перемешивания;
- 5) величиной кусков влажного материала.

Перед загрузкой в сушильный барабан концентрат дробят, чтобы в барабан не попадали большие смерзшиеся куски. Загрузку концентрата в барабан следует осуществлять непрерывно и равномерно. Количество испаряемой в барабане влаги пропорционально количеству и температуре газов, т. е. чем больше проходит через барабан газов и чем выше их температура, тем быстрее и полнее идет сушка. В связи с этим всегда стараются работать на высоких температурах газов, т. е. в верхнем конце барабана температура 800°С, а в нижнем 150°С. Поднимать температуру выше допустимой нельзя, так как это может привести к загоранию концентрата и выводу оборудования из строя. Для обеспечения прохождения большого количества газа через барабан необходимо следить за устранением вредных подсосов воздуха от разгрузочного конца барабана до всасывающего патрубка вентилятора. Следует

особенно тщательно герметизировать разгрузочную воронку барабана и следить за работой уплотнительных приспособлений. Находящиеся внутри барабана цепи и насадки, улучшающие перемешивание, должны быть исправными.

На обогатительных фабриках наибольшее распространение получили сушилки с конвективным способом сушки, работающие на дымовых газах. Паровые сушилки находят ограниченное применение.

**Газовые барабанные сушилки** широко применяют для сушки продуктов обогащения различной крупности и влажности. Их подразделяют на сушилки с прямым теплообменом, то есть с непосредственным соприкосновением сушимого материала с горячими газами по прямоточной или противоточной схеме движения газов и материала, и на сушилки с косвенным теплообменом, в которых тепло передается от газов сушимому материалу через металлическую стенку. Имеются также сушильные барабаны с комбинированным теплообменом, в которых тепло передается материалу непосредственно через металлическую стенку.

Для сушки концентратов и минерального сырья применяют, как правило, прямоточные барабанные сушилки с прямым теплообменом.

Барабанная сушилка с прямым теплообменом (рис. 5.4) представляет собой установленный наклонно (до  $4^\circ$ ) в сторону разгрузки вращающийся барабан, на который надеты два бандаж и зубчатый венец привода. Бандажами барабан опирается на четыре свободно вращающихся ролика, установленных на рамах опорной и опорно-упорной станции. Два упорных ролика, установленных на раме опорно-упорной станции, ограничивают осевое смещение корпуса барабана. Вращение барабану передается от привода, состоящего из электродвигателя, редуктора и приводной шестерни, находящейся в зацеплении с венцовой шестерней.

С одного конца к барабану примыкают топка со смесительной камерой и загрузочное устройство, с другого конца – разгрузочная камера для высушенного материала. На обоих концах барабана устанавливают уплотнения.

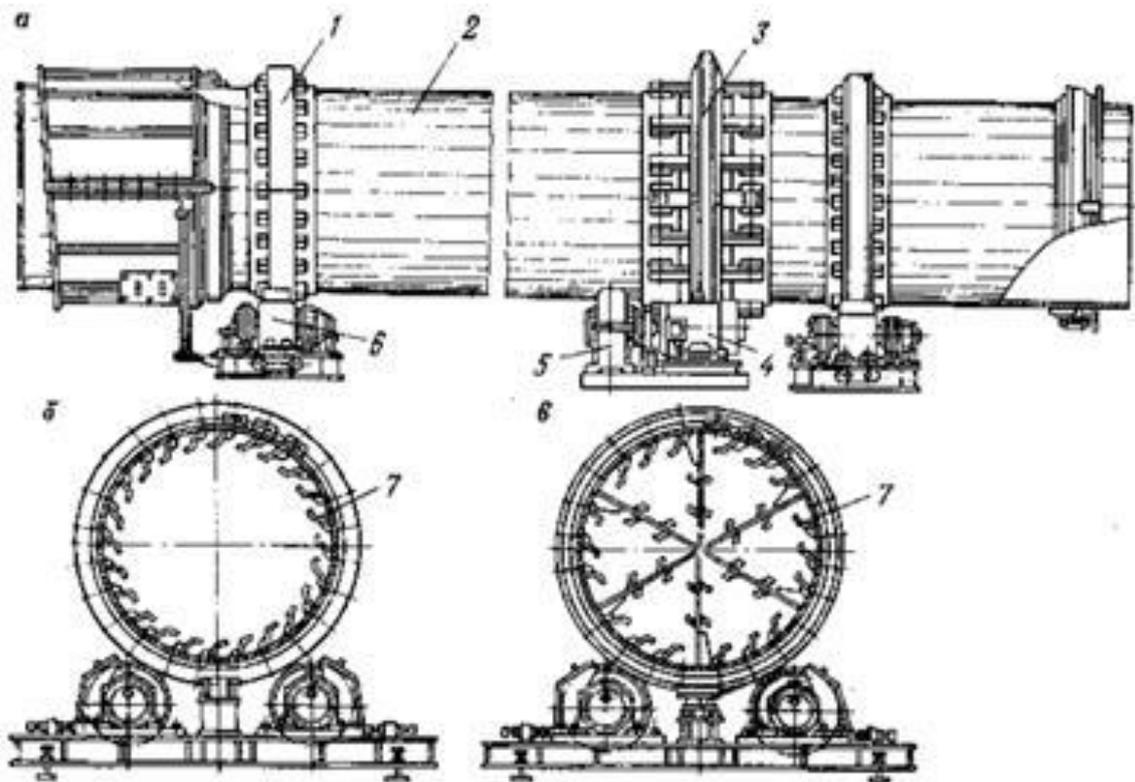


Рис. 5.4. Сушильный барабан: а – общий вид; б – лопастная насадка; в – секторная насадка; 1 – бандажи; 2 – барабан; 3 – зубчатый венец; 4 – редуктор; 5 – электродвигатель; 6 – опорные ролики; 7 – насадки

Для равномерного распределения материала по сечению барабана и интенсивного перемешивания его в процессе сушки применяют насадки различной конструкции, в зависимости от диаметра барабана и свойств высушиваемых материалов (крупности, влажности, плотности, сыпучести). Лопасты, закрепленные внутри барабана, захватывают материал, который при низкой частоте вращения барабана (до  $7-8 \text{ мин}^{-1}$ ), падая тонкими каскадами (струйками), соприкасается влажной поверхностью с горячими газами и высушивается.

Насадки выполняют в виде приемно-винтовых лопастей, подъемно-лопастными, секторными, цепными. Приемно-винтовые лопасти обычно укрепляют в загрузочной части барабана, с их помощью увеличивают скорость перемещения материала и уменьшают время контактирования с дымовыми газами. Иногда винтовые лопасти укрепляют на разгрузочном конце барабана. Подъемно-лопастную систему насадок применяют для сушки крупнокусковых материалов, обладающих значительной плотностью. Насадки остальных типов применяют при сушке мелкозернистых материалов, способных к слипанию и пылеобразованию. По длине барабана может быть установлено несколько типов насадок.

Для уменьшения налипания материала на внутренние устройства барабана по всей его длине вдоль периферических лопастей навешивают

гирлянды цепей. Насадки, выполненные полностью из цепей, используют при сушке флотационных угольных концентратов.

Дымовые газы с температурой 600–900°C поступают в сушильный барабан в виде газоздушной смеси и проходят вдоль барабана в разгрузочную камеру, откуда вентилятором подаются в очистные устройства, а затем выбрасываются в атмосферу или частично направляются снова в процесс.

При вращении барабана материал постепенно перемещается к разгрузочной камере. Сушильный агент движется в барабане под действием разрежения, создаваемого дымососом.

Сушильные барабаны выпускают диаметром 1–2,2 м, длиной 4–16 м и диаметром 2,5–3,5 м, длиной 14–27 м. Имеются также сушильные барабаны диаметром 4; 4,5 м и длиной 28–35 м.

Для уменьшения потерь тепла наружную поверхность барабана покрывают кожухом из листовой стали, заполненным теплоизолирующим материалом. При этом температура наружной стенки не должна превышать 40°C. На концах сушильного барабана устанавливают уплотнительные устройства с целью предотвращения подсосов воздуха.

Степень заполнения объема барабана в среднем составляет 10–12%, время пребывания материала в барабане от 15 до 40 мин, в зависимости от его начальной и конечной влажности.

Достоинства газовых барабанных сушилок: высокая надежность в работе; применимость для сушки продуктов широкого диапазона крупности – от тонкоизмельченных концентратов до кускового материала; сушка продуктов при высоких температурах нагретых газов. Недостатки: большие габаритные размеры и значительная металлоемкость; низкое напряжение объема барабана по испаряемой влаге; в процессе сушки только 15–25% полезного объема занято сушимым материалом.

#### Сушильная установка

В схему компоновки барабанной сушилки обязательно входят топочные устройства, пылеулавливающее оборудование и дымососная установка. Сушильная установка с барабанной сушилкой показана на рис. 5.5. Влажный материал из бункера питателем подается на наклонную течку, по которой поступает в барабан сушилки. Высушенный материал поступает в разгрузочную камеру и далее на расположенные ниже скребковые конвейеры. Движение дымовых газов через барабан, разгрузочную камеру, циклон обеспечивается вентилятором–дымососом. Отработанные газы через циклон и мокрый пылеуловитель выбрасываются по трубе в атмосферу.

Образование газоздушной смеси происходит в топке. В сушильной установке на рис. 5.5 топливо сгорает на цепной решетке, а для разжигания топки служит растопочная труба. Горение топлива поддерживается дутьевым вентилятором.

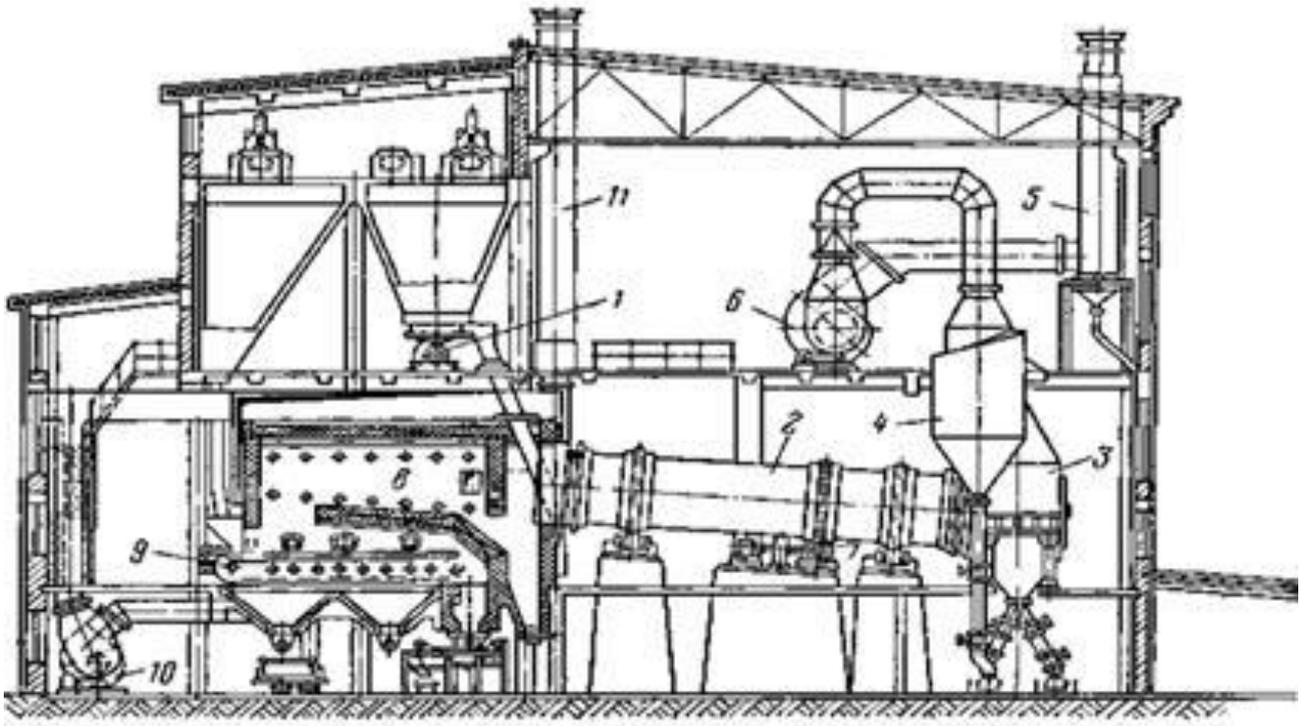


Рис. 5.5. Сушильная установка с барабанной сушилкой:

1 – бункер; 2 – сушильный барабан; 3 – разгрузочная камера; 4 – циклон; 5 – труба; 6 – вентилятор (дымосос); 7 – привод барабана; 8 – топка; 9 – цепная решетка; 10 – дутьевой вентилятор; 11 – растопочная труба

Работа барабанной сушилки в значительной мере определяется системой пылеулавливания и ее дымососной установкой. Большинство сушильных установок оборудовано одноступенчатой системой пылеулавливания, в которой чаще всего используют циклоны или мокрые пылеуловители (скрубберы, пенные фильтры и др.), а иногда – электрофильтры или рукавные фильтры. Однако эти системы часто не обеспечивают требуемую санитарными нормами степень очистки выхлопных газов. Некоторые сушилки оборудованы двухступенчатыми системами, состоящими из циклона и скруббера ВТИ.

Газовые трубы-сушилки предназначены для сушки мелких влагоемких продуктов обогащения, главным образом угольных концентратов: гравитационных (класс 13–0 мм), флотационных (класс 1–0 мм) и шламов (класс 3–0 мм). Эти продукты поступают на сушку чаще всего в смеси в различных соотношениях. Влажность концентратов после сушки 5–10%.

Трубы-сушилки применяют при сушке рудных концентратов, например, для окончательной сушки медной шихты до влажности 0–1% после ее предварительной подсушки до влажности 5–8% в барабанных прямоточных сушилках.

Трубы-сушилки применяют также для сушки солей с начальной влажностью 4–8% до конечной влажности 0,1–0,6%.

Основа конструкции трубы-сушилки (рис. 5.6) – вертикально установленная труба, через которую пропускают горячие дымовые газы.

Сушимый материал взвешивается в потоке газов, подвергаясь интенсивной сушке, и этим же потоком выносятся из трубы.

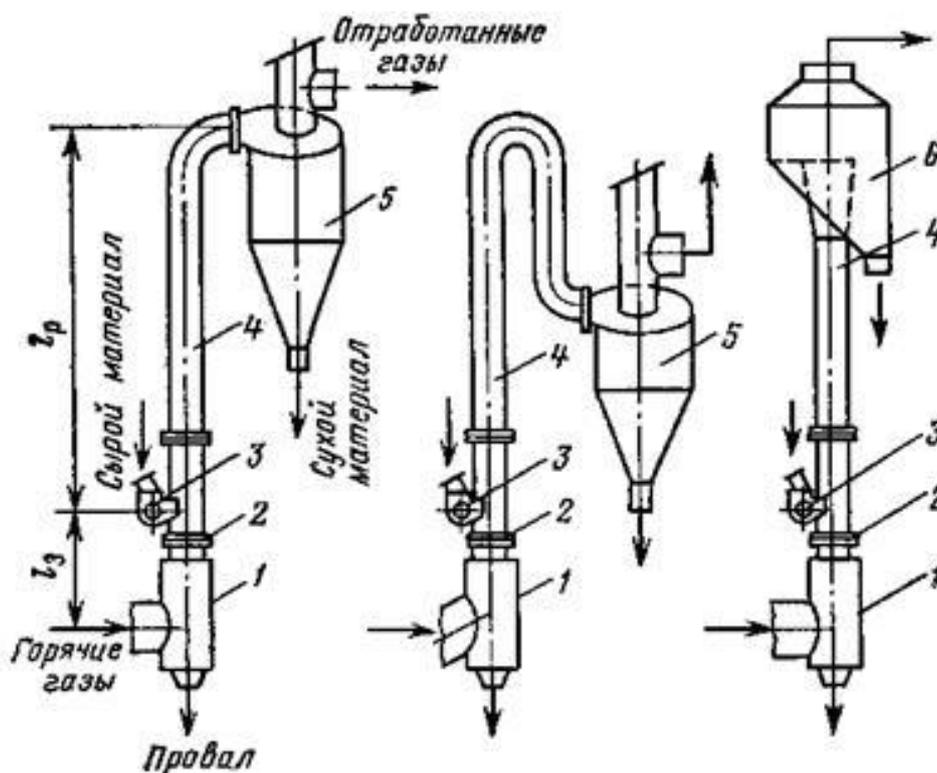


Рис. 5.6. Конструктивные схемы труб-сушилок:

- 1 – устройство подачи горячих газов; 2 – компенсатор;  
3 – загрузочное устройство; 4 – труба; 5 – циклон; 6 – сепаратор

Длина рабочего участка трубы-сушилки составляет 15–25 м, высота загрузки 2,5–6 м, диаметр трубы 800–1500 мм. Для увеличения срока службы рабочий участок трубы изготавливают из нержавеющей стали с толщиной стенки 6–8 мм. Нижнюю часть трубы футеруют изнутри огнеупорным кирпичом. Для восприятия температурных перепадов по длине сушилки предусмотрены компенсаторы.

Материал в горячем газовом потоке (700–750°C) сушится практически мгновенно. Материал находится в контакте с горячими газами около 0,5 с, а во всей системе – около 5 с. Удельное влагонапряжение труб-сушилок в 8–10 раз больше сушильных барабанов.

Высушенный материал поступает в циклон или сепаратор, в котором твердая фаза отделяется от газообразной. Отработанные газы из циклона или гравитационного аппарата поступают на вторую стадию их очистки.

Скорость газов на выходе из сушилки поддерживается в пределах 30–40 м/с. Температура газов на выходе из сушилки 90–130°C.

Преимущества сушки материалов во взвешенном состоянии: простота конструкции сушилки; сравнительно невысокие капитальные затраты; большая скорость сушки, обусловленная интенсивной передачей тепла от газов к

взвешенным частицам материала. Вместе с тем скорость движения газов должна быть в 1,25–1,5 раз больше скорости витания наиболее крупных частиц, а на это требуются большие затраты энергии.

### Сушильная установка

Схемы компоновки сушилок разнообразны, они определяются формой и размерами труб-сушилок, типами топок и размерами дымососов. В схеме компоновки трубы-сушилки на рис. 5.7 исходный материал из бункера питателем забрасывается в трубу, по которой транспортируется горячими газами вверх и разгружается в циклоне. Цепные питатели-забрасыватели обеспечивают разрыхление подаваемого материала и равномерное распределение его по всему сечению трубы-сушилки.

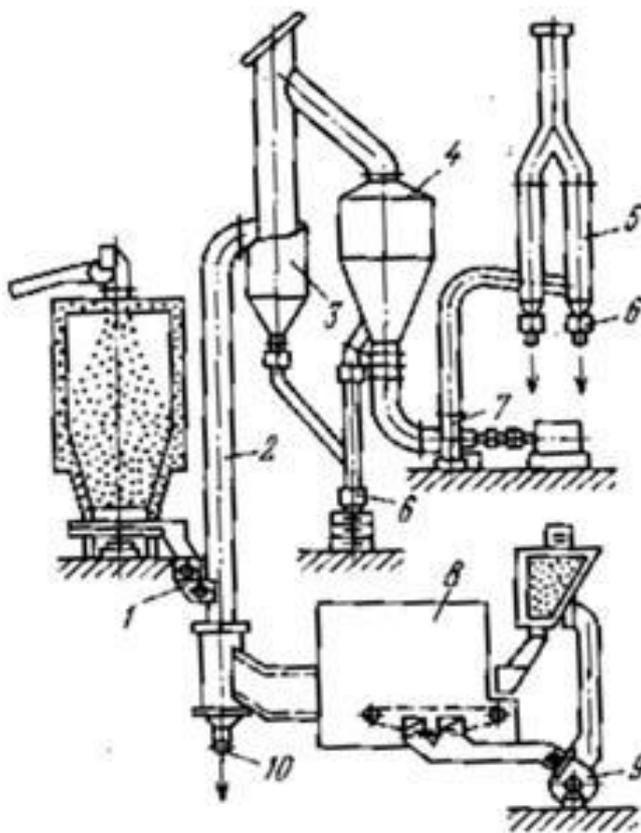


Рис. 5.7. Схема сушильной установки с трубой-сушилкой: 1 – питатель-забрасыватель; 2 – труба-сушилка; 3 – циклон; 4 – батарейный пылеуловитель; 5 – скруббер; 6 – разгрузочные устройства; 7 – вентилятор-дымосос; 8 – топка; 9 – дутьевой вентилятор; 10 – затвор

Горячие газы засасываются из топки при помощи вентилятора-дымососа через нижний конец трубы-сушилки. Частицы материала при своем движении в потоке горячего газа (воздуха) высушиваются, улавливаются в циклоне или сепараторе и разгружаются через разгрузочные устройства на конвейер. Отработанные газы после дополнительной очистки в батарейном пылеуловителе или мокром пылеуловителе, а иногда и в электрофилт্রে,

выбрасываются в атмосферу. Пыль, уловленная в батарейном пылеуловителе, также разгружается на ленточный конвейер с высушенным материалом.

Твердое топливо сжигается в топке, в которую оно поступает из бункера. Воздух в топку подают дутьевым вентилятором.

При сушке в трубе-сушилке часть материала иногда падает в нижнюю часть сушилки (провал) и выводится через специальный затвор. Для уменьшения прососов воздуха через провальную часть сушилки ее герметизируют с помощью установки в нижней части трубы шнековых затворов, мигалок, скребковых питателей, шлюзовых гидрозатворов.

На всех высокопроизводительных трубах-сушилках обеспечивается высокая надежность пневмотранспорта материала в сушильной трубе благодаря увеличению начальной скорости газов до 50 м/с при температуре 850–950°C.

**Сушка в кипящем слое** применяется для углей крупностью до 50 мм и мелкозернистых рудных материалов равномерной крупности. Сушилка кипящего слоя (рис. 5.8) представляет собой шахту, разделенную по высоте газораспределительной решеткой 2 на две камеры: верхнюю – сушильную 4 и нижнюю – топливно-смесительную 1.

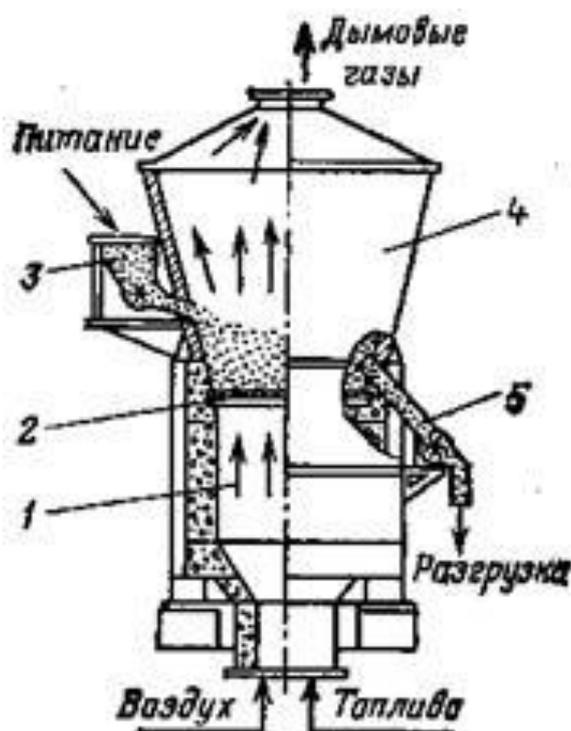


Рис. 5.8. Сушилка кипящего слоя

В нижнюю камеру под давлением поступают газы из топки и распределяются по всему сечению сушильной камеры. Верхняя камера является зоной кипящего слоя. Сушимый материал подается сверху из бункера питателем 3. Высушенный материал разгружается через патрубок 5 над решеткой, высоту расположения которого над решеткой можно регулировать.

Отработанные газы вместе с испаренной влагой направляются в пылеуловители.

Газораспределительные решетки сушилок кипящего слоя собирают из отдельных перфорированных секторов из нержавеющей стали (до 8 штук с отверстиями размером 6–8 мм).

Процесс сушки в сушилке кипящего слоя заключается в продувке газа через слой материала, находящегося на газораспределительной решетке, со скоростью, приводящей частицы в беспорядочное движение в поднятом слое материала. Газ-теплоноситель хорошо контактирует с сушимым материалом. В результате создается псевдооживленный или "кипящий" слой материала на решетке высотой 0,3–0,5 м и материал "течет" по решетке от загрузочного устройства сушилки к разгрузочному.

Взвешенное состояние частиц в потоке горячего газа обеспечивает эффективное испарение влаги с их поверхности. Горячие газы – сушильный агент – засасываются из топки вентилятором-дымососом. В зависимости от возрастания скорости прохождения потока газов через слой материала различают три состояния псевдооживленного слоя: кипящий, взвешенный и фонтанирующий (вихревой). Соответственно изменяется высота слоя. Горячие газы подаются в нижнюю камеру по воздуховоду от топки сжигания, работающей на жидком или газообразном топливе.

В отличие от процесса сушки в трубах-сушилках, продолжительность сушки в кипящем слое значительно увеличивается и регулируется в широких пределах, что дает возможность высушивать материалы различной влагоемкости с более полным удалением влаги.

Расход электроэнергии в сушилках кипящего слоя достигает 1,8 кВт·ч на испарение 1 кг влаги, что намного больше, чем в трубах-сушилках.

Сушилки кипящего слоя применяют также для сушки ильменитовых, полевошпатовых, ртутно-сурьмяных и др. концентратов.

Достоинствами сушилок кипящего слоя являются высокая интенсивность сушки и возможность регулирования времени пребывания материала в сушилке с получением материала влажностью 0,5–8%. Недостатки: значительный расход электроэнергии для создания высоких давлений сушильного агента.

### ***Сушильная установка***

Сушильная установка для сушки газами в кипящем слое (рис. 5.9) состоит из топки, оборудованной дутьевым вентилятором, сушилки с питателем-забрасывателем, циклонов и вентилятора-дымососа. В топке сжигаются горючие газы; воздух для их горения и понижения температуры сушильного агента подается по двум воздухопроводам. В камеру смешения подаются частично отработанные газы.

Влажный материал подается в сушилку с помощью питателя-забрасывателя и попадает на решетку в сушильной камере, через которую просасываются горячие газы – сушильный агент, засасываемые из топки вентилятором-дымососом.

Высушенные на решетке более крупные частицы материала удаляются из сушилки на конвейер по рукаву, расположенному над слоем материала, а мелкие частицы выносятся из слоя потоком газов, отделяются в батарее циклонов и разгружаются на тот же конвейер. Окончательно отработанные газы очищаются в сухом и мокром пылеуловителях и направляются в атмосферу.

Схема компоновки сушилки кипящего слоя для сушки калийных солей показана на рис. 5.10.

При сушке калийной соли крупностью  $-1$  мм с начальной влажностью  $6-7,5\%$  конечная влажность продукта  $-0,3-0,5\%$ . Температура газа начальная  $650^{\circ}\text{C}$ , на выходе из сушилки  $-110-120^{\circ}\text{C}$ . Производительность сушилки  $95-120$  т/ч по исходному продукту. Высота кипящего слоя материала над решеткой составляет  $800-1000$  мм, длительность витания частиц в слое  $14-15$  с.

Дымовые газы проходят две стадии сухой очистки в модернизированных циклонах, одну стадию мокрой очистки в трубе Вентури и направляются в атмосферу.

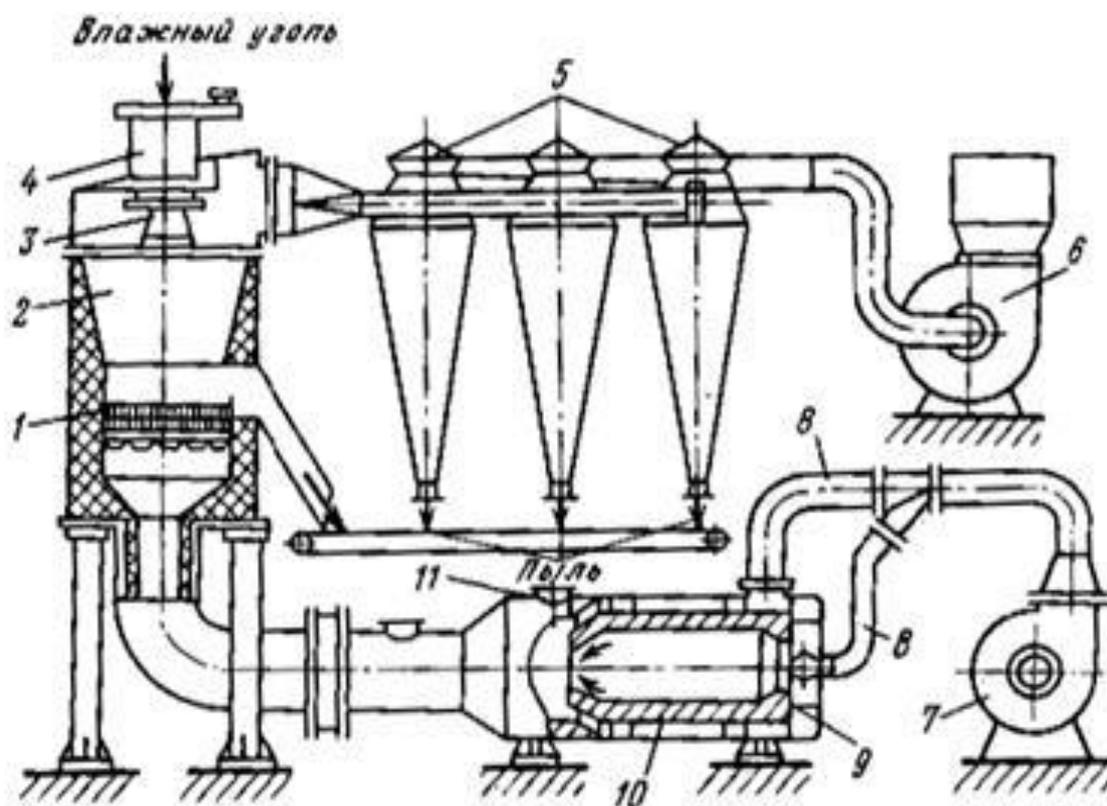


Рис. 5.9. Схема компоновки сушилки кипящего слоя: 1 – распределительная решетка; 2 – сушильная камера; 3 – забрасыватель; 4 – редуктор забрасывателя; 5 – циклоны; 6 – дымосос; 7 – дутьевой вентилятор; 8 – воздухопроводы; 9 – горелка; 10 – топка; 11 – ленточный конвейер

Все вышерассмотренные установки предназначены для сушки концентратов после фильтрования. Одним из возможных методов интенсификации процесса обезвоживания является использование

распылительных сушилок для сушки пульп после их сгущения, что исключает фильтрование. Основной частью *распылительных сушилок* (рис. 5.11) является камера, в которой механическими или пневматическими форсунками или быстровращающимися дисками осуществляется распыление материала. Сгущенная суспензия поступает в расходный бак, откуда насосом перекачивается в распылительное устройство.

Пульпа, диспергированная распылительным устройством, вводится в сушильную камеру во взвешенном состоянии, где контактирует с горячими газами. Влага начинает испаряться в верхней части камеры, затем газ и сушимый продукт опускаются вниз. Высушенный продукт собирается в нижней части камеры, из которой через затвор поступает в сборный трубопровод. Камера снабжается системами подвода и отвода сушильного агента и системой разгрузки высушенного материала. Обычно распылительные сушилки оборудуют двухступенчатыми системами пылеулавливания, первой ступенью которых является циклон.

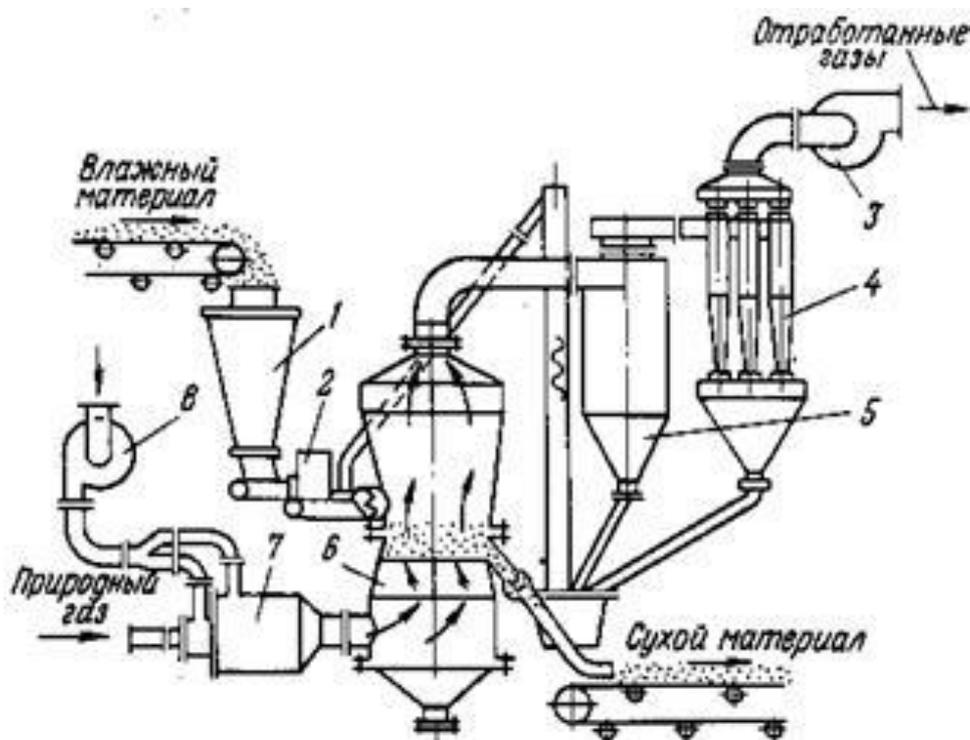


Рис. 5.10. Сушильная установка для сушки калийных солей: 1 – бункер; 2 – питатель; 3 – дымосос; 4 – батарейный циклон; 5 – циклон; 6 – сушилка кипящего слоя; 7 – топка; 8 – вентилятор

Продолжительность сушки в распылительных сушилках не превышает 30с.

На зарубежных обогатительных фабриках распылительные сушилки нашли применение для некоторых концентратов цветных металлов: медных, молибденовых, никелевых и др.

Флотационный медный концентрат предварительно сгущают до влажности 30%, после перемешивания насосом подают в расходный бак распылительной сушилки. Пульпа распыляется диском при его окружной скорости 90 м/с. Начальная температура сушильного агента (дымовых газов) составляет 760°C, конечная – 70–110°C. Отработанные газы проходят пылеочистку в циклонах. Влажность высушенного концентрата составляет доли процента.

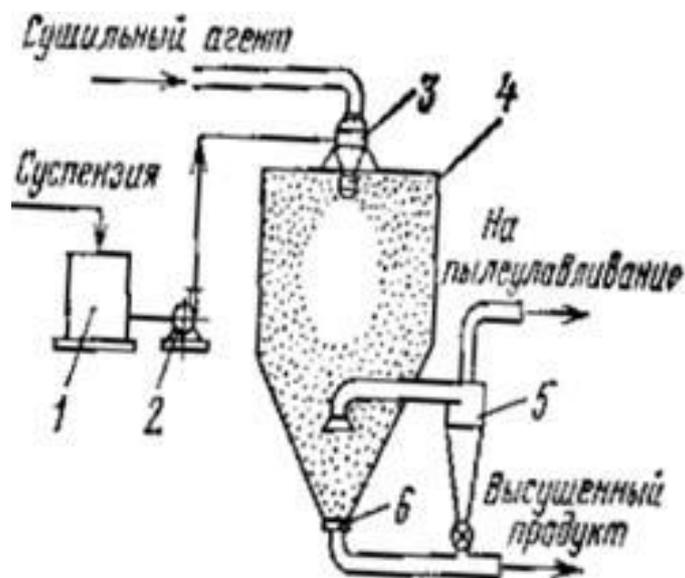


Рис. 5.11. Схема распылительной сушилки: 1 – расходный бак; 2 – насос; 3 – распылительное устройство; 4 – камера; 5 – циклон; 6 – затвор

**Паровые барабанные трубчатые сушилки** предназначены для сушки мелких продуктов обогащения крупностью до 6 мм и углей на брикетных фабриках. Они применяются в тех случаях, когда имеется дешевый отработанный пар, а также важно избежать загрязнения концентрата при сушке и уменьшить его потери в пыли, например, на графитовых фабриках, в химической промышленности для сушки кристаллических материалов.

Паровая трубчатая сушилка (рис. 5.12) представляет собой барабан 5 с двумя торцовыми днищами. Барабан устанавливается под углом от 8 до 15° в зависимости от сушимого материала и требуемой длительности сушки. Осью вращения барабана является центральная паровая труба с двумя пустотелыми цапфами 2 и 9, установленными в подшипниках. Вращение барабану передается при помощи зубчатого венца 4 на барабане, который находится в зацеплении с зубчатой шестерней, получающей вращение от электродвигателя 12 через редуктор. Паровая труба и цапфы склепаны с торцовыми днищами барабана.

В торцевых днищах укреплены обогреваемые паром сушильные трубки 6, в которые при помощи специального питательного приспособления 3 вводится сушимый материал, перемещающийся при вращении барабана по наклону к его

разгрузочной стороне. Параллельно с сушимым материалом по сушильным трубкам движется нагреваемый трубками воздух, который воспринимает испаряемую из угля влагу и выходит из сушилки через трубку для паровоздушной смеси. Пар для обогрева трубок поступает по паропроводу 1, вводится через переднюю цапфу в центральную трубу 11 и через имеющиеся в ней отверстия попадает в полость барабана между трубками.

Соприкасаясь с наружными стенками трубок, внутри которых проходит сушимый материал, пар отдает свое тепло и конденсируется. Образующийся в барабане конденсат собирается в сборник конденсата, расположенный у задней торцевой части барабана, и U-образными конденсатными трубками 8 отводится через цапфу 9 в спускную трубу 10. Таким образом, в паровых трубчатых сушилках сушимый материал и агент сушки (воздух) движутся по сушильным трубкам, а теплоноситель – пар – в межтрубном пространстве. При перемещении по нагретым трубкам материал высушивается, а влага поглощается воздухом, циркулирующим вместе с материалом. Высушенный материал высыпается из трубок в разгрузочную камеру 7.

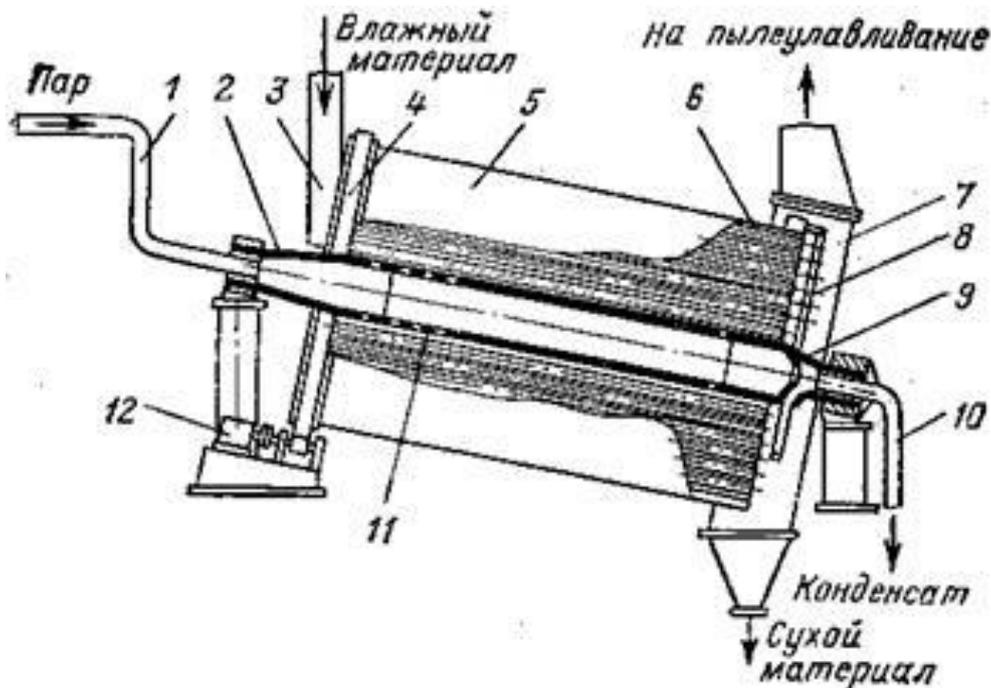


Рис. 5.12. Паровая трубчатая сушилка

Питательное устройство сушильных трубок представляет собой загрузочный рукав с расположенными в нем наклонными полками, по которым сушимый материал загружается в трубки. Для улучшения загрузки трубок и устранения возможной закупорки их сушимым материалом иногда применяются устройства для загрузки материала при помощи сжатого воздуха. Очистка паро-воздушной смеси, выходящей из сушилки, производится в электрофильтрах.

При сушке используется сухой насыщенный пар с давлением 0,35–0,4 МПа. Длина барабана 8 м, диаметр – 3, 4, 5 м. Число трубок, в зависимости от размеров барабана, может быть 600, 876, 1581.

При сушке бурых углей крупностью 6–0 мм в паровых трубчатых сушилках влажность высушенного угля составляет 20–22% при влажности сырого угля 50–60%. Продолжительность сушки 20–25 мин.

Для сушки асбестовых руд перед обогащением применяют *шахтные сушилки*. Сушилка представляет собой вертикальную шахту высотой 16–18 м, в которую сверху подают влажную руду, а навстречу противотоком движутся горячие дымовые газы. Руда пересыпается по колосникам, которые укреплены по высоте шахты, высушивается и отводится из сушилки по наклонному лотку в нижней части сушилки. К преимуществам сушилки можно отнести простоту конструкции, отсутствие вращающихся частей, удобство обслуживания и ремонта.

Помимо указанных сушилок на ряде фабрик для сушки концентратов, получаемых в небольших количествах, используют шнековые сушилки с электронагревом, а также барабанные сушилки с косвенным нагревом. Такие сушилки используют для оловянных и молибденовых концентратов.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Для чего применяется процесс сушки?
2. В каких печах производится сушка?
3. Чем отличается сушка в барабанной печи от сушки в многоподовых печах?
4. Какие факторы влияют на качество процесса сушки?

## Лекция №59.

### Тема: Процесс пылеулавливания на обогатительной фабрике

#### План:

1. Общие сведения о пыли
2. Классификация пыли
3. Пылеулавливающие процессы

**Ключевые слова:** Пыль, классификация пыли, пылеулавливание, ПДК, пылевые камеры, причины пылеобразования, запыленность, загрязненные газы, степень очистки, фильтры, методы очистки.

Почти все технологические процессы получения цветных металлов характеризуются образованием пыли, уносимой технологическими и вентиляционными газами.

Количество образующейся пыли (пылевынос) зависит от:

- вида металлургического процесса;
- интенсивности его проведения;
- количества и скорости движения газов;
- физико-химических свойств перерабатываемого сырья и ряда других факторов.

Для наиболее полного извлечения всех ценных компонентов перерабатываемого сырья, высокой комплексности его использования и защиты окружающей природы от загрязнений необходимы хорошо организованные пылеулавливание и газоочистка.

Пылеулавливанием называется комплекс инженерных и технологических мероприятий и процессов, связанных с отводом запыленных газов от источников образования пыли с последующим выделением твердых или жидких частиц из газового потока.

Пылеулавливание позволяет не только утилизировать уловленную пыль. Оно обеспечивает также использование ценных компонентов самих газов (перерабатывая сернистые газы, например, получают серную кислоту).

На всех современных заводах цветной металлургии установлены пылеулавливающие устройства, обеспечивающие достаточную полноту улавливания пылей и газов.

Вследствие многообразия исходных характеристик очищаемых газов (температуры, влажности и химического состава) и улавливаемой пыли (крупности частиц, химического и фазового состава, электрических и других свойств) применяют различные типы пылеуловителей.

Улавливание пыли из газового потока заключается в том, что частицы либо выделяются из него под действием гравитационных сил, либо осаждаются на пористых поверхностях и различных телах.

Существуют три метода очистки воздуха или газов от пыли: сухой, мокрый и электрический.

При сухом методе пыль улавливается осаждением частиц под действием силы тяжести из сравнительно медленно движущегося потока газов, центробежной силы, инерционных сил и фильтрованием.

При мокром методе частицы пыли смачивают водой или другими жидкостями и тем самым осаждают их в виде пульпы из потока газов. Для этого газ пропускают через слой жидкости или через завесу мелкодисперсных жидких капель.

При электрическом методе выделение частиц из запыленного газа происходит под воздействием электрического поля на одноименно заряженные частицы пыли, приобретающие заряд в результате ионизации молекул газа коронным разрядом.

На металлургических заводах в процессе обжига, агломерации, плавки сульфидного сырья, при конвертировании медных и медно-свинцовых штейнов, а также при переработке окисленного свинцово-цинкового сырья, цинксодержащих и оловосодержащих шлаков получается значительное количество разнообразных по составу сухих пылей и возгонов.

Выделение того или иного вредного вещества зависит от технологического процесса, используемого сырья, а так же от промежуточных и конечных продуктов.

#### Причины пылеобразования

Основные или первичные причины пылеобразования пыль образуется при дроблении и размоле, транспортировке различного материала, механической обработке хрупких материалов, отделке поверхностей (шлифование, глянецвание).

Вторичное пылеобразование при уборке помещений, движении людей, механизмов.

#### Классификация пылей

Грубые пыли (с размером частиц несколько десятков микрон) образуются в основном за счет механического уноса перерабатываемых материалов, они близки по своему составу к исходному сырью и возвращаются в начало процесса.

Тонкие пыли (порядка нескольких микрон и менее) образуются главным образом за счет конденсации паров металлов или их соединений и значительно обогащены некоторыми цветными и редкими металлами.

Основную часть тонких пылей составляют летучие металлы — свинец и цинк. Кроме того, в них концентрируются такие ценные компоненты, как кадмий, индий, таллий, селен, теллур. В пыли переходят также мышьяк, хлор и фтор, значительно осложняющие их дальнейшую переработку.

Степень перехода в пыли и концентрация в них цветных и редких металлов определяются:

- содержанием их в сырье;
- технологическим режимом металлургических процессов;
- свойствами образующихся при этом химических соединений;
- конструкцией систем пылеулавливания.

За счет возгонки компонентов и относительно небольшого выхода тонких пылей содержание в них редких и некоторых цветных металлов даже при неполном их извлечении в десятки раз больше, чем в концентратах, и в 100—200 раз больше, чем в руде.

Вещественный состав пылей является очень сложным, основная часть металлов представлена в них в виде оксидов, сульфидов, сульфатов, арсенатов, хлоридов, селенидов и других соединений.

Многokратный оборот пылей в производственном цикле приводит, с одной стороны, к накоплению в них цветных и редких металлов, с другой — при каждом цикле оборота возникают новые дополнительные потери металлов (механические, со шлаками, с газами за, счет неполного улавливания легколетучих соединений).

Оборот пылей приводит не только к потере редких и цветных металлов, но и существенно осложняет технологию извлечения основных компонентов, снижает ее показатели.

Возврат пылей в процесс приводит к нежелательным последствиям. В то же время высокое содержание в пылях мышьяка, хлора и фтора снижает извлечение из них цинка и кадмия, а в некоторых случаях делает практически невозможным извлечение редких металлов. Поэтому технологические схемы переработки пылей должны обеспечивать не только извлечение ценных компонентов, но и вывод из процесса мышьяка, хлора и фтора.

Разнообразие и сложность процессов, связанных с выводом мышьяка, хлора и фтора и извлечением многих компонентов, вызывает необходимость создания на предприятиях специализированных цехов по переработке металлургических пылей и разработки соответствующей их составу технологии, обеспечивающей комплексное использование всех ценных компонентов пылей.

Аппараты пылеулавливания служат для извлечения твердых и жидких частиц из технологических газов и вентиляционных газов.

Работу пылеуловительного оборудования оценивают по его эффективности:

- общий % улавливания
- % неуловленного вещества.

Основа примерной классификации пылеуловительного оборудования — размер частиц пыли ( фракционный состав пыли).

Для удаления пыли из газов металлургических печей в цветной металлургии применяют пылеуловители различных конструкций в зависимости от величины частиц, физической природы, химического состава пыли из-за многообразия свойств очищаемых газов (температуры, химического состава, влажности).

Оборудование для грубого пылеулавливания:

1. Для эффективного улавливания (более 90%) частиц размером более 50 мкм — пылевые камеры, инерционные пылеуловители, циклоны.

2. Частицы размером более 10 мкм – циклоны, батарейные циклоны, полые скрубберы.

3. Частицы размером 2-3 мкм – мокрые циклоны, скрубберы с насадкой, центробежные и ударного действия с перепадом давления от 100 мм.вод.ст., однослойные пенные аппараты.

Оборудование для тонкого пылеулавливания:

1. Частицы более 0,5 мкм – скрубберы ударного действия с перепадом давления 300-400 мм.вод.ст., многослойные пенные аппараты.

2. Менее 0,5 мкм – скоростные (турбулентные) пылеуловители с перепадом давления 1000-3000 мм.вод.ст., электрофильтры (сухие и мокрые), рукавные фильтры.

Требования предъявляемые к пылеуловительному оборудованию зависят от назначения установки:

- предотвращение отложений пыли в газоходах между металлургическими агрегатами и основной установкой пылеулавливания;
- предотвращение износа оборудования;
- повышение эффективности последующего оборудования тонкого пылеулавливания;
- рентабельный возврат ценных пылей.

Запыленность технологических газопроводов большого диаметра не должна превышать 50 г/м<sup>3</sup>, малого диаметра (менее 50мм) – 10-20 г/м<sup>3</sup>.

К сухим пылеуловителям относятся пылевые (осадительные) камеры, газоходы, одиночные и батарейные циклоны, инерционные пылеуловители и тканевые фильтры.

Пылевые камеры и газоходы являются простейшими пылеулавливающими устройствами, в которых за счет резкого увеличения поперечного сечения газохода или уменьшения объема газа при охлаждении снижается скорость движения газового потока. В этих условиях частицы пыли, ранее увлеченные энергичным потоком газов, начинают оседать (падать) на дно камеры со скоростью. Скорость падения будет тем выше, чем тяжелее частицы и чем меньше скорость газового потока. Пылевые камеры очень громоздки, позволяют улавливать только крупную (грубую) пыль ( $d > 100$  мкм) и имеют низкий коэффициент полезного действия (не выше 40—70 %). Пылевые камеры в цветной металлургии применяют редко. Их роль частично выполняют трубчатые газоходы, по которым газ транспортируется к местам назначения.

Циклоны являются более распространенным типом пылеуловителей, предназначенных для предварительной очистки газов от частиц пыли крупностью более 5—10 мкм. Выделение пыли в циклонах происходит под воздействием центробежной силы, возникающей при вращении газового потока в замкнутом цилиндрическом или коническом пространстве превышающей в несколько раз силу тяжести.

В тканевых фильтрах запыленный газ пропускают через фильтровальную ткань, изготовленную из различных волокнистых материалов, преимущественно стеклянных и синтетических волокон (нитрона, лавсана и

др.), а также из шерсти и хлопка. В цветной металлургии большое распространение получили рукавные (мешочные) фильтры.

Запыленный газ, поступающий на очистку в тканевые фильтры, должен быть предварительно очищен от грубой пыли. Кроме того, температура газа должна быть ниже температуры воспламенения (оплавления) ткани. Не допускается конденсация содержащихся в газе паров воды и кислот. Необходимо следить за тем, чтобы фильтрующий материал не разрушался агрессивными составляющими газа, например парами серной кислоты.

Работа мокрых пылеуловителей основана на взаимодействии частиц пыли с водой.

По способу подвода воды мокрые пылеуловители делятся на:

- орошаемые (скрубберы);
- пленочные (мокрые циклоны);
- барботажные и пенные.

Скрубберы представляют собой вертикальные башни — полые или с насадкой, через которые пропускают запыленный газ и в которые тем или иным способом подают жидкость.

В качестве насадки в корпусах скрубберов применяют кусковые материалы, керамические или фарфоровые кольца (кольца Рашига), деревянные рейки и т.д.

Эффективность улавливания простейших скрубберов невелика. Практически частицы размером 2—5 мкм улавливаются не более чем на 70%. Частицы мельче 2 мкм улавливаются еще хуже.

Более эффективными мокрыми пылеуловителями являются скрубберы с плавающей насадкой из полиэтиленовых шаров и скрубберы ударного действия. К.п.д. таких пылеуловителей для частиц крупностью около 5 мкм достигает 96—99% и более.

В барботажных пылеуловителях запыленный газовый поток вводится в жидкость и дробится на пузырьки, внутри которых остаются частички пыли. При движении пузырьков через слой жидкости пыль смачивается и вымывается из газа.

Металлический корпус пенного пылеуловителя разделен дырчатой горизонтальной перегородкой. Запыленный газ подается под решетку и движется вверх навстречу струям воды. На решетке вследствие противоточного движения газа жидкость вспенивается с образованием слоя пены толщиной 100—200 мм, в котором задерживаются частицы пыли. Очищенный газ удаляется в верхней части аппарата, а уловленная пыль вместе с водой выводится в основном через нижнее шламовое отверстие и частично через боковые патрубки вместе с переливом пены.

Электрическая очистка один из наиболее совершенных видов очистки газов от взвешенных в них частиц пыли и тумана.

Этот процесс основан на ударной ионизации газа в зоне коронирующего

разряда, передаче заряда ионам частицам примесей и осаждении последних на осадительных и коронирующих электродах.

Загрязненные газы, поступающие в электрофильтр, всегда оказываются частично ионизованными за счет различных внешних воздействий (рентгеновских лучей, радиоактивных излучений, космических лучей, нагрева газа и др.), поэтому они способны проводить ток, попадая в пространство между двумя электродами. Величина силы тока зависит от числа ионов и напряжения между электродами.

При увеличении напряжения в движение между электродами вовлекается все большее число ионов и величина тока растет до тех пор, пока в движении не окажутся все ионы, имеющиеся в газе. При этом величина силы тока становится постоянной (ток насыщения), несмотря на дальнейший рост напряжения. При некотором достаточно большом напряжении движущиеся ионы и электроны настолько ускоряются, что, сталкиваясь с молекулами газа, ионизируют их, превращая нейтральные молекулы в положительные ионы и электроны. Образовавшиеся новые ионы и электроны ускоряются электрическим полем и в свою очередь ионизируют новые молекулы газа. Этот процесс называется ударной ионизацией газа.

Аэрозольные частицы, поступающие в зону между коронирующим и осадительным электродами, адсорбируют на своей поверхности ионы, приобретая электрический заряд, и получают тем самым ускорение, направленное в сторону электрода с зарядом противоположного знака. Процесс зарядки частиц зависит от подвижности ионов, траектории движения и времени пребывания частиц в зоне коронирующего заряда. Учитывая, что в воздухе и дымовых газах подвижность отрицательных ионов выше, чем положительных, электрофильтры обычно делают с короной отрицательной полярности. Время зарядки аэрозольных частиц невелико и измеряется долями секунды.

Отрицательно заряженные аэрозольные частицы движутся к осадительному электроду под действием аэродинамических сил и электрических сил, а положительно заряженные частицы оседают на отрицательном коронирующем электроде. Ввиду того что объем внешней зоны коронного разряда во много раз больше объема внутренней, большинство частиц пыли получает заряд отрицательного знака. Поэтому основная масса пыли осаждается на положительном осадительном электроде и лишь относительно небольшая на отрицательном коронирующем электроде.

### **Контрольные вопросы:**

1. Что такое пыль?
2. Какие виды пыли вы знаете?
3. Как образуется пыль в промышленности?
4. Способы уменьшения выделения пыли?
5. Какие методы пылеочистки вы знаете?

## Лекция №60

### Тема: Виды пыли.

#### План:

1. Классификация производственной пыли.
2. Пыль как производственная вредность
3. Физико-химические свойства пылей и их гигиеническое значение
4. Мероприятия по борьбе с пылью

**Ключевые слова:** пыль, производственные объекты, свойства пыли, предельнодопустимая концентрация, аэрозоль дезинтеграции, конденсация, дисперсность, электростатическая зарядность, твердость, меры по борьбе с пылью.

В промышленности, на транспорте и в сельском хозяйстве значительное число работ и операций сопровождается образованием и выделением пыли. Производственной пылью называют витающие в воздухе рабочей зоны и медленно оседающие твердые мелкие частицы размерами от нескольких десятков до долей микрометра. Пыль принято также называть аэрозолем, имея в виду, что воздух является дисперсионной средой, а твердые частицы дисперсной фазой. Производственную пыль классифицируют по способу образования, происхождению, размерам частиц (таблица 1).

Таблица 1 Классификация производственной пыли

По способу образования	По происхождению	По дисперсности
Аэрозоль дезинтеграции: возникает при разрушении твердых пород (бурение, дробление, размол), транспортировке и упаковке сыпучих материалов, механической обработке изделий (шлифовка, полировка и др.).	Органическая: растительная (злаки, волокна и др.); животная (шерстяная, кожаная и др.); -микробактерии и продукты их распада; искусственная (пластмассовая, пыль красителей и др.).	Видимая: размер свыше 10мкм, быстро выпадает из воздуха.
Аэрозоль конденсации: возникает при испарении и последующей конденсации в воздухе паров металлов и неметаллов (электросварка, испарение металлов при электроплавке и других технологических	Неорганическая: минеральная (кремниевая, силикатная и др.); металлическая (пыль железа, цинка, свинца и др.).	Микроскопическая: размер от 10 до 0,25 мкм, медленно выпадает из воздуха.

процессах).		
	Смешанная: -минерально- металлическая (смесь пыли железа и кремния); органическая и неорганическая (пыль злаков и почвы).	Ультрамикроскопическая: размер менее 0,25 мкм, длительно витает в воздухе, подчиняясь законам броуновского движения.

По способу образования различают пыли (аэрозоли):

- дезинтеграции;
- конденсации.

Первые являются следствием производственных операций, связанных с разрушением и измельчением твердых материалов и транспортировкой сыпучих веществ (добыча руды, угля, переработка твердого сырья и др.). Вторые возникают вследствие охлаждения и конденсации паров металлов и неметаллов, выделяющихся при высокотемпературных процессах: сварке, электроплавке и др. Таким путем выделяются в воздух пары железа, цинка, марганца и др.

По происхождению различают пыль:

- органическую;
- неорганическую;
- смешанную.

Характер и выраженность вредного действия зависят прежде всего от химического состава пыли, который главным образом определяется ее происхождением. Важное значение имеет классификация пыли по размеру пылевых частиц (дисперсность). Дисперсность аэрозоля тем выше, чем мельче частицы пыли определяет устойчивость частиц в воздухе и глубину проникания в органы дыхания.

*Пыль как производственная вредность*

Пылевыведение наблюдается при многих производственных процессах на предприятиях тяжелой и легкой индустрии:

- горнорудная, угольная промышленность бурение породы, рудного или угольного пласта, взрывные работы, работа горных машин, угольных комбайнов, транспортировка руды, угля, породы по подземным выработкам, сортировка, дробление, измельчение и др;
- машиностроение очистка и обрубка литья, обточка, шлифовка и полировка заготовок, пескоструйная очистка изделий;
- текстильные предприятия очистка и сортировка шерсти, волокон, прядение и ткачество;
- сельское хозяйство – работы в поле (пахота, уборка урожая), очистка и переработка зерна, транспортировка и применение удобрений и ядохимикатов.

Вредное влияние производственной пыли на здоровье работающих

зависит от многих факторов:

- физико-химические свойства;
- размеры и форма пылевых частиц;
- концентрация пыли в воздухе;
- длительность действия в течение смены и профессионального стажа;
- одновременное влияние других факторов среды и трудовой деятельности.

Например, усиление легочной вентиляции при повышенной температуре воздуха или выполнении тяжелого физического труда ведет к увеличению поступления пыли в организм. Одновременное влияние радиоактивных аэрозолей, загазованности воздуха могут усугублять действие пыли на организм. В реакции организма на действие пыли имеются индивидуальные различия, которые зависят от фильтрующих свойств воздухоносных путей, иммунобиологической сопротивляемости и др.

Кроме гигиенического значения, пылевыделение имеет и другие отрицательные стороны:

- наносит экономический урон, ускоряя износ оборудования и ведя к потере ценных материалов;
- ухудшает общесанитарное состояние производственной среды (уменьшает освещенность загрязнения окон и осветительной арматуры);
- способствует возникновению пожаров и взрывов (угольная, сахарная и др.

#### *Физико-химические свойства пылей и их гигиеническое значение*

Гигиеническое значение имеют:

1. химический состав и растворимость пылей;
2. дисперсность;
3. форма частиц;
4. твердость;
5. структура (кристаллическая, аморфная);
6. электрозаряженность;
7. плотность;
8. адсорбционные свойства.

Химический состав определяет многообразие характера действия пылей на организм. Специфическое влияние пыли проявляется прежде всего при ее вдыхании, меньшее значение имеет заглатывание со слюной, слизью. Вдыхание пыли может вызвать, преимущественное поражение органов дыхания бронхит, пневмокониоз (от лат. *pneumon* легкое, *conia* пыль) или развитие общих реакций (интоксикация, аллергия). Некоторые пыли обладают канцерогенными свойствами. Неспецифическое действие пыли проявляется в заболеваниях верхних дыхательных путей, слизистой оболочки глаз, кожных покровов. Вдыхание пыли может способствовать возникновению пневмонии, туберкулеза, рака легких.

По химическому составу опасны в отношении развития пневмокониоза

такие виды пылей, как пыль двуокиси кремния (в особенности ее кристаллические модификации), силикатов (соли кремневой кислоты), угольная, некоторых металлов (алюминий и др.) и смешанные виды пылей (минерально-металлические). Эти виды пылей практически нерастворимы, при вдыхании задерживаются в глубоких отделах дыхательного тракта и вызывают патологию, в которой ведущее значение имеет образование в легких соединительной ткани, т. е. развитие фиброзных изменений. С этой точки зрения наиболее агрессивна пыль свободной кристаллической двуокиси кремния кварца и других модификаций.

Растворимые пыли, задерживаясь в дыхательном тракте, всасываются, попадают в кровь и последующее влияние на организм зависит от их химического состава. Например, сахарная пыль безвредна, а пыль таких металлов, как свинец, медь, кадмий и др., оказывает токсическое действие; пыль некоторых неорганических и органических соединений (хром, бериллий, урсол) вызывает развитие аллергии и специфических патологических проявлений.

Дисперсность пылей определяет их устойчивость в воздушной среде, возможность и глубину проникания в дыхательный тракт.

Частицы размером свыше 10-20 мкм, подчиняясь закону Ньютона, быстро выпадают из воздуха вследствие возрастающего ускорения под влиянием силы тяжести. При вдыхании они задерживаются в верхних отделах дыхательных путей.

Частицы микроскопического размера (0,25-10 мкм) более устойчивы в воздухе и выпадают из него с равномерной скоростью. При вдыхании они проникают в альвеолы, причем в основном частицы размером до 5 мкм.

Ультрамикроскопические частицы величиной 0,25-0,1 мкм и менее длительно витают в воздухе, подчиняясь законам броуновского движения. Сталкивание их друг с другом ведет к агломерации, укрупнению частиц и выпадению их из воздуха. В легких из вдыхаемого воздуха задерживается 60-70% частиц ультрамикроскопического размера.

Форма пылевых частиц может быть различной:

- сферической;
- плоской;
- неправильной.

При образовании аэрозолей конденсации пылинки большей частью имеют округлую форму, а в составе аэрозолей дезинтеграции неправильную многоугольную, плоскую форму. Форма частиц влияет на устойчивость аэрозоля и поведение в организме. Частицы сферической формы быстрее выпадают из воздуха, легче проникают в легочную ткань и лучше фагоцитируются. Существовавшее ранее представление, что пылинки с острыми зазубренными краями травмируют легочную ткань, приводя к развитию соединительной ткани и склерозированию, ошибочно, так как они оказываются в вязкой среде лимфы, что лишает их способности оказывать подобное действие. Однако опасность микротравматизации клеток эпителия

верхних дыхательных путей является реальной при вдыхании таких видов пылей, как пыль стекловолокна, слюды и др. При попадании их на кожу, слизистую оболочку глаза они оказывают раздражающее действие.

Твердость пылевых частиц не играет существенной роли в определении их вредности. Например, пыль очень твердых веществ, таких, как корунд и карборунд, менее вредна, чем пыль кварца, который менее тверд. Известна также агрессивность пыли такого мягкого минерала, как тальк.

Структура пылевых частиц оказывает влияние на фиброгенную активность. Например, аморфная двуокись кремния менее вредна, чем кристаллическая, а разновидности кристаллической двуокиси кремния кварц, кристобалит, тридимит, имеющие одинаковую химическую формулу при разной структуре кристаллов, отличаются по своей фиброгенной активности. Это, по-видимому, связано с разной физико-химической активностью поверхности кристаллов.

Электростатическая заряженность пылевых частиц влияет на устойчивость аэрозоля и биологическую его активность. В момент распыления твердых материалов 90-98% пылевых частиц приобретают положительный или отрицательный электрический заряд. Величина его очень мала от единиц до нескольких десятков. Более крупные частицы несут и больший заряд. Устойчивость аэрозоля с преобладанием в нем положительно заряженных частиц меньше, наличие частиц с положительными и отрицательными зарядами ускоряет укрупнение и выпадение пылинок. Частицы, несущие электрический заряд, в 2-8 раз больше задерживаются в дыхательном тракте. Электростатическая заряженность пылинок влияет на активность фагоцитоза.

Плотность вещества пылевых частиц необходимо учитывать при применении рентгенологических методов исследования рабочих пылевых профессий. В частности, пыль соединений бария, железа, накапливаясь в легких, может осложнить выявление фиброзных изменений в легочной ткани, поскольку эти металлы хорошо задерживают рентгеновские лучи.

Адсорбционные свойства пылевых частиц могут быть причиной поступления с пылью газообразных токсических веществ, иногда обладающих раздражающими свойствами. Запыленность воздушной среды может способствовать ее повышенной микробной и грибковой обсемененности.

Большое значение имеет законодательство по обеспечению благоприятных условий труда, при которых не было бы превышения предельно допустимых концентраций (ПДК) пыли в воздухе рабочей зоны. В отношении наиболее распространенных и опасных видов пылей ПДК приведены в СН 245-71 и ГОСТ 12.1.005-88 «Воздух рабочей зоны. Общие санитарно-гигиенические требования».

В борьбе с образованием и распространением пыли наиболее эффективны технологические мероприятия:

- внедрение непрерывной технологии, при которой устраняются ручные операции;
- механизация работ на шахтах, рудниках, цементных и других заводах, в

сочетании с герметизацией оборудования и дистанционным управлением.

Очень важны меры по рационализации отдельных производственных процессов. Так, в горнорудной и угольной промышленности внедрение мокрого бурения явилось радикальным путем борьбы с запыленностью воздуха. Пылеосаждение возрастает при добавлении к воде некоторых веществ так называемых смачивателей. При мокром бурении пыль в момент ее образования увлажняется, осаждается водой и не поступает в воздух. Хороший эффект достигается при предварительном нагнетании воды в угольный пласт, увлажнении стенок выработок, разбрызгивании воды и других аналогичных мерах. Радикальным средством пылеподавления являются размол сырьевых материалов во влажном состоянии, подача пара в зону пылеобразования.

В машиностроительной промышленности замена пескоструйной очистки литья дробеструйной или гидроочисткой, очисткой с помощью кислот полностью исключает опасность силикоза.

Частыми видами работ, при которых наблюдается интенсивное загрязнение воздуха пылью, являются транспортировка, погрузка, разгрузка и затаривание сухих, пылящих материалов. Оздоровление труда при этих процессах достигается переходом на закрытые способы транспортировки и механизацию отдельных операций. Пневмотранспорт перемещение материалов с помощью сжатого воздуха по трубам, герметичность оборудования для погрузочно-разгрузочных операций, современные машинные методы расфасовки и упаковки готовой продукции широко применяется во многих производствах и дает хороший гигиенический эффект.

Большое значение имеет использование местной и общей вентиляции, дополняющее основные технологические мероприятия по борьбе с пылью. Сухое пылеулавливание приобретает особое значение в случаях, когда по производственным причинам невозможно увлажнение перерабатываемых материалов. В этом случае удаляемый запыленный вентиляционный воздух очищается перед выбросом в атмосферу.

Для борьбы со вторичным пылеобразованием, т. е. поступлением в воздух уже осевшей пыли, используют влажные методы-уборки, пылесосы и др.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Что такое пыль?
2. Приведите классификацию производственной пыли?
3. Как образуется пыль в промышленности?
4. Какие основные свойства присущи к пыли?
5. Какие методы пылеочистки вы знаете?

## Лекция №1

### Тема: Методы предотвращения образования пыли

#### План:

1. Классификация производственной пыли.
2. Пыль как производственная вредность
3. Физико-химические свойства пылей и их гигиеническое значение
4. Мероприятия по борьбе с пылью

**Ключевые слова:** пыль, производственные объекты, свойства пыли, предельнодопустимая концентрация, аэрозоль дезинтеграции, конденсация, дисперсность, электростатическая зарядность, твердость, меры по борьбе с пылью.

В промышленности, на транспорте и в сельском хозяйстве значительное число работ и операций сопровождается образованием и выделением пыли. Производственной пылью называют витающие в воздухе рабочей зоны и медленно оседающие твердые мелкие частицы размерами от нескольких десятков до долей микрометра. Пыль принято также называть аэрозолем, имея в виду, что воздух является дисперсионной средой, а твердые частицы дисперсной фазой. Производственную пыль классифицируют по способу образования, происхождению, размерам частиц (таблица 1).

Таблица 1 Классификация производственной пыли

По способу образования	По происхождению	По дисперсности
Аэрозоль дезинтеграции: возникает при разрушении твердых пород (бурение, дробление, размол), транспортировке и упаковке сыпучих материалов, механической обработке изделий (шлифовка, полировка и др.).	Органическая: растительная (злаки, волокна и др.); животная (шерстяная, кожаная и др.); -микробактерии и продукты их распада; искусственная (пластмассовая, пыль красителей и др.).	Видимая: размер свыше 10мкм, быстро выпадает из воздуха.
Аэрозоль конденсации: возникает при испарении и последующей конденсации в воздухе паров металлов и неметаллов (электросварка, испарение металлов при электроплавке и других технологических	Неорганическая: минеральная (кремниевая, силикатная и др.); металлическая (пыль железа, цинка, свинца и др.).	Микроскопическая: размер от 10 до 0,25 мкм, медленно выпадает из воздуха.

процессах).		
	Смешанная: -минерально- металлическая (смесь пыли железа и кремния); органическая и неорганическая (пыль злаков и почвы).	Ультрамикроскопическая: размер менее 0,25 мкм, длительно витает в воздухе, подчиняясь законам броуновского движения.

По способу образования различают пыли (аэрозоли):

- дезинтеграции;
- конденсации.

Первые являются следствием производственных операций, связанных с разрушением и измельчением твердых материалов и транспортировкой сыпучих веществ (добыча руды, угля, переработка твердого сырья и др.). Вторые возникают вследствие охлаждения и конденсации паров металлов и неметаллов, выделяющихся при высокотемпературных процессах: сварке, электроплавке и др. Таким путем выделяются в воздух пары железа, цинка, марганца и др.

По происхождению различают пыль:

- органическую;
- неорганическую;
- смешанную.

Характер и выраженность вредного действия зависят прежде всего от химического состава пыли, который главным образом определяется ее происхождением. Важное значение имеет классификация пыли по размеру пылевых частиц (дисперсность). Дисперсность аэрозоля тем выше, чем мельче частицы пыли определяет устойчивость частиц в воздухе и глубину проникания в органы дыхания.

*Пыль как производственная вредность*

Пылевыведение наблюдается при многих производственных процессах на предприятиях тяжелой и легкой индустрии:

- горнорудная, угольная промышленность бурение породы, рудного или угольного пласта, взрывные работы, работа горных машин, угольных комбайнов, транспортировка руды, угля, породы по подземным выработкам, сортировка, дробление, измельчение и др;
- машиностроение очистка и обрубка литья, обточка, шлифовка и полировка заготовок, пескоструйная очистка изделий;
- текстильные предприятия очистка и сортировка шерсти, волокон, прядение и ткачество;
- сельское хозяйство – работы в поле (пахота, уборка урожая), очистка и переработка зерна, транспортировка и применение удобрений и ядохимикатов.

Вредное влияние производственной пыли на здоровье работающих

зависит от многих факторов:

- физико-химические свойства;
- размеры и форма пылевых частиц;
- концентрация пыли в воздухе;
- длительность действия в течение смены и профессионального стажа;
- одновременное влияние других факторов среды и трудовой деятельности.

Например, усиление легочной вентиляции при повышенной температуре воздуха или выполнении тяжелого физического труда ведет к увеличению поступления пыли в организм. Одновременное влияние радиоактивных аэрозолей, загазованности воздуха могут усугублять действие пыли на организм. В реакции организма на действие пыли имеются индивидуальные различия, которые зависят от фильтрующих свойств воздухоносных путей, иммунобиологической сопротивляемости и др.

Кроме гигиенического значения, пылевыделение имеет и другие отрицательные стороны:

- наносит экономический урон, ускоряя износ оборудования и ведя к потере ценных материалов;
- ухудшает общесанитарное состояние производственной среды (уменьшает освещенность загрязнения окон и осветительной арматуры);
- способствует возникновению пожаров и взрывов (угольная, сахарная и др.

#### *Физико-химические свойства пылей и их гигиеническое значение*

Гигиеническое значение имеют:

1. химический состав и растворимость пылей;
2. дисперсность;
3. форма частиц;
4. твердость;
5. структура (кристаллическая, аморфная);
6. электрозаряженность;
7. плотность;
8. адсорбционные свойства.

Химический состав определяет многообразие характера действия пылей на организм. Специфическое влияние пыли проявляется прежде всего при ее вдыхании, меньшее значение имеет заглатывание со слюной, слизью. Вдыхание пыли может вызвать, преимущественное поражение органов дыхания бронхит, пневмокониоз (от лат. *pneumon* легкое, *conia* пыль) или развитие общих реакций (интоксикация, аллергия). Некоторые пыли обладают канцерогенными свойствами. Неспецифическое действие пыли проявляется в заболеваниях верхних дыхательных путей, слизистой оболочки глаз, кожных покровов. Вдыхание пыли может способствовать возникновению пневмонии, туберкулеза, рака легких.

По химическому составу опасны в отношении развития пневмокониоза

такие виды пылей, как пыль двуокиси кремния (в особенности ее кристаллические модификации), силикатов (соли кремневой кислоты), угольная, некоторых металлов (алюминий и др.) и смешанные виды пылей (минерально-металлические). Эти виды пылей практически нерастворимы, при вдыхании задерживаются в глубоких отделах дыхательного тракта и вызывают патологию, в которой ведущее значение имеет образование в легких соединительной ткани, т. е. развитие фиброзных изменений. С этой точки зрения наиболее агрессивна пыль свободной кристаллической двуокиси кремния кварца и других модификаций.

Растворимые пыли, задерживаясь в дыхательном тракте, всасываются, попадают в кровь и последующее влияние на организм зависит от их химического состава. Например, сахарная пыль безвредна, а пыль таких металлов, как свинец, медь, кадмий и др., оказывает токсическое действие; пыль некоторых неорганических и органических соединений (хром, бериллий, урсол) вызывает развитие аллергии и специфических патологических проявлений.

Дисперсность пылей определяет их устойчивость в воздушной среде, возможность и глубину проникания в дыхательный тракт.

Частицы размером свыше 10-20 мкм, подчиняясь закону Ньютона, быстро выпадают из воздуха вследствие возрастающего ускорения под влиянием силы тяжести. При вдыхании они задерживаются в верхних отделах дыхательных путей.

Частицы микроскопического размера (0,25-10 мкм) более устойчивы в воздухе и выпадают из него с равномерной скоростью. При вдыхании они проникают в альвеолы, причем в основном частицы размером до 5 мкм.

Ультрамикроскопические частицы величиной 0,25-0,1 мкм и менее длительно витают в воздухе, подчиняясь законам броуновского движения. Сталкивание их друг с другом ведет к агломерации, укрупнению частиц и выпадению их из воздуха. В легких из вдыхаемого воздуха задерживается 60-70% частиц ультрамикроскопического размера.

Форма пылевых частиц может быть различной:

- сферической;
- плоской;
- неправильной.

При образовании аэрозолей конденсации пылинки большей частью имеют округлую форму, а в составе аэрозолей дезинтеграции неправильную многоугольную, плоскую форму. Форма частиц влияет на устойчивость аэрозоля и поведение в организме. Частицы сферической формы быстрее выпадают из воздуха, легче проникают в легочную ткань и лучше фагоцитируются. Существовавшее ранее представление, что пылинки с острыми зазубренными краями травмируют легочную ткань, приводя к развитию соединительной ткани и склерозированию, ошибочно, так как они оказываются в вязкой среде лимфы, что лишает их способности оказывать подобное действие. Однако опасность микротравматизации клеток эпителия

верхних дыхательных путей является реальной при вдыхании таких видов пылей, как пыль стекловолокна, слюды и др. При попадании их на кожу, слизистую оболочку глаза они оказывают раздражающее действие.

Твердость пылевых частиц не играет существенной роли в определении их вредности. Например, пыль очень твердых веществ, таких, как корунд и карборунд, менее вредна, чем пыль кварца, который менее тверд. Известна также агрессивность пыли такого мягкого минерала, как тальк.

Структура пылевых частиц оказывает влияние на фиброгенную активность. Например, аморфная двуокись кремния менее вредна, чем кристаллическая, а разновидности кристаллической двуокиси кремния кварц, кристобалит, тридимит, имеющие одинаковую химическую формулу при разной структуре кристаллов, отличаются по своей фиброгенной активности. Это, по-видимому, связано с разной физико-химической активностью поверхности кристаллов.

Электростатическая заряженность пылевых частиц влияет на устойчивость аэрозоля и биологическую его активность. В момент распыления твердых материалов 90-98% пылевых частиц приобретают положительный или отрицательный электрический заряд. Величина его очень мала от единиц до нескольких десятков. Более крупные частицы несут и больший заряд. Устойчивость аэрозоля с преобладанием в нем положительно заряженных частиц меньше, наличие частиц с положительными и отрицательными зарядами ускоряет укрупнение и выпадение пылинок. Частицы, несущие электрический заряд, в 2-8 раз больше задерживаются в дыхательном тракте. Электростатическая заряженность пылинок влияет на активность фагоцитоза.

Плотность вещества пылевых частиц необходимо учитывать при применении рентгенологических методов исследования рабочих пылевых профессий. В частности, пыль соединений бария, железа, накапливаясь в легких, может осложнить выявление фиброзных изменений в легочной ткани, поскольку эти металлы хорошо задерживают рентгеновские лучи.

Адсорбционные свойства пылевых частиц могут быть причиной поступления с пылью газообразных токсических веществ, иногда обладающих раздражающими свойствами. Запыленность воздушной среды может способствовать ее повышенной микробной и грибковой обсемененности.

Большое значение имеет законодательство по обеспечению благоприятных условий труда, при которых не было бы превышения предельно допустимых концентраций (ПДК) пыли в воздухе рабочей зоны. В отношении наиболее распространенных и опасных видов пылей ПДК приведены в СН 245-71 и ГОСТ 12.1.005-88 «Воздух рабочей зоны. Общие санитарно-гигиенические требования».

В борьбе с образованием и распространением пыли наиболее эффективны технологические мероприятия:

- внедрение непрерывной технологии, при которой устраняются ручные операции;
- механизация работ на шахтах, рудниках, цементных и других заводах, в

сочетании с герметизацией оборудования и дистанционным управлением.

Очень важны меры по рационализации отдельных производственных процессов. Так, в горнорудной и угольной промышленности внедрение мокрого бурения явилось радикальным путем борьбы с запыленностью воздуха. Пылеосаждение возрастает при добавлении к воде некоторых веществ так называемых смачивателей. При мокром бурении пыль в момент ее образования увлажняется, осаждается водой и не поступает в воздух. Хороший эффект достигается при предварительном нагнетании воды в угольный пласт, увлажнении стенок выработок, разбрызгивании воды и других аналогичных мерах. Радикальным средством пылеподавления являются размол сырьевых материалов во влажном состоянии, подача пара в зону пылеобразования.

В машиностроительной промышленности замена пескоструйной очистки литья дробеструйной или гидроочисткой, очисткой с помощью кислот полностью исключает опасность силикоза.

Частыми видами работ, при которых наблюдается интенсивное загрязнение воздуха пылью, являются транспортировка, погрузка, разгрузка и затаривание сухих, пылящих материалов. Оздоровление труда при этих процессах достигается переходом на закрытые способы транспортировки и механизацию отдельных операций. Пневмотранспорт перемещение материалов с помощью сжатого воздуха по трубам, герметичность оборудования для погрузочно-разгрузочных операций, современные машинные методы расфасовки и упаковки готовой продукции широко применяется во многих производствах и дает хороший гигиенический эффект.

Большое значение имеет использование местной и общей вентиляции, дополняющее основные технологические мероприятия по борьбе с пылью. Сухое пылеулавливание приобретает особое значение в случаях, когда по производственным причинам невозможно увлажнение перерабатываемых материалов. В этом случае удаляемый запыленный вентиляционный воздух очищается перед выбросом в атмосферу.

Для борьбы со вторичным пылеобразованием, т. е. поступлением в воздух уже осевшей пыли, используют влажные методы-уборки, пылесосы и др.

### **Контрольные вопросы:**

1. Что такое пыль?
2. Приведите классификацию производственной пыли?
3. Как образуется пыль в промышленности?
4. Какие основные свойства присущи к пыли?
5. Какие методы пылеочистки вы знаете?

## Лекция №62.

### Тема: Методы пылеулавливания.

#### План:

1. Классификация систем очистки воздуха и их параметры.
2. Сухие пылеулавливатели
3. Мокрые пылеуловители
4. Электрофильтры
5. Фильтры

Ключевые слова: система очистки воздуха, адсорбция, абсорбция, сухие пылеуловители, пылеулавливание, аэрозоли, дисперсные системы, скрубберы, мокрые пылеулавливатели, циклоны, электрофильтры, фильтры.

#### Классификация систем очистки воздуха и их параметры

По агрегатному состоянию загрязнители воздуха подразделяются на пыли, туманы и газопарообразные примеси. Промышленные выбросы, содержащие взвешенные твердые или жидкие частицы, представляют собой двухфазные системы. Сплошной фазой в системе являются газы, а дисперсной твердые частицы или капельки жидкости.

Системы очистки воздуха от пыли (рис. 4.3) делятся на четыре основные группы: сухие и мокрые пылеуловители, а также электрофильтры и фильтры.



Рис. 4.3. Системы и методы очистки вредных выбросов

При повышенном содержании пыли в воздухе используют пылеуловители и электрофильтры. Фильтры применяют для тонкой очистки воздуха с концентрацией примесей менее 100 мг/м<sup>3</sup>.

Для очистки воздуха от туманов (например, кислот, щелочей, масел и др. жидкостей) используют системы фильтров, называемых туманоуловителями.

Средства защиты воздуха от газопарообразных примесей зависят от выбранного метода очистки. По характеру протекания физико-химических процессов выделяют метод абсорбции (промывка выбросов растворителями примеси), хемосорбции (промывка выбросов растворами реагентов, связывающих примеси химически), адсорбции (поглощение газообразных примесей за счет катализаторов) и термической нейтрализации. Все процессы извлечения из воздуха взвешенных частиц включают, как правило, две операции: осаждение частиц пыли или капель жидкости на сухих или смоченных поверхностях и удаление осадка с поверхностей осаждения. Основной операцией является осаждение, по ней собственно и классифицируются все пылеуловители. Однако вторая операция, несмотря на кажущуюся простоту, связана с преодолением ряда технических трудностей, часто оказывающих решающее влияние на эффективность очистки или применимость того или иного метода.

Выбор того или иного пылеулавливающего устройства, которое представляет систему элементов, включающую пылеуловитель, разгрузочный агрегат, регулирующее оборудование и вентилятор, предопределяется дисперсным составом улавливаемой частицы промышленной пыли. Поскольку частицы имеют разнообразную форму (шарики, палочки, пластинки, игла, волокна и т.д.), то для них понятие размера условно. В общем случае принято характеризовать размер частицы величиной, определяющей скорость ее осаждения, седиментационным диаметром. Под ним подразумевают диаметр шара, скорость осаждения и плотность которого равны скорости осаждения и плотности частиц.

Для очистки выбросов от жидких и твердых примесей применяют различные конструкции улавливающих аппаратов, работающих по принципу:

инерционного осаждения путем резкого изменения направления вектора скорости движения выброса, при этом твердые частицы под действием инерционных сил будут стремиться двигаться в прежнем направлении и попадать в приемный бункер;

осаждения под действием гравитационных сил из-за различной кривизны траекторий движения составляющих выброса (газов и частиц), вектор скорости движения которого направлен горизонтально;

осаждения под действием центробежных сил путем придания выбросу вращательного движения внутри циклона, при этом твердые частицы отбрасываются центробежной силой к сетке, так как центробежное ускорение в циклоне до тысячи раз больше ускорения силы тяжести, это позволяет удалить из выброса даже весьма мелкие частицы;

механической фильтрации фильтрации выброса через пористую

перегородку (с волокнистым, гранулированным или пористым фильтрующим материалом), в процессе которой аэрозольные частицы задерживаются, а газовая составляющая полностью проходит через нее.

Процесс очистки от вредных примесей характеризуется тремя основными параметрами: общей эффективностью очистки, гидравлическим сопротивлением, производительностью. Общая эффективность очистки показывает степень снижения вредных примесей в применяемом средстве и характеризуется коэффициентом

$$\eta = \frac{C_{\text{вх}} - C_{\text{вых}}}{C_{\text{вх}}}, \quad (4.1)$$

где  $C_{\text{вх}}$  и  $C_{\text{вых}}$  концентрации вредных примесей до и после средства очистки. Гидравлическое сопротивление определяется как разность давления на входе  $P_{\text{вх}}$  и выходе  $P_{\text{вых}}$  из системы очистки:

$$\Delta P = \xi \frac{\rho V^2}{2}, \quad (4.2)$$

где  $\xi$  коэффициент гидравлического сопротивления;  $\rho$  и  $V$  — плотность (кг/м<sup>3</sup>) и скорость воздуха (м/с) в системе очистки соответственно.

Производительность систем очистки показывает, какое количество воздуха проходит через нее в единицу времени (м<sup>3</sup>/ч).

**Сухие пылеуловители.** К сухим пылеуловителям относятся такие, в которых очистка движущегося воздуха от пыли происходит механически под действием сил гравитации и инерции. Эти системы называются инерционными, так как в них при резком изменении направления движения газового потока частицы пыли, по инерции сохраняя направление своего движения, ударяются о поверхность, теряют свою энергию и под действием сил гравитации осаждаются в специальном бункере.

Для сухой очистки газов наиболее употребительны центробежные обеспыливающие системы (циклоны) (рис. 4.3). Газовый поток, попадая во внутренний корпус циклона 1 через патрубок 2, совершает вращательно-поступательное движение вдоль корпуса по направлению к бункеру 4. Под действием сил инерции частицы пыли осаждаются на стенках корпуса, а затем попадают в бункер. Очищенный газовый поток выходит из бункера через патрубок 3. Особенностью таких систем очистки является обязательная герметичность бункера, в противном случае из-за подсоса воздуха осаждаемые частицы пыли падают в выходную трубу.

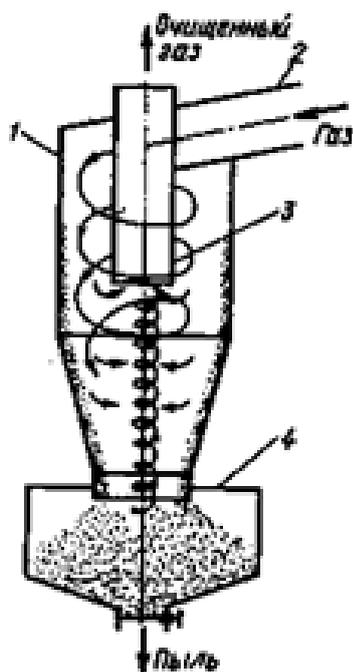


Рис. 4.3. Циклон

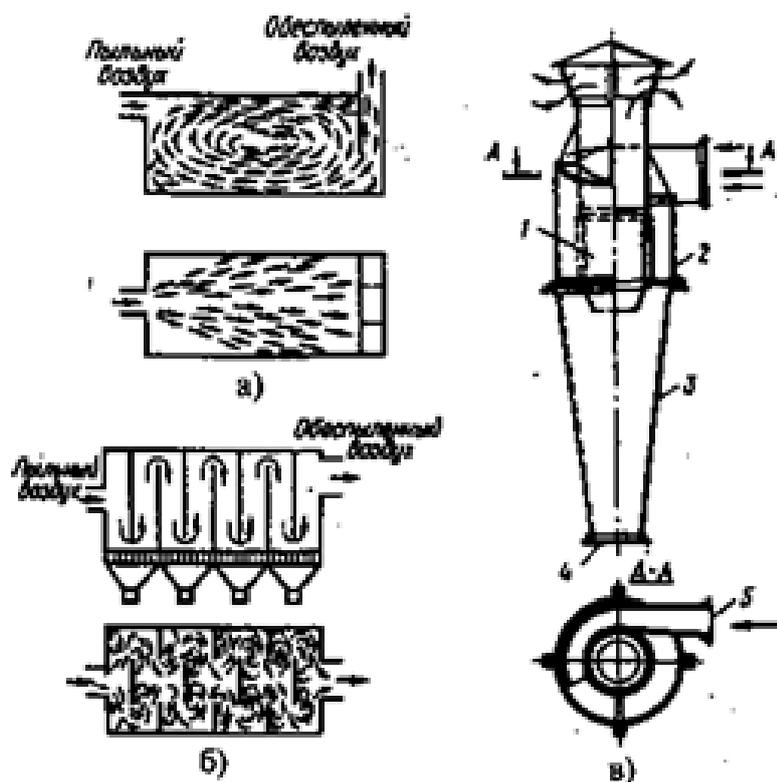


Рис 4.4. Пылеотделители:

а – пылесадочная простая камера; б – пылесадочная лабиринтовая камера; в – центробежный пылеотделитель; 1, 2 – внутренней и наружной цилиндры; 3 – конус; 4, 5 – разгрузочное и впускное отверстие

На практике используют разные системы подачи и удаления воздуха и пылеосаждения (рис.4.4). В зависимости от конструктивного исполнения различают циклоны:

осевые, в корпусе которых входящие и выходящие потоки газа движутся вдоль его оси, при этом они могут двигаться в одном направлении (прямоточные) или в противоположных (противоточные);

с тангенциальным входом, при этом входящий газ движется по касательной к окружности поперечного сечения корпуса аппарата и перпендикулярно к оси корпуса;

с винтовым входом, при этом движение входящего потока газа приобретает винтовой характер с помощью тангенциального входного патрубка и верхней крышки с винтовой поверхностью;

со спиральным входом, когда соединение выпускного патрубка с корпусом аппарата выполнено спиральным.



Рис 4.6. Классификация мокрых пылеуловителей

В общем случае частицы пыли выделяются в циклоне под действием центробежной силы в процессе вращения газового потока в корпусе аппарата. В промышленности используют циклоны, рассчитанные на скорость газового потока от 5 до 20 м/с. Эффективность их зависит от концентрации пыли и размеров ее частиц и резко снижается при уменьшении этих показателей. Средняя эффективность обеспыливания газов в циклонах составляет 0,98 при размере частиц пыли 30...40 мкм, 0,8 при 10 мкм, 0,6 при 4...5 мкм. Производительность циклонов лежит в диапазоне от нескольких сот до десятков тысяч кубических метров в час. Преимущество циклонов простота конструкции, небольшие размеры, отсутствие движущихся частей; недостатки затраты энергии на вращение и большой абразивный износ частей аппарата пылью.

Кроме циклонов, применяются и другие типы сухих пылеуловителей, например ротационные, вихревые, радиальные. При общих принципах действия они различаются системами пылеулавливания и способами подачи воздуха. К наиболее эффективным следует отнести ротационный пылеуловитель (рис. 4.5). Основной частью здесь является вентиляционное колесо 1, при работе которого частицы пыли под действием центробежных сил отбрасываются к стенке кожуха 2 и, оседая на стенках, попадают в пылеприемник 3, а чистый воздух выходит через патрубок 4. Благодаря активному действию такие системы имеют эффективность 0,95...0,97.

**Мокрые пылеуловители.** Особенностью этих систем очистки является высокая эффективность очистки от

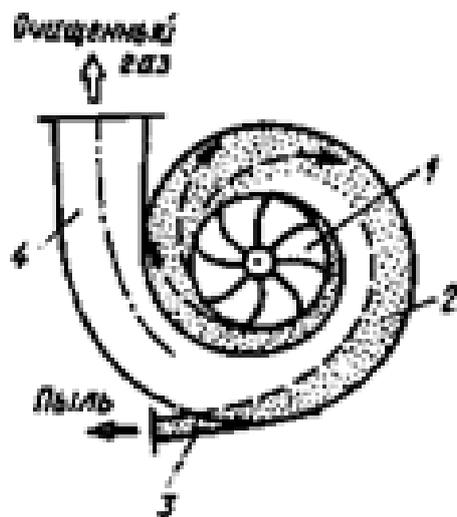


Рис. 4.5. Пылеуловитель  
ротационного типа

мелкодисперсной пыли (менее 1,0 мкм). Эти системы обеспечивают возможность очистки от пыли горячих и взрывоопасных газов. Эти системы работают по принципу осаждения частиц пыли на поверхность капель (или пленки) жидкости под действием сил инерции и броуновского движения. Конструктивно мокрые пылеуловители разделяют на форсуночные скрубберы (Скруббер аппарат для промывки жидкостью газов в целях извлечения из них отдельных компонентов.) и скрубберы Вентури, а также аппараты ударно-инерционного и барботажного и других типов (рис. 4.6).

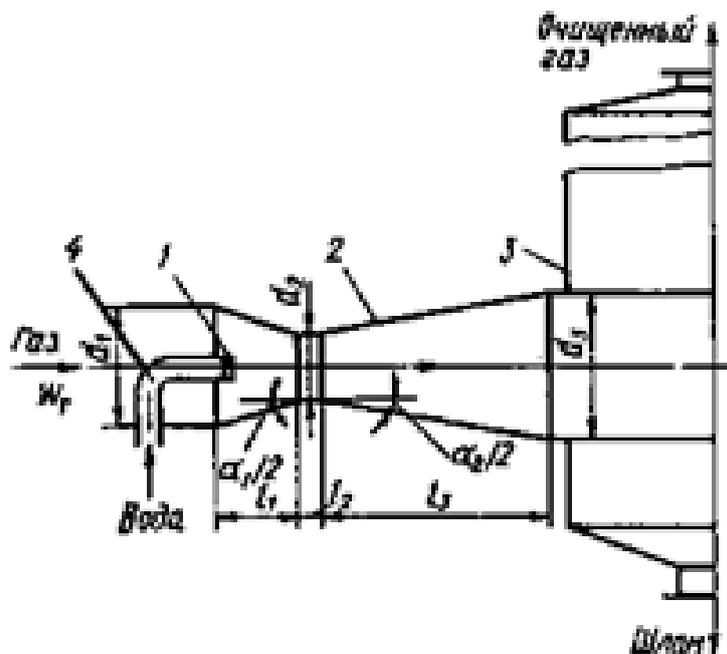


Рис. 4.7. Скруббер Вентури

Наибольшее практическое применение находят скрубберы Вентури (рис. 4.7), которые работают следующим образом. Через патрубок 4 газ подается в устройство 2, которое называется соплом Вентури. Сопло Вентури имеет конфузур (сужение), в который через форсунки 1 подается вода на орошение. В этой части сопла скорость газа увеличивается, достигая максимума в самом узком сечении (с 10...20 до 100...150 м/с).

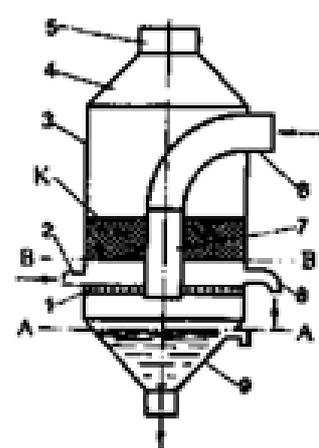
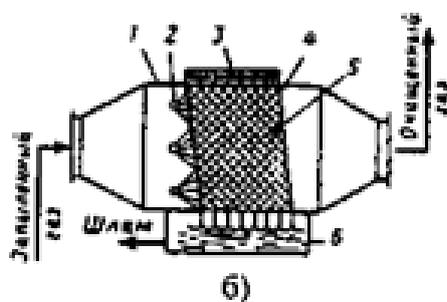
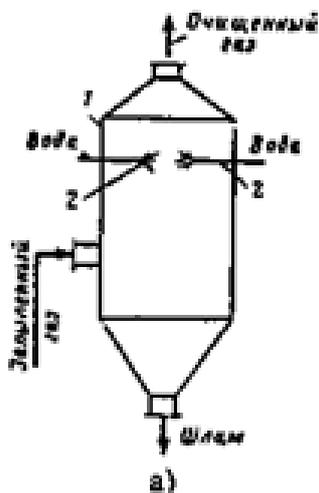


Рис. 4.8. Скрубберы:

а – полный форсуночный (1 – корпус; 2 – форсунка); б – насадочный с поперечным орошением (1 – корпус; 2 – форсунка; 3 – оросительное устройство; 4 – опорная решетка; 5 – насадка; 6 – шламосборник)

Рис. 4.9. Скруббер ударно-инерционного действия

Увеличение скорости способствует осаждению частиц пыли на каплях воды. В диффузорной части сопла Вентури скорость потока мокрых газов уменьшается до 10...20 м/с. Этот поток подается в корпус 3, где под действием сил гравитации происходит осаждение загрязненных пылью капель. В верхнюю часть корпуса выходит очищенный газ, а в нижнюю попадает шлам.

Эффективность скрубберов Вентури 0,97...0,98. Расход воды составляет 0,4...0,6 л/м<sup>3</sup>.

Полый скруббер (рис. 4.8а) представляет собой колонну круглого сечения. В нее подается жидкость через систему форсунок, число которых может достигать 14...16 по сечению колонны. В насадочном скруббере (рис. 4.8б) используется система поперечного орошения с наклонно установленной насадкой. Эффективность таких систем достигает 0,9.

Среди систем мокрой пылеочистки высокая эффективность отмечена в скрубберах ударно-инерционного действия (рис. 4.9). В этих аппаратах контакт газов с жидкостью осуществляется при ударе газового потока о поверхность жидкости с последующим пропусканием газожидкостной взвеси через отверстия различной конфигурации или непосредственным отводом газожидкостной взвеси в сепаратор жидкой фазы. Один из вариантов такого скруббера состоит из цилиндрического кожуха 3, сливного конического бункера 9, корпуса 4 и выхлопной трубы 5 для вывода очищенного воздуха

(газа).

Запыленный воздух поступает через воздухопровод 6 в вертикальный стояк 7. Перед поворотом на  $180^\circ$  воздух ударяется о поверхность воды А А, вследствие чего сепарируются крупные частицы пыли. Далее воздух проходит через решетку 1 с отверстиями. На нее же через трубу 2 подается вода, излишки которой сливаются через трубу 8 и частично через отверстия решетки 1. Между решеткой и уровнем В В образуется водяная пена, которая затем распространяется в объеме К, заполненном короткими фарфоровыми цилиндрами. Мелкие частицы пыли последовательно улавливаются в пене, а затем в объеме К.

**Электрофильтры.** Их работа основана на одном из наиболее эффективных видов очистки газов от пыли электрическим. Следует отметить, что электрофильтры также используются и для очистки тумана. Основным принципом работы ударная ионизация газа в неоднородном электрическом поле, которое создается в зазоре между коронирующим 1 и осадительным 2 электродами (рис. 4.10).

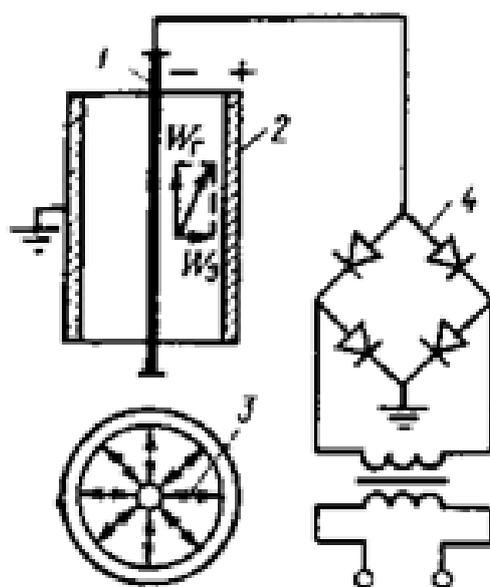


Рис. 4.10. Схема расположения электродов в электрофильтре

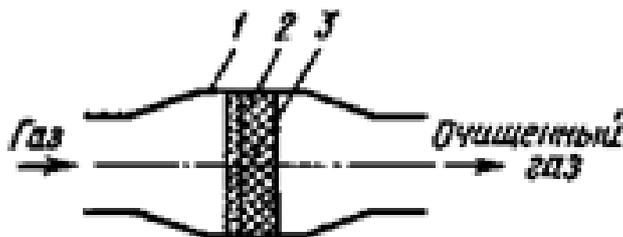
Напряжение к электродам подается от выпрямителя 4. Силовые линии 3 направлены от осадительного электрода к коронирующему.

Загрязненные газы, попав между электродами, способны проводить электрический ток вследствие имеющейся частичной ионизации. При увеличении напряжения электрического тока число ионов растет, пока не наступит предельное насыщение и все ионы не окажутся вовлеченными в движение от одного электрода к другому. Отрицательно заряженные частицы движутся к осадительному электроду, а положительно заряженные оседают на коронирующем электроде. Так как большинство частиц пыли получают

отрицательный заряд, основная масса пыли осаждается на положительном осадительном электроде, с которого пыль легко удаляется.

Эффективность очистки газов электрофильтрами достигает 0,9...0,99, производительность их — до 1 млн м<sup>3</sup>/ч.

**Фильтры.** Широко используются для тонкой очистки промышленных выбросов. Работа их основана на фильтровании воздуха через пористую перегородку, в процессе которой твердые частицы примесей задерживаются на ней. В общем случае в корпусе 1 фильтра расположена воздухопроницаемая перегородка 2, на которой осаждаются улавливаемые частицы 3 (рис. 4.11).



**Рис. 4.11.** Схема процесса фильтрования

В фильтрах применяются перегородки различных типов:

- 1) в виде зернистых слоев, на пример гравия (неподвижные свободно насыпанные материалы);
- 2) гибкие пористые (ткани, войлоки, губчатая резина, пено-полиуретан);
- 3) полужесткие пористые (вязаные сетки, прессованные спирали и стружка);
- 4) жесткие пористые (пористая керамика, пористые металлы).

Фильтры 1-го типа (из гравия) используются для очистки от пыли механического происхождения (дробилок, грохота, мельниц); они дешевы, просты в эксплуатации, эффективность 0,99. Фильтры 2-го типа широко используются для тонкой очистки газов от примесей; их основные недостатки малая термостойкость, низкая прочность.

Фильтры 3-го типа, изготавливаемые из различных сталей, меди, бронзы, никеля и других металлов, могут работать в широком диапазоне частот до 1000 К, в агрессивных средах.

Фильтры 4-го типа, изготавливаемые из пористой керамики и пористых металлов, обладают высокой прочностью, коррозионной стойкостью, жаростойкостью; они технологичны, находят широкое применение для очистки горючих газов и жидкостей, выбросов дыма, туманов, кислот, масел.

В промышленности наиболее употребительны тканевые рукавные фильтры. В корпусе фильтра устанавливается необходимое число рукавов, на которые подается загрязненный воздух, при этом очищенный воздух выходит через патрубок. Частицы загрязнений оседают на фильтре. Насыщенные загрязненными частицами рукава продувают и встряхивают для удаления осажденных частиц пыли. Эффективность таких фильтров достигает 0,99 для частиц размером более 0,5 мкм.

**Контрольные вопросы:**

1. Какие системы и методы очистки вредных выбросов вы знаете?
2. Как работают электрофильтры?
3. Какие методы мокрой очистки пыли вы знаете?
4. Как происходит сухая очистка пыли?
5. Что такое скруббер?
6. Как работает пылеуловитель ротационного типа

## Лекция №63.

### Тема: Правила безопасности на обогатительных фабриках

#### План:

1. Общие требования безопасности
2. Пожарная безопасность
3. Классификация вредных веществ по степени воздействия на организм человека

**Ключевые слова:** минерал, удаление вредных газов, рН среды, кислотная среда, щелочная среда, кислота, щёлочь, собиратель, концентрат, хвосты, схема, флотомашина, пена, импеллер, пожарно-профилактической работы

#### Общие требования безопасности

Общие правила безопасности для обслуживающего персонала: рабочий должен помнить, что соблюдение норм технологического режима и инструкций по обслуживанию оборудования и аппаратов – основа техники безопасности и производства; каждый рабочий до начала работы должен удостовериться в безопасном состоянии рабочего места, проверить наличие и исправность предохранительных устройств, инструмента, механизмов и приспособлений, требующихся для работы; все рабочие проходят инструктаж и обучение по оказанию первой помощи пострадавшим при несчастных случаях, профессиональных отравлениях и поражениях электрическим током; передвижение рабочих допускается только по предусмотренным для этого проходам, лестницам и площадкам. Перелезание через трубы, желоба и прочие устройства не допускаются; не допускается оставлять работающее оборудование без присмотра; выполнять работу необходимо в спецодежде и при необходимости с применением индивидуальных средств защиты; всё электрооборудование имеет заземление; операции с пусковыми устройствами электродвигателей, имеющих ручное управление проводится в диэлектрических перчатках. Для хранения материалов, запасных частей, инструмента, отходов производства предусмотрены специальные места, загромождение рабочих мест и проходов не допускается. Запрещается курение и приём пищи непосредственно на рабочем месте, а только в специально отведённых местах. Запрещается пить воду из технического или производственного водопровода. Питьевое водоснабжение обеспечено руководством фабрики из бачков или специальных фляг.

Проектом данной фабрики предусмотрены следующие мероприятия по технике безопасности:

17. Достаточное освещение производственных и вспомогательных зданий и помещений фабрики, а также освещение территорий, дорог и рабочих мест на открытых площадках фабрики в тёмное время суток.
18. Устройство ограждений у машин и приводов.
19. Соблюдение норм высоты помещений, проходов и галерей.

20. Минимальная ширина проходов, предназначенных для ремонта оборудования, определяется наибольшими поперечными размерами узлов и деталей с добавлением по 0,6 м на сторону.

21. Обеспечение прочности конструкций обслуживаемых площадок, мостиков, переходов, лесов и лестниц, обеспечение их перилами высотой не менее 1 м с перекладиной и сплошной обшивкой по низу перил на высоту 0,15 м.

22. Соблюдение норм расстояния между машинами и аппаратами и от стен до габаритов оборудования: минимальное расстояние на основных проходах не менее 1,5 м; при рабочих проходах между машинами – не менее 1 м, между стеной и машинами не менее 0,7 м.

23. Устройство пылеулавливающих систем.

24. Вентиляцию и удаление вредных газов.

25. Выполнение правил устройства и эксплуатации грузоподъемных механизмов; сосудов работающих под давлением.

26. Выполнение правил устройства и безопасной эксплуатации трубопроводов пара и горячей воды.

27. Устройство предупредительной световой и звуковой сигнализации.

28. Своевременное обеспечение работающих спецодеждой и индивидуальными средствами защиты по установленным нормам.

29. Выдача нарядов на производство работ.

30. Своевременная подготовка и аттестация работников в области промышленной безопасности и охраны труда.

31. Обеспечение цехов фабрики средствами пожарной и охранно-пожарной сигнализации, а также установками, оборудованием и инвентарём пожаротушения.

32. Выполнение правил хранения и применения вредных химических веществ.

### **Пожарная безопасность**

Отделение флотации относится к категории производства “В” пожароопасное и степени II – минимальные допустимые пределы огнестойкости несущих стен, лестничных клеток и колон составляет 2 часа, а также максимальные допустимые пределы распространения огня не допускается. Наибольшее расстояние при плотности людского потока 3-5 чел/м<sup>2</sup> составляет 100 метров, флотационное отделение соответствует этим нормам.

По нормам первичных средств пожаротушения принимаем 11 ручных огнетушителей типа ОУ-2, ОУ-5, ОУ-8, а также 45 пенных химических огнетушителей и 22 бочки с водой, вместимостью не менее 0,2 м<sup>3</sup> каждая и 11 ведер. Предусмотрено пожарное водоснабжение, которое объединяется с хозяйственно питьевым водопроводом.

Основной задачей пожарно-профилактической работы на фабрике является проведение комплекса мероприятий, обеспечивающих пожарную

безопасность. Повседневную пожарно-профилактическую работу проводят члены пожарно-технической комиссии, лица ответственные за пожарную безопасность.

Ответственность за соблюдение противопожарного режима, за правильное использование противопожарного оборудования и инвентаря, закреплённого за каждым рабочим местом, возлагается на рабочего. В период оформления на работу сотрудники проходят первичный противопожарный инструктаж о мерах противопожарной безопасности. Пожарный надзор осуществляется Государственным пожарным надзором.

Фабрика имеет телефонную связь с обслуживающей пожарной командой и коммутатором предприятия.

На площадках предприятия спроектирован противопожарный трубопровод. Пожарные гидранты размещаем вдоль дорог на расстоянии не более 150 м друг от друга, не ближе 5 м от стен здания и вблизи перекрёстков не далее 2 м от края проезжей части /.

Дороги производственного назначения пригодны для проезда пожарных автомобилей.

### **Размещение фабрики**

Выбор площадки для строительства обогатительной фабрики должен быть согласован с местными органами Государственного надзора и другими организациями в установленном порядке и в соответствии со строительными нормами. Обогажительная фабрика относится к III классу производства с санитарно-защитной зоной 300 м и обязательно по отношению к жилой застройке и размещением с подветренной стороны, для ветров преобладающего направления. Цех дробления, главный корпус располагаем с подветренной стороны к зданиям с меньшей вредностью и бытовым помещениям. При необходимости по технологическим требованиям склад готовых концентратов располагается с санитарным разрывом не менее 50 м до ближайших открываемых проёмов зданий. Санитарные разрывы между зданиями принимаем не менее наибольшей высоты до верха карниза противостоящих зданий. Участки, предназначенные для озеленения, должны занимать не менее 15% всей площади фабрики, а также предусматриваем благоустроенные озеленённые участки для отдыха работающих, расположенные с наветренной стороны по отношению к зданиям, выделяющим вредные вещества в атмосферу и вдали от путей передвижения транспорта. На пешеходных дорожках и автомобильных дорогах предусматривается твёрдое покрытие с устройствами для удаления поверхностных вод.

### **Микроклимат производственных помещений**

Микроклимат помещений – климат внутренней среды этих помещений, который определяется действующими на организм человека сочетаниями температуры, влажности, скорости движения воздуха, а также температуры окружающих поверхностей.

Метеорологические условия, определяющие состояние воздуха рабочей зоны характеризуются температурой, влажностью, скоростью движения воздуха с учётом тяжести выполняемой работы и сезонов года. Для категории работы средней тяжести оптимальная температура составит в холодный и переходный периоды 17-19 °С, в тёплый период 20-22 °С, скорость движения воздуха не более 0,3 м/с в холодный и переходный периоды и в тёплый период не более 0,4 м/с; относительная влажность во всех случаях составит 40-60 %.

В холодный или переходный периоды года во флотационном отделении при применении систем отопления и вентиляции с сосредоточенной подачей воздуха допускается повышение скорости движения воздуха до 0,7 м/с на постоянных рабочих местах при одновременном повышении температуры воздуха на 2 °С. Допустимые микроклиматические условия для категории работ II б: температура воздуха составит 15-21 °С, относительная влажность воздуха не более 75% при скорости движения воздуха не более 0,4 м/с.

Для создания нормальных условий труда в главном корпусе, в дробильном и фильтровальном переделах предусматривается устройство центрального парового отопления низкого давления, источником которого является котельная.

Флотационное отделение относится к помещениям со значительным влаговыделением. В отделении для поддержания положительной температуры в холодный период года во время проведения основных и ремонтно-вспомогательных работ дополнительное тепловыделение будет исходить от нитки паропровода, предназначенной для подогрева пульпы.

В связи с грязным производством предусматривается ежедневная помывка трудящихся: горячее водоснабжение осуществляется от котельной. Водоснабжение фабрики осуществляется городским водопроводом. Для нужд пожаротушения предусматривается пожарный резервуар ёмкостью 400 м<sup>3</sup> с одновременной подпиткой его во время пожара из городского водопровода.

Вентиляция административного здания проектируется с механическим возбуждением. Приток свежего воздуха подаётся через приточные шкафы. Вытяжка загрязнённого воздуха производится из душевых с помощью осевого вентилятора.

Вредностью в зданиях технологического комплекса является пыль. Вентиляция запроектирована в виде местных отсосов аспирации. Для борьбы с пылью предусмотрены кожухи под пылящим оборудованием, снабжённые патрубками для отсоса.

### **Классификация вредных веществ по степени воздействия на организм человека**

Вредное вещество – это вещество, которое при контакте с организмом человека может вызвать производственные травмы, профессиональные заболевания или отклонения в состоянии здоровья, как в процессе работы, так и в отдельные сроки жизни человека и последующих поколений.

Санитарными нормами утверждены ПДК вредных веществ в воздухе

рабочей зоны. ПДК вредных веществ является максимальным и повышение его не допускается.

По степени воздействия на организм человека согласно ГОСТУ вредные вещества для флотационного отделения относятся к третьему классу умеренно опасных с ПДК от 1 до 10 мг/м<sup>3</sup>. Средняя смертельная доза при введении в желудок 151-5000 мг/кг. Средняя смертельная концентрация в воздухе 5001-50000 мг/кг. Коэффициент возможности ингаляционного отравления (КВИО) 29-3. Зона острого действия 18.1-54. Зона хронического действия 4.9-2.5.

Известь в виде пыли раздражает слизистые оболочки, вызывая чихание и кашель. Негашёная известь попадая на кожу, вызывает ожоги. При попадании в глаза известь вызывает стекловидный отёк. В качестве средств защиты применяют респиратор “Лепесток”, защитные очки типа Г. ПДК составляет 6 мг/м<sup>3</sup>.

Сульфиды (сернистый натрий) при попадании внутрь вызывают отравление организма вследствие отщепления сероводорода в пищеварительном тракте. Растворы сульфидов, действуя на кожу рук, вызывают появление трещин, мелких язв по сторонам суставов и разрыхление костей. Опасно попадание брызг или кусочков сернистого натрия в глаза. ПДК составляет 10 мг/м<sup>3</sup>. В качестве средств защиты применяют резиновые перчатки, защитные очки типа Г, фильтрующий противогаз марки В.

Ксантогенаты представляют собой порошки хорошо растворимые в воде. При неправильном хранении и применении, возможно, их разложение с выделением сероуглерода. Систематическое воздействие на организм малых доз паров и пыли ксантогенатов, вызывает заболевания нервной системы, попадая на кожу или слизистые оболочки, вызывает ожоги. ПДК составляет 10 мг/м<sup>3</sup>. В качестве средств защиты применяют фильтрующий противогаз марки А, резиновые перчатки, защитные очки типа Г.

Купоросы (медный, цинковый) обладают раздражающими действиями. При длительной работе и попадании в желудок медного купороса, может вызвать тошноту, рвоту, боли. Длительный контакт рук с медным купоросом вызывает разрыхление кожи и появление язв на тыльной стороне рук. В качестве средств защиты при работе с сухим купоросом применяют респиратор “Лепесток”. При работе с растворами – ожиряющие кожу мази, перчатки группы К.

Все работающие с вредными веществами должны быть обучены правилам безопасности и знать первоначальные признаки действия вредных веществ, уметь оказывать первую помощь. В атмосфере с высокой концентрацией веществ запрещается работать в одиночку.

Борьба с производственной пылью представляет собой одну из важнейших задач гигиены труда, т.к. воздействию пыли может подвергаться большое количество работающих. Пыль является основной производственной вредностью. Вдыхание пыли может привести к специфическим заболеваниям (пневмокониозам), способствовать возникновению таких заболеваний как ларингит, бронхит, пневмония, заболевания кожи. При определённых условиях

возможны взрывы пыли. В качестве средств индивидуальной защиты от пыли применяются респираторы (лепестковые, шланговые), очки и противопыльная спецодежда.

**Контрольные вопросы:**

1. Общие требования безопасности на обогатительных фабриках?
2. Какие факторы нужно учесть при выборе места для строительства обогатительной фабрики?
3. Вредные факторы на участке флотации?
4. К какой категории опасности относится отделение флотации?

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**«ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ» ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



**МЕТОДИЧЕСКИЙ УКАЗАНИЯ**

**ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ**

**ПО КУРСУ**

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД**

## Практическая работа №1

### Тема: Расчет технологических показателей обогащения

**Цель работы:** Изучение расчета технологических показателей обогащения

Процесс обогащения характеризуется следующими технологическими показателями: содержанием металла в руде или продукте обогащения; выходом продукта; степенью сокращения и извлечением металла.

**Содержание металла в руде или продукте обогащения** - это отношение массы этого металла в руде или продукте обогащения к массе сухой руды или продукта, выраженное в процентах. Содержание металла принято обозначать греческими буквами  $\alpha$  (в исходной руде),  $\beta$  (в концентрате) и  $\theta$  (в хвостах). Содержание драгоценных металлов выражается обычно в единицах массы (г/т).

**Выход продукта** - отношение массы продукта, полученного при обогащении, к массе переработанной исходной руды, выраженное в долях единицы или процентах. Выход концентрата ( $\gamma$ ) показывает, какую долю от общего количества руды составляет концентрат.

**Степень сокращения** - величина, обозначающая во сколько раз выход полученного концентрата меньше количества переработанной руды. Степень сокращения ( $K$ ) выражает количество тонн руды, которое нужно переработать, чтобы получить 1 т концентрата, и рассчитывается по формуле:

$$K=100/\gamma$$

Для руд цветных и редких металлов характерен малый выход концентрата и, следовательно, высокая степень сокращения. Выход концентрата определяется прямым взвешиванием или по данным химического анализа по формуле:

$$\gamma = (\alpha - \theta/\beta - \theta)100, \%$$

Степень обогащения, или степень концентрации показывает, во сколько раз увеличилось содержание металла в концентрате по сравнению с содержанием металла в руде. При обогащении бедных руд этот показатель может составлять 1000-10000.

**Извлечение металла  $\varepsilon$**  - это отношение массы металла в концентрате к массе металла в исходной руде, выраженное в процентах

$$\varepsilon = \gamma\beta/\alpha$$

**Уравнение баланса металла**

$$\varepsilon\alpha = \gamma\beta$$

связывает основные технологические показатели процесса и позволяет рассчитать степень извлечения металла в концентрат, которая, в свою очередь, показывает полноту перехода металла из руды в концентрат.

Выход продуктов обогащения можно определить по данным химических анализов продуктов.

Если обозначить:

$\gamma_k$  — выход концентрата;

$\alpha$  — содержание металла в руде;

$\beta$  — содержание металла в концентрате;

$\theta$  — содержание металла в хвостах,

$\varepsilon$  — извлечение металла в концентрат, то можно составить баланс металла по руде и продуктам обогащения, т. е. количество металла в руде равно сумме его количеств в концентрате и хвостах

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

здесь за 100 принят выход исходной руды в процентах. Отсюда выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100$$

Извлечение металла в концентрат можно подсчитать по формуле

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

Если выход концентрата неизвестен, то

$$\varepsilon = \frac{\beta}{\alpha} \cdot \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100, \%$$

Например, при обогащении свинцовой руды, содержащей 2,5% свинца, получен концентрат с содержанием 55% свинца и хвосты, содержащие 0,25% свинца. Подставляя результаты химических анализов в приведенные выше формулы, получим:

выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100 = \frac{2,5 - 0,25}{55 - 0,25} = 4,1\%;$$

извлечение в концентрат

$$\varepsilon = \frac{4,1 \cdot 55}{2,5} = 90,9\%;$$

выход хвостов

$$\gamma_{xв} = 100 - \gamma_k = 95,9\%;$$

степень обогащения:

$$K = \frac{55}{2,5} = 22.$$

Качественно-количественные показатели обогащения характеризуют техническое совершенство технологического процесса на фабрике.

Качество конечных продуктов обогащения должно соответствовать требованиям, предъявляемым потребителями к их химическому составу.

Требования к качеству концентратов называются кондициями и регламентируются ГОСТ, техническими условиями (ТУ) или временными нормами и разрабатываются с учетом технологии и экономики I переработки данного сырья и его свойств. Кондициями устанавливается минимально или максимально допустимое содержание различных составных компонентов полезного ископаемого в конечных продуктах обогащения. Если качество продуктов соответствует кондициям, то эти продукты называются кондиционными.

Пример. Фабрика производительностью  $Q=750$  т/сутки перерабатывает вольфрамовые руды ( $\alpha=0,27\%$   $WO_3$ ), в которых вольфрамит ассоциирует с кварцем и полевым шпатом. Гравитацией на винтовых сепараторах и концентрационном столе получен концентрат с содержанием  $\beta = 67\%$   $WO_3$  и хвосты с содержанием  $\theta = 0,14$   $WO_3\%$ . Определить выход вольфрамового концентрата в процентах и тоннах в сутки и извлечение в него  $WO_3$  в процентах и тоннах в сутки, а также степень обогащения.

Решение.

1. Определяем выход концентрата:  $\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} \cdot 100\%$ .

$$\gamma_k = \frac{0,27 - 0,14}{67 - 0,14} \cdot 100\% = 0,2\%.$$

Выход в тоннах в сутки:

$$q = \frac{\gamma \cdot Q}{100} = \frac{0,2 \cdot 750}{0,27} = 1,5 \text{ м/сут}$$

2. Определяем извлечение металла в концентрат:

$$\varepsilon = \frac{\beta \cdot \gamma}{\alpha} = \frac{0,2 \cdot 67}{0,27} = 50\%.$$

Извлечение металла в тоннах в сутки:

$$P_{WO_3} = \frac{\beta \cdot q}{100} = \frac{1,5 \cdot 67}{100} = 1 \text{ м/сутки}.$$

3. Определяем степень обогащения:

$$k = \frac{\beta}{\alpha} = \frac{67}{0,27} = 248.$$

### Контрольные вопросы:

10. Что относится к основным технологическим показателем обогащения?

11. Какие различия в свойствах минералов используются при обогащении полезных ископаемых?

12. Что называют обогатительными фабриками? Каково их применение?
13. Какие типы технологических схем Вы знаете?
14. Как определяется выход продуктов?.
15. Что означает качественная схема технологического процесса?
16. Как заполняется таблица баланса металлов?
17. Что означает степень обогащения?
18. Как определяется степень сокращения?

### **Список литературы**

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш технологияси. Ўқув қўлланма. — Т.: ТДТУ, 2004.
3. Peucker U.A., Kwade A., Teipel U., Jeckel G., Mütze T. Mineral processing. Mineral, renewable and secondary raw material processing-current engineering challenges. Dechema. Germany, 2012. 280 p.
4. Авдохин В.М. «Технология обогащения полезных ископаемых». Учебник в 2т.- М.: МГГУ, 2005.

## Практическая работа №2

**Тема: Решение задач по расчету технологических показателей обогащения**

**Задачи на расчет технологических показателей обогащения полезных ископаемых**

Задача 1. Рассчитать выход никелевого концентрата, массовая доля никеля в котором равна 10 %. На фабрику поступает руда с массовой долей никеля 3.2 %. Извлечение никеля в концентрат 82 %.

Ответ: 26,24 %.

Задача 2. Определить производительность фабрика по концентрату, если выход концентрата 3 %, а производительность, фабрика по руде 1500 т/сутка.

Ответ: 45 т/сутки.

Задача3. Найти выход концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с массовой долей меди 1.5 %. а после обогащения получается два продукта: концентрат с массовой долей меда 20 % и хвосты с массовой долей меди 0,1 %.

Ответы: 7,04 и 92.96 %.

Задача 4. Рассчитать выход и извлечение свинца а концентрат, если фабрика перерабатывает и сутки 20000 т руды с массовой долей 2.5 % и а случает 900 т концентрата с массовой долей свинца 50%.

Ответы: 4,5 и 90%.

Задача 5.Найти производительность фабрики по руде, если ее производительность по концентрату 1000 т/сутка при выходе 2.5 %.

Ответ: 40000 т/сутки.

Задача 6. Определять массовую долю полезного компонента- в хвостах, если из 1000 т руды с массово долей полезного компонента 0.8 % в процессе обогащения получено 13 т концентрата при извлечении 90 %.

Ответ: 0,08% .

Задача 7. Определить выход хвостов, если из 1000 г руды получено 10 т концентрата.

Ответ: 99 %.

Задача 8. Установить потери никеля в медном концентрате, если массовая доля никеля в нем 1,0 % и выход медного концентрата 10%. Массовая доля никеля в исходной руде 3 %.

Ответ: 3,33 %.

Задача 9. Вычислить, сколько тони свинцового концентрата в сутки выдаст обогатительная фабрика, если ее суточная производительность по руде 5000 т, массовая доля свинца в руде 1.8 %, а в концентрате 60 %. Извлечение свинца в концентрат 92 %.

Ответ: 138 т.

Задача 10. Определить извлечение цинка в концентрат, если при суточной производительности фабрики 5000 т получают 150 т концентрата. Массовая доля цинка в руде 2 %, а в концентрате 60 %.

Ответ: 90 %.

Задача 11. Рассчитать, сколько хвостов в сутки будет выбрасывать фабрика, если выход концентрата 5 %, а производительность по руде 5000 т/сутки.

Ответ: 4750 т.

Задача 12. Определять потерю меди и цинка в хвостах, если извлечение меди и цинка в медном концентрате соответственно 90 и 5, а в цинковом - 6 и 65 %.

Стволы; 4 и 10 %.

Задача 13. Найти выход медного концентрата для условий задачи 12, если массовая доля меди в руде 1.5 %, а в концентрате 18 %. Определить также эффективность обогащения, когда массовая доля полезного минерала в руде равна 35 %.

Ответы: 7.5 и 76.7 %.

Задача 14. Определять выход и производительность по концентрату при переработке фабрикой медной руды в количестве 400 т/ч. Массовая доля меди в получаемом медном концентрате 18 % . в хвостах 0.3 %. На фабрику поступает руда с двух рудников: с рудника А - 65 % с массовой долей меди 1,8 %. с рудника Б - 35 % с массовой долей меди 3 %.

Ответы: 10.85 %; 43,4 т/ч.

Задача 15. Рассчитать извлечение полезного компонента в концентрат, если фабрика перерабатывает руду с массовой долей полезного компонента 20 %, а получает концентрат и хвост с массовой долей его соответственно 50 и 2 %.

Ответ: 98.75 %.

### **Список литературы**

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш технологияси. Ўқув қўлланма. – Т.: ТДТУ, 2004.

3. Peuker U.A., Kwade A., Teipel U., Jeckel G., Mütze T. Mineral processing. Mineral, renewable and secondary raw material processing-current engineering challenges. Dechema. Germany, 2012. 280 p.

4. Авдохин В.М. «Технология обогащения полезных ископаемых». Учебник в 2т.- М.: МГГУ, 2005.

### Практическая работа №3

#### Тема: Определение минимально допустимое содержание ценных компонентов в исходном продукте

**Цель работы:** Приобретение навыков в определении минимально допустимое содержание ценных компонентов в исходном продукте

Сущность метода определения минимального промышленного содержания полезного компонента в исходном сырье заключается в нахождении такого содержания компонента, при котором себестоимость получаемой готовой продукции будет равна предельно допустимой себестоимости продукции для данного предприятия.

Для применения этого метода необходимо знать предельно допустимую себестоимость готовой продукции. Приравнивание предельной себестоимости к установленной для данного вида продукции государственной плановой цене не всегда может дать правильный ответ на интересующий вопрос. Критерием для установления предельно допустимой стоимости может служить себестоимость продукции, получаемой на действующих предприятиях при переработке сырья, добываемого из наиболее бедных участков месторождения полезного ископаемого, вовлечение которых в эксплуатацию признано необходимым для удовлетворения потребностей народного хозяйства.

Себестоимость готовой продукции

$$c = (\beta_3 (a+b) / \alpha \varepsilon_\phi \varepsilon_3) + (\beta_3 (c_\tau + c_3) / \beta_\phi \varepsilon_3) \quad (1)$$

где  $c$  — себестоимость 1  $m$  готовой продукции;

$a$  — стоимость добычи и транспорта на обогатительную фабрику 1  $m$  исходного сырья;

$b$  — стоимость обогащения 1  $m$  сырья;

$c_\tau$  — стоимость транспорта 1  $m$  концентрата от обогатительной фабрики до завода, перерабатывающего концентрат;

$c_3$  — стоимость переработки 1  $m$  концентрата;

$\alpha$ ,  $\beta_\phi$  и  $\beta_3$  — содержание компонента в исходном сырье, фабричном концентрате и готовой заводской продукции;

$\varepsilon_\phi$ ,  $\varepsilon_3$  — извлечение полезного компонента на фабрике и заводе.

Если на обогатительной фабрике, независимо от содержания в исходном сырье полезного компонента, получается концентрат одинакового качества, то второй член уравнения будет представлять постоянную величину, не зависящую от  $a$ . В этом случае

$$c_{\text{пр}} = ((\beta_3 (a'+b') / \alpha_{\text{min}} \varepsilon'_\phi \varepsilon_3)) + q$$
$$\alpha_{\text{min}} = (\beta_3 (a'+b') / (c_{\text{пр}} - q) \varepsilon'_\phi \varepsilon_3) \quad (2)$$

где  $c_{\text{пр}}$  — предельная себестоимость 1  $m$  готовой продукции;

$\alpha_{\text{min}}$  — соответствующее предельной себестоимости минимальное

промышленное содержание компонента в исходном сырье;

$a'$  и  $b'$ —стоимость добычи и обогащения сырья с минимальным содержанием компонента;

$\varepsilon'_ф$  — степень извлечения при обогащении сырья с минимальным содержанием компонента;

$q$  — постоянная часть расходов по транспорту и заводской переработке концентрата.

Значение  $a'$  должно определяться как отношение дополнительных затрат на добычу и транспорт сырья, добываемого из бедных участков месторождения, к дополнительной производительности рудника, достигнутой за счет вовлечения в эксплуатацию этих участков. Аналогично следует определять значение  $b'$  как отношение дополнительных эксплуатационных расходов, связанных с необходимостью увеличения производительности обогатительной фабрики при поступлении бедного сырья, к приращению производительности.

При определении  $a_{min}$  по формуле (2) необходимо учитывать, что  $\varepsilon_ф$  зависит от  $a$  и что при получении концентратов различного качества значение  $q$  также будет меняться вместе с изменением  $a$ .

Анализ исследовательских работ и практических данных по обогащению различных руд показывает, что зависимость  $\varepsilon_ф$  и  $\beta_ф$  от  $a$  определяется в основном характеристиками вкрапленности полезных минералов в руде. Если распределение по крупности зерен полезного минерала в богатых и бедных разностях руд остается одинаковым, то извлечение и качество концентрата будут мало изменяться при изменении содержания в руде компонента. Существуют и другие методы определения минимального (бортового) содержания полезного компонента в сырье.

Наибольшую сложность представляют случаи, когда сырье является комплексным. Для определения себестоимости металлов, извлекаемых из комплексных руд, сумма эксплуатационных расходов на добычу, транспорт, обогащение и металлургический передел распределяется на полученные металлы пропорционально их стоимости по отпускным ценам. При таком методе распределения расходов соотношение между себестоимостью и стоимостью по отпускным ценам для всех извлекаемых из руды металлов будет одинаковым.

### ***Факторы, влияющие на выбор производительности фабрики***

Обогатительная фабрика по роду своей деятельности связана с рудником, добывающим для нее сырье, и заводом — потребителем готовой продукции фабрики. Поэтому производительность проектируемой обогатительной фабрики зависит в основном от производительности рудника, определяемой запасами в месторождении полезного ископаемого (сырья), и от потребности в продукции фабрики.

Запасы полезного ископаемого в месторождении  $Q_{мв}$  годовая

производительность предприятия (рудника, обогатительной фабрики)  $Q_n$  и число лет его существования  $T$  связаны зависимостью

$$T = Q_m / Q_n$$

При проектировании рудников и обогатительных фабрик обычно выбирается такая производительность, чтобы срок существования предприятия был не менее 30 - 50 лет. Например, минимальный срок службы угольных шахт при мощности 3000 - 4000  $t/сутки$  принимается 40 лет, а при мощности более 4000  $t/сутки$  — 50 лет. В особых случаях при ограниченных запасах месторождения и дефицитном сырье допускается уменьшение срока существования до 10 - 15 лет.

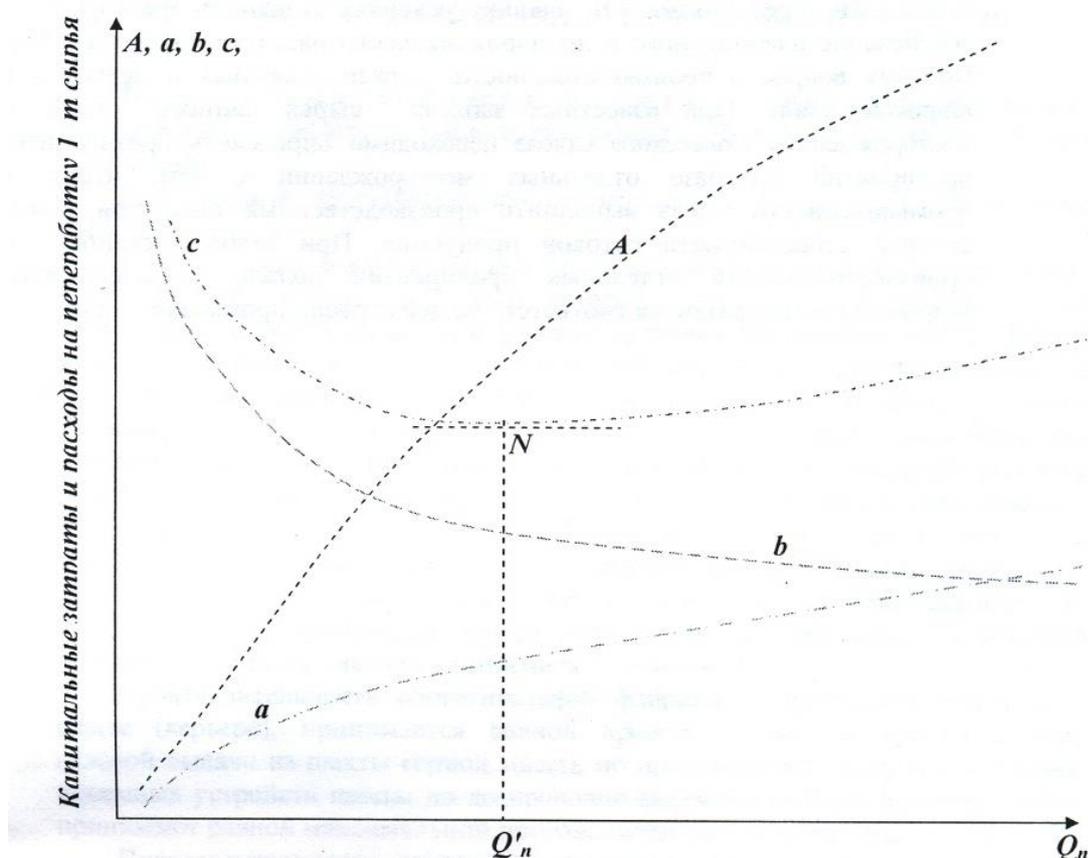


Рис.2.4. Стоимость переработки одной тонны сырья на обогатительной фабрике в зависимости от ее производительности.

Полная себестоимость переработки 1  $t$  сырья складывается из собственно эксплуатационных расходов и амортизационных отчислений. По мере увеличения производительности обогатительной фабрики эксплуатационные расходы уменьшаются, амортизационные же отчисления увеличиваются вследствие увеличения капитальных затрат. Это положение иллюстрируется рис.1, на котором по оси абсцисс нанесена производительность обогатительной фабрики, а по оси ординат — капитальные затраты на ее строительство (кривая  $A$ ) и расходы на переработку 1  $t$  сырья. Последние складываются из собственно эксплуатационных расходов (кривая  $b$ ) и

амортизационных отчислений, равных отношению  $A:Q_M$  (кривая  $a$ ). Кривая  $c$ , ординаты которой равны сумме ординат кривых  $a$  и  $b$ , представляет собой полную себестоимость переработки 1  $t$  сырья. Она имеет минимум в точке  $N$  при производительности обогатительной фабрики  $Q'_n$ , которая может быть определена путем экономического сравнения вариантов строительства фабрики с различной производительностью.

Поскольку производительности рудника, обогатительной фабрики и завода-потребителя концентрата взаимно связаны, то вопрос о производительности обогатительной фабрики, соответствующей наименьшим эксплуатационным расходам, должен решаться с учетом расходов по руднику, фабрике и заводу.

Однако принцип наименьших эксплуатационных расходов в условиях хозяйства не является решающим при определении производительности отдельного предприятия. В наших условиях главным фактором является обеспечение планомерного и пропорционального развития народного хозяйства. Поэтому вопрос о производительности должен ставиться и решаться в более широком плане. При известных запасах сырья данного типа во всех месторождениях Советского Союза необходимо определить производительность предприятий на базе отдельных месторождений с тем, чтобы отрасль промышленности могла выполнить производственный план при наименьшей средней себестоимости готовой продукции. При такой постановке вопроса производительность отдельных предприятий должна устанавливаться при разработке плана развития соответствующей отрасли промышленности.

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш технологияси. Ўқув қўлланма. — Т.: ТДТУ, 2004.
3. Peuker U.A., Kwade A., Teipel U., Jeckel G., Mütze T. Mineral processing. Mineral, renewable and secondary raw material processing-current engineering challenges. Dechema. Germany, 2012. 280 p.
4. Авдохин В.М. «Технология обогащения полезных ископаемых». Учебник в 2 т. - М.: МГГУ, 2005.

## Практическая работа №4

### Тема: Изучение физических свойств минералов

В земной коре насчитывается около 3000 минералов. В технологии различных процессов гравитационного обогащения участвуют около 250 минералов. Минералы отличаются химическим составом, физико-химическими и физико-механическими свойствами: плотностью, формой, твердостью, цветом, блеском, магнитными, электрическими и другими свойствами.

В гравитационных процессах обогащения используются различия в плотности, крупности и форме минералов.

*Плотность* минерала ( $\delta$ ) – отношение массы частицы ( $m$ ) к ее объему ( $V$ ), кг/м<sup>3</sup>

$$\delta = m/V.$$

В табл. 2.1 приведены значения плотностей некоторых минералов. Абсолютная величина плотностей минералов изменяется от 1200 до 19300 кг/м<sup>3</sup>.

*Крупность* минеральных частиц оценивается их линейным размером – диаметром эквивалентного по объему шара ( $d_3$ ). Введение понятия “эквивалентный диаметр” частицы обусловлено большим разнообразием форм минеральных частиц. Эквивалентный диаметр определяется из равенства  $\pi d_3^3/6 = V$

$$d_3 = 1,241 V^{\frac{1}{3}}. \quad (2.1)$$

*Форма частиц* оценивается коэффициентом формы, который еще называют коэффициентом сферичности ( $\omega$ ). Величина его рассчитывается по формуле

$$\omega = \pi d_3^2 / F_{\text{част}} = 4,835 V^{\frac{2}{3}} / F_{\text{част}} = 4,835 (m/\delta)^{\frac{2}{3}} / F_{\text{част}}, \quad (2.2)$$

где  $\pi d_3^2$  - площадь поверхности эквивалентного шара, м<sup>2</sup>;

$F_{\text{част}}$  – истинная площадь поверхности частицы, м<sup>2</sup>.

Форма минеральных зерен зависит от природы минералов. Минеральные зерна россыпных месторождений в результате воздействия русловых потоков воды обычно приобретают окатанную форму.

**Таблица 2.1. Характеристика некоторых минералов по плотности**

Минерал	Химическая формула	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Ценный компонент	Содержание ценного компонента, %
1. Золото самородное	Au	до 19300	Золото	30-100
2. Галенит	PbS	7400-7600	Свинец	86,6
3. Касситерит	SnO <sub>2</sub>	6100-7300	Олово	78,8

4. Шеелит	$\text{CaWO}_4$	6000	Триоксид вольфрама	80,6
5. Гематит	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	5000-5200	Железо	70,0
6. Магнетит	$\text{Fe}_3\text{O}_4$	4800-5200	Железо	72,4
7. Хромиты	$(\text{Fe}, \text{Mg})\text{Cr}_2\text{O}_4$	4000-4800	Диоксид хрома	68,0
8. Пирит	$\text{FeS}_2$	4900-5200	Железо, сера	46,55; 53,45
9. Ильменит	$\text{FeTiO}_3$	4600-4800	Титан	31,6
10. Молибденит	$\text{MoS}_2$	4300-5000	Молибден	59,94
11. Пиролюзит	$\text{MnO}_2$	4820	Марганец	63,2
12. Барит	$\text{BaSO}_4$	4300-4500	Оксид бария	65,7
13. Халькопирит	$\text{Cu FeS}_2$	4100-4300	Медь	34,36
14. Рутил	$\text{TiO}_2$	4200-4400	Титан	59,9
15. Сфалерит	$\text{ZnS}$	3900-4100	Цинк	67,1
16. Сидерит	$\text{FeCO}_3$	3500-3900	Железо	48,3
17. Магнезит	$\text{Mg CO}_3$	3000	Оксид магния	47,6
18. Кальцит	$\text{Ca CO}_3$	2700-2730	Оксид кальция	56,0
19. Кварц	$\text{SiO}_2$	2650-2700	Кремний	46,7
20. Асбест-хризотилловый	$3\text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	2600-2650	Асбест	-
21. Уголь	$\text{C}$	1200-1800	Уголь	До 100

Зерна минералов и руд коренных месторождений имеют неправильную форму, иногда присущую форме кристаллов. Например, уголь имеет угловатую форму; магнетит и пирит – близкую к кубической; сланец, слюда – пластинчатую; асбест – игольчатую.

#### **Ориентировочные значения коэффициентов формы минеральных частиц:**

Шарообразная.....	1
Округлая, окатанная.....	0,8-0,9
Угловатая .....	0,7-0,8
Продолговатая .....	0,7-0,6
Пластинчатая, игольчатая .....	0,6-0,2

В табл. 2.2 приведены значения  $d_v$  и  $\omega$  для частиц различной геометрической формы, имеющих одинаковый наибольший размер 10 мм.

Частицы, имеющие одинаковый наибольший размер, но значительно отличающиеся по форме, характеризуются также и различными  $d_v$  и  $\omega$

**Таблица 2.2. Величины значений  $d_v$  и  $\omega$  для частиц различной геометрической формы**

Форма, размеры, мм	$d_s$	$\omega$
1. Шар диаметром 10	10	1
2. Куб с длиной ребра 5,73 мм, имеющий внутреннюю диагональ 10	7,16	0,806
3. Параллелепипед: 2,18×4,36×8,73, имеющий внутреннюю диагональ 10	5,41	0,69
4. Пластина 7,06×7,06×0,5	3,63	0,362
5. Цилиндр: $d = 0,5$ мм; $l = 9,99$	2,47	0,238

В табл. 2.3 приведены рекомендуемые значения величин коэффициентов формы  $\omega$  для некоторых минералов.

Однако следует иметь в виду, что любой минерал после дробления или измельчения представляется частицами различной формы, для которых величина коэффициентов сферичности (формы) варьирует в некотором диапазоне, то есть величина  $\omega$  не является строго определенной. Если коэффициент сферичности, например, для угольных частиц принять равным 0,650, то эта величина является средним значением коэффициентов формы всей совокупности угольных частиц.

**Таблица 2.3. Рекомендуемые значения величин коэффициентов формы  $\omega$  для некоторых минералов**

Минералы	Коэффициент сферичности, $\omega$
Уголь	0,650
Антрацит	0,397-0,666
Кварц дробленый	0,710
Песок кварцевый окатанный	0,833-0,855
Сланец	0,286-0,315
Касситерит	0,710
Галенит	0,806
Слюда	0,280

Кроме того, наблюдения показывают, что с уменьшением крупности измельченных минералов значение  $\omega$  увеличивается.

Характеризовать отдельную минеральную частицу одновременно тремя параметрами весьма неудобно. Но эти параметры можно объединить, если ввести понятие *удельной поверхности частицы*  $S_{уд}$ , равной отношению суммарной площади поверхности частицы к ее массе с учетом закона Архимеда.

Для частицы, имеющей форму шара,

$$S_{уд} = \pi d^2 / [(\pi d^3 / 6)(\delta - \Delta)], \quad (2.3)$$

где  $\Delta$  – плотность среды разделения.

Для частицы неправильной формы, имеющей коэффициент формы  $\omega$ , удельная поверхность рассчитывается по формуле,  $\text{м}^2/\text{кг}$

$$S_{\text{уд}} = 6/[d_3(\delta - \Delta)\omega]. \quad (2.3a)$$

Величина  $S_{\text{уд}}$  учитывает одновременно размер частицы ( $d_3$ ), ее плотность ( $\delta$ ), закон Архимеда ( $\delta - \Delta$ ) и форму частицы ( $\omega$ ). Учитывать закон Архимеда важно для определения характера движения частицы при гидродинамическом воздействии на нее потока среды разделения.

Если принять плотность частиц различной формы, приведенных в табл. 2.2, равной  $2700 \text{ кг/м}^3$ , то их  $S_{\text{уд}}$  в воде составит:

	$\text{м}^2/\text{кг}$
Для шара.....	0,352
Для куба.....	0,612
Для параллелепипеда.....	0,945
Для пластины.....	2,686
Для цилиндра.....	6,004

Для равновеликих по объему частиц, отличающихся по форме, с уменьшением величины  $\omega$  их удельная поверхность увеличивается.

Приведенные выше данные показывают, что при одинаковом наибольшем линейном размере частиц их удельная поверхность увеличивается по мере изменения формы в сторону значительного отличия от формы шара.

В табл. 2.4. приведены значения  $S_{\text{уд}}$  и  $\omega$  для частиц, имеющих одинаковый объем, но различную форму, причем соотношения размеров частиц неправильной формы такие же, как и в табл. 2.2.

**Таблица 2.4. Значения  $S_{\text{уд}}$  и  $\omega$  для частиц с одинаковыми  $d_3 = 10 \text{ мм}$  при условии  $\delta = 2700 \text{ кг/м}^3$ ,  $\Delta = 1000 \text{ кг/м}^3$**

Форма; размеры, мм	$F_{\text{часть}}, \text{см}^2$	$S_{\text{уд}}, \text{м}^2/\text{кг}$	$\omega$
1. Шар диаметром 10	3,140	0,352	1,0
2. Куб с длиной ребра 8,058	3,896	0,436	0,805
3. Параллелепипед 16,12×8,06×4,03	5,847	0,655	0,537
4. Пластина 19,48×19,48×1,37	8,657	0,970	0,363
5. Цилиндр: $l = 64,366$ ; $d = 3,22$	6,666	0,747	0,471

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш технологияси. Ўқув кўлланма. — Т.: ТДТУ, 2004.

3. Peuker U.A., Kwade A., Teipel U., Jeckel G., Mütze T. Mineral processing. Mineral, renewable and secondary raw material processing-current engineering challenges. Dechema. Germany, 2012. 280 p.

## Практическая работа №5

### Тема: Определение удельной массы минералов

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

В обогащательной практике определение удельной массы производят путем взвешивания на аналитических весах отдельных кусков минералов (монокристаллов) в воздухе и в воде с точностью до 0,01 – 0,02 г. или навески порошков минералов с помощью пикнометра или небольшой мерной колбы (10 – 15 мл).

Зная вес монокристалла в воздухе и в воде, удельный вес монокристалла интересующего нас минерала рассчитывают по формуле:

$$\delta = \frac{\text{вес минерала в воздухе}}{\text{разница весов в воздухе и в воде}} = \frac{q}{q - q_1} \quad (1.1)$$

Так как отбор монокристаллов минералов в исследуемой пробе руды не всегда представляется возможным, то для определения удельного веса минералов используют порошки крупностью 1–2 мм. Кусочки исследуемых минералов тщательно отделяются под лупой от сростков с пустой породой или другими полезными минералами.

Таким методом можно определить удельные массы любого материала (руды, концентрата и т.д.).

Перед опытом пикнометр емкостью 10 мл промывают сначала горячей хромовой смесью, затем последовательно водопроводной и дистиллированной водой, высушивают в сушильном шкафу и взвешивают. После определения веса пикнометра находят вес пикнометра с водой, для чего пикнометр из бюретки заполняют до метки дистиллированной водой. Далее пикнометр вновь высушивают, высыпают в него навеску минерала около 5-10 гр и определяют вес пикнометра с материалом. Затем пикнометр с порошком минерала заливают примерно на две трети дистиллированной водой. Для удаления пузырьков воздуха из порошков пикнометр продолжительное время переворачивают и встряхивают или помещают в вакуум – эксикатор на 2 часа (для точного определения).

Если минерал полностью смочен водой, то выделения пузырьков не наблюдается и в пикнометр можно долить дистиллированной воды до метки.

Определив вес пикнометра с водой и минералом, по формуле определяют удельную массу:

$$\delta = \frac{A - B}{(A + C) - (D + B)}, \text{ г/см}^3 \quad (1.2)$$

где:

$A$  – вес пикнометра с материалом, гр.

*B* – вес пикнометра, *гр.*

*C* – вес пикнометра с водой, *гр.*

*D* – вес пикнометра с водой и материалом, *гр.*

#### Обработка результатов

Полученные результаты взвешивания пикнометра (значение *A, B, C, D*) подставляют в формулу (1-2) и вычисляют удельную массу минералов. Результаты опытов сводятся в таблицу 1. Из справочника находят значение удельной массы данного минерала, сравнивают и определяют расхождения в процентах определенного значения удельной массы минерала.

Таблица 1.

#### Определенные опытом удельные массы минералов

№ опы-тов	Наименование минерала, материала	Удельная масса, г/см <sup>3</sup>		Разница
1	Галенит Первое измерение			
2	Второе измерение			
3	Третье измерение			
	Средне-арифметическая величина			

#### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. – Т.: Чўлпон, 2009.

2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш технологияси. Ўқув кўлланма. – Т.: ТДТУ, 2004.

3. Peuker U.A., Kwade A., Teipel U., Jeckel G., Mütze T. Mineral processing. Mineral, renewable and secondary raw material processing-current engineering challenges. Dechema. Germany, 2012. 280 p.

## Практическая работа №6

### Тема: Определение степени дробления

**Цель работы:** Приобретение навыков в изучении степени дробления

**Степень дробления** (или измельчения) показывает степень сокращения крупности в процессе разрушения кускового материала. Она характеризуется отношением размеров максимальных кусков в дробимом и дробленном материале или, что более точнее, отношением средних диаметров до и после дробления, подсчитанных с учетом характеристик крупности материала,

$$i = D_{\max} / d_{\max};$$

или

$$i = D_{\text{ср}} / d_{\text{ср}},$$

где  $i$  – степень дробления;  $D_{\max}$  и  $D_{\text{ср}}$  – соответственно максимальный и средний размеры дробимого материала;  $d_{\max}$  и  $d_{\text{ср}}$  – соответственно максимальный и средний размеры дробленого материала.

Степень дробления, достигаемая в каждой отдельной стадии, называется частной. Общая степень дробления получается как произведение частных степеней

$$i_{\text{общ}} = i_1 i_2 \dots i_n.$$

Число стадий дробления определяется начальной и конечной крупностью дробимого материала. Число стадий дробления при подготовке руд к измельчению обычно бывает равным двум или трем. Одно- или четырехстадийное дробление применяется при переработке калийных солей, на железорудных дробильно-сортировочных фабриках, четырехстадийное – на крупных магнитно-обогажительных фабриках мощностью 40 - 60 тыс. т/сут, перерабатывающих крепкие магнетитовые руды плитняковой формы.

#### **Исходные данные для расчета:**

Производительность фабрики – 10000 т/сут.  $D_{\max} = 1000$  мм;

Крупность максимального куска руды, направляемой в мельницу,  $d_{\max} = 10$  мм.

При выборе рациональной схемы дробления решается вопрос о стадиях дробления и необходимости операций предварительного и поверочного (контрольного) грохочения в отдельных стадиях.

Число стадий дробления определяется начальной ( $D_{\max}$ ) и конечной ( $d_{\max}$ ) крупностью руды.

Общую степень дробления  $S_{\text{общ}} = \frac{D_{\max}}{d_{\max}} = \frac{1000}{10} = 100$  можно достичь

только в результате осуществления трехстадийной схемы дробления. Если  $S_1 = S_2 = S_3$ , то

$$S_{\text{ср}} = \sqrt[3]{S} = \sqrt[3]{100} = 4,65$$

При наличии контрольного грохочения в последней стадии степень дробления в I и II стадиях должна быть меньше, чем  $S_{\text{ср}}$ .

Принимаем следующие степени дробления:  
 $S_1=4$ ;  $S_2=4,2$ ;  $S_3=6$ .

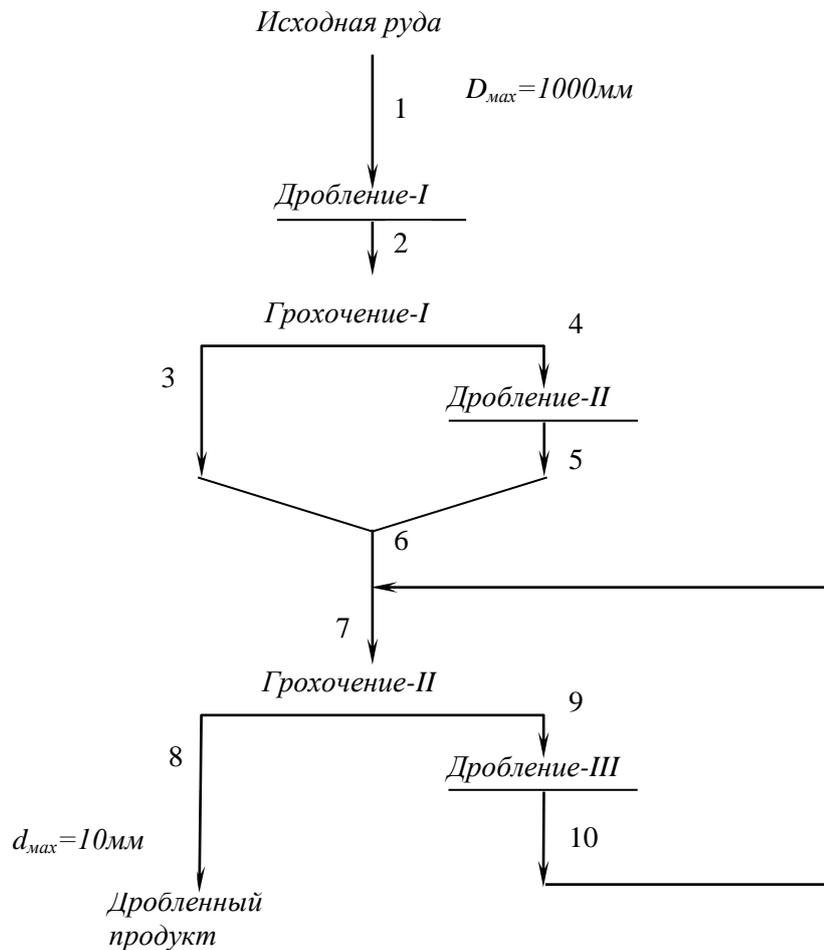


Рис.2.5. Схема дробления

Определяется условная максимальная крупность продуктов после каждой стадии дробления:

после I стадии

$$d_1 = \frac{D_{\max}}{S_1} = \frac{1000}{4} = 250 \text{ мм};$$

после II стадии

$$d_2 = \frac{D_{\max}}{S_1 \cdot S_2} = \frac{1000}{4 \cdot 4,2} = 60 \text{ мм};$$

после III стадии

$$d_3 = \frac{D_{\max}}{S_1 \cdot S_2 \cdot S_3} = \frac{1000}{S_{\text{общ}} \cdot 100} = 10 \text{ мм};$$

Определяется ширина разгрузочного отверстия дробилок для каждой стадии по формуле:  $i=D/Z$ , где  $i$  – ширина разгрузочного отверстия дробилки, мм;  $D$  – максимальный размер куска, поступающего на дробление, мм;  $Z$  – отношение размера максимального куска дробленой руды к ширине

разгрузочного отверстия дробилки (условная максимальная крупность). Для крупного дробления руды средней твердости принимаем  $Z_1=1,5$ ; для среднего дробления -  $Z_2=2$  и для мелкого дробления -  $Z_3=2,5$ .

Тогда,

$$i_1 = \frac{d_1}{Z_1} = \frac{250}{1,5} = 166,6 \text{ мм (принимаем 70 мм)};$$

$$i_2 = \frac{d_2}{Z_2} = \frac{60}{2} = 30 \text{ мм (принимаем 30 мм)};$$

$$i_3 = \frac{d_3}{Z_3} = \frac{10}{2,5} = 4 \text{ мм (принимаем 4 мм)};$$

В первой стадии дробления при больших размерах разгрузочного отверстия ( $>100$  мм) мелкая руда свободно проходит через дробилку и предварительное грохочение, что способствует повышению пропускной способности всего узла грохота-дробилки. Поэтому, если дробилка, выбранная по размеру поступающего куска, обеспечивает заданную производительность по исходной руде с запасом 15-20% без установки грохота, то предварительное грохочение не предусматривается. Если же отказ от грохочения предопределяет установку двух дробилок крупного дробления, то следует остановиться на варианте установки дробилки с предварительным грохочением, т.к. установка второй дробилки почти удваивает капитальные затраты на строительство отделения крупного дробления.

При выборе дробилок крупного дробления следует иметь в виду, что установка двух дробилок ККД-1200/150 вместо одной ККД-1500/180 более рациональна, т.к. связана с меньшими капитальными затратами (сокращается объем дорогостоящих земляных работ).

Итак, предварительное грохочение перед стадией применяется редко и в случае применения требует специального обоснования.

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш технологияси. Ўқув қўлланма. — Т.: ТДТУ, 2004.

3. Peucker U.A., Kwade A., Teipel U., Jeckel G., Mütze T. Mineral processing. Mineral, renewable and secondary raw material processing-current engineering challenges. Dechema. Germany, 2012. 280 p.

4. Авдохин В.М. «Технология обогащения полезных ископаемых». Учебник в 2т. - М.: МГГУ, 2005.

## Практическая работа №7

### Тема: Выбор и расчет схемы дробления

**Цель работы:** Приобретение навыков в изучении выбора и расчета схемы дробления

План проведения занятия:

Проверка готовности студентов к практическому занятию.

#### **Исходные данные для расчета:**

Производительность фабрики – 10000 т/сут.  $D_{\max}=1000$  мм;

Крупность максимального куска руды, направляемой в мельницу,  $d_{\max}=10$  мм.

При выборе рациональной схемы дробления решается вопрос о стадиях дробления и необходимости операций предварительного и поверочного (контрольного) грохочения в отдельных стадиях.

Число стадий дробления определяется начальной ( $D_{\max}$ ) и конечной ( $d_{\max}$ ) крупностью руды.

Общую степень дробления  $S_{\text{общ}} = \frac{D_{\max}}{d_{\max}} = \frac{1000}{10} = 100$  можно достичь только в результате осуществления трехстадиальной схемы дробления. Если  $S_1 = S_2 = S_3$ , то

$$S_{\text{ср}} = \sqrt[3]{S} = \sqrt[3]{100} = 4,65$$

При наличии контрольного грохочения в последней стадии степень дробления в I и II стадиях должна быть меньше, чем  $S_{\text{ср}}$ .

Принимаем следующие степени дробления:

$$S_1=4; S_2=4,2; S_3=6.$$

Определяется условная максимальная крупность продуктов после каждой стадии дробления:

после I стадии

$$d_1 = \frac{D_{\max}}{S_1} = \frac{1000}{4} = 250 \text{ мм};$$

после II стадии

$$d_2 = \frac{D_{\max}}{S_1 \cdot S_2} = \frac{1000}{4 \cdot 4,2} = 60 \text{ мм};$$

после III стадии

$$d_3 = \frac{D_{\max}}{S_1 \cdot S_2 \cdot S_3} = \frac{1000}{S_{\text{общ}}} = \frac{1000}{100} = 10 \text{ мм};$$

Определяется ширина разгрузочного отверстия дробилок для каждой стадии по формуле:  $i=D/Z$ , где  $i$  – ширина разгрузочного отверстия дробилки, мм;  $D$  – максимальный размер куска, поступающего на дробление, мм;  $Z$  – отношение размера максимального куска дробленой руды к ширине разгрузочного отверстия дробилки (условная максимальная крупность). Для

крупного дробления руды средней твердости принимаем  $Z_1=1,5$ ; для среднего дробления -  $Z_2=2$  и для мелкого дробления -  $Z_3=2,5$ .

Тогда,

$$i_1 = \frac{d_1}{Z_1} = \frac{250}{1,5} = 166,6 \text{ мм (принимаем 170 мм);}$$

$$i_2 = \frac{d_2}{Z_2} = \frac{60}{2} = 30 \text{ мм (принимаем 30 мм);}$$

$$i_3 = \frac{d_3}{Z_3} = \frac{10}{2,5} = 4 \text{ мм (принимаем 4 мм);}$$

В первой стадии дробления при больших размерах разгрузочного отверстия ( $>100$  мм) мелкая руда свободно проходит через дробилку и предварительное грохочение, что способствует повышению пропускной способности всего узла грохота-дробилки. Поэтому, если дробилка, выбранная по размеру поступающего куска, обеспечивает заданную производительность по исходной руде с запасом 15-20% без установки грохота, то предварительное грохочение не предусматривается. Если же отказ от грохочения предопределяет установку двух дробилок крупного дробления, то следует остановиться на варианте установки дробилки с предварительным грохочением, т.к. установка второй дробилки почти удваивает капитальные затраты на строительство отделения крупного дробления.

При выборе дробилок крупного дробления следует иметь в виду, что установка двух дробилок ККД-1200/150 вместо одной ККД-1500/180 более рациональна, т.к. связана с меньшими капитальными затратами (сокращается объем дорогостоящих земляных работ).

Итак, предварительное грохочение перед стадией применяется редко и в случае применения требует специального обоснования.

### **Операции предварительного грохочения**

Предварительное грохочение применяется для сокращения количества материала, поступающего в дробилку (за счет отсева мелочи - продукта, крупность которого меньше разгрузочного отверстия дробилки) и увеличения подвижности материала в рабочей зоне дробилки. Введение в схему дробления операций предварительного грохочения вызывает увеличение капитальных затрат. Поэтому предварительное грохочение следует применять при достаточно высоком содержании отсеиваемого класса в исходном материале, а также при высокой влажности руды, когда значительно понижается производительность дробилки (табл. 2.2.).

Таблица 2.2. Предельное содержание отсеиваемого класса в исходной руде, при котором оправдывается предварительное грохочение перед дроблением

Показатели	Степень дробления					
	2	3	4	5	6	7
1						
Предельное содержание отсеиваемого класса, %	28	26	21	17	15	14

Содержание отсеиваемого класса при прямолинейной характеристике крупности исходной руды, %	50	33	25	2	16,7	14,2
--	----	----	----	---	------	------

Во второй и третьей стадиях дробления предварительное грохочение обязательно во всех случаях, тем самым обеспечивается соблюдение основного принципа – «не дробить ничего лишнего».

Дробилки третьей стадии на современных фабриках работают с предварительным и контрольным грохочением. Операции контрольного грохочения имеют целью вернуть в дробилку избыточный продукт (крупные куски, содержащиеся в дробленом продукте, размер которых больше ширины разгрузочного отверстия дробилки).

Крупность дробленого продукта 10-12 мм, оптимальная для измельчения в шаровых мельницах, может быть получена на конусных дробилках мелкого дробления только в замкнутом цикле с грохотами.

Принимается следующая схема дробления представленная на рис.2.5.

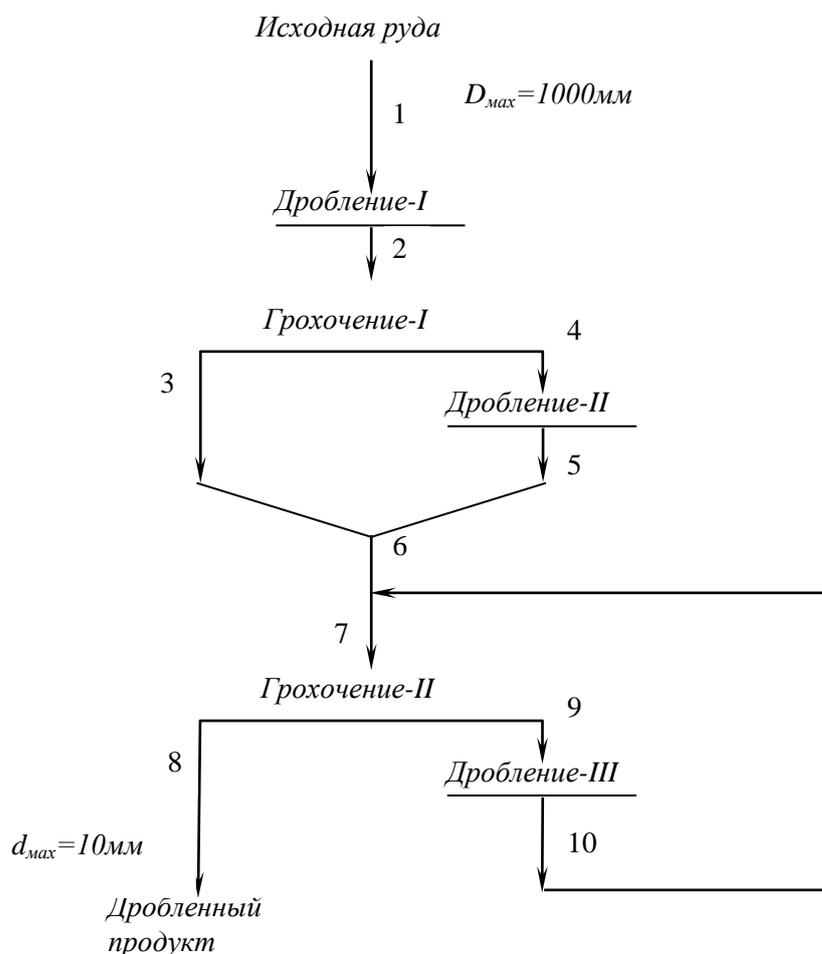


Рис.2.5. Схема дробления

Для расчета схем дробления и выбора дробилок и грохотов необходимо

пользоваться характеристиками крупности исходной руды и продуктов дробления, представленными на рис. 2.6.

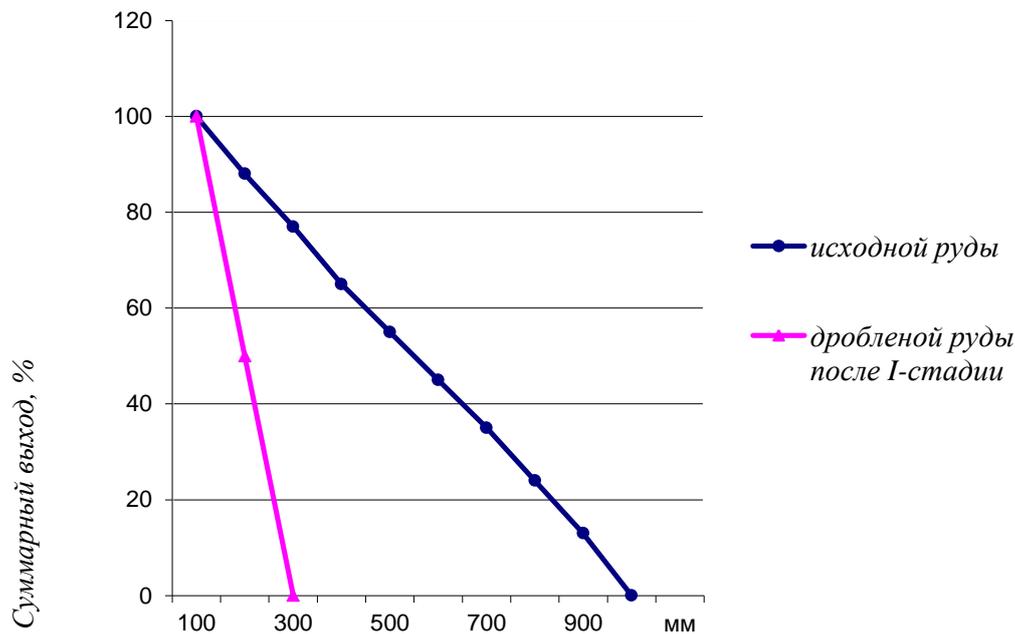


Рис.2.6. Ситовые характеристики.

### Расчет выходов продуктов дробления и грохочения

Определяется производительность оборудования отделения дробления по формуле:

$$Q_{др} = \frac{K \cdot Q_{ф} \cdot m_{ф}}{n \cdot m_{др}}, \quad \text{т/ч},$$

где  $K$  – коэффициент неравномерности, равный 1,1;

$Q_{др}$  – производительность отделения дробления, т/час;

$Q_{ф}$  – производительность фабрики, т/сут.;

$n$  – число часов работы дробильного отделения в сутки (при небольшой производительности дробилки  $n = 14$  ч. при большой ( $>10\,000$  т/сут.) – 21 ч);

$m_{ф}$ ,  $m_{др}$  – число дней работы в неделю фабрики и отделения дробления соответственно.

Тогда 
$$Q_{др} = \frac{(1,1 \cdot 10000 \cdot 7)}{21 \cdot 6} = 61 \text{ т/ч}.$$

Следовательно, количество руды, поступающей на I стадию дробления:

$$Q_1 = Q_{др} = 61 \text{ т/ч}.$$

Количества руды, поступающей на грохочение I:

$$Q_2 = Q_1 = 61 \text{ т/ч}.$$

Количество руды, поступающей на II стадию дробления после грохочения I, определяется по ситовой характеристике, изображенной на рис.2.6.:

$$Q_3 = Q_1 \cdot \beta_1 \cdot E_1,$$

Где  $Q_3$  – количество подрешетного продукта, т/ч;

$\beta_1$  – содержание класса -60мм в долях единицы;

$E_1$  – эффективность грохочения в долях единицы.

По графику условного ситового анализа находим:

$$\beta_1^{-60.мм} = 24\% \text{ или } 0,24.$$

Принимаем  $E_1 = 80\%$ , или 0,8.

Тогда,

$$Q_3 = 611 \cdot 0,24 \cdot 0,8 = 117,3 \text{ т / ч .}$$

Выход класса +60 мм составит:

$$\gamma_3 = 100 - 0,24 \cdot 0,8 = 80,8\%$$

Количество надрешетного продукта, идущего в дробилку второй стадии:

$$Q_4 = Q_5 = 611 \cdot 0,808 = 493,7 \text{ т / ч}$$

Перед третьей стадией дробления устанавливаем вибрационный грохот с  $E_2 = 85\%$ . Циркуляционная нагрузка (С) обычно составляет 100-200%. С=120%

Количество руды, поступающей на грохочение II:

$$Q_7 = Q_6 + Q_{10} = Q_1 + Q_{10};$$

$$Q_{10} = Q_1 + Q_1 \cdot 1,2; \quad Q_8 = Q_1.$$

Количество руды, поступающей на третью стадию дробления с учетом циркуляционной нагрузки:

$$Q_9 = Q_{10} = Q_1 \cdot 1,2 = 611 \cdot 1,2 = 733,2 \text{ т / ч.}$$

Количество руды, поступающей на грохочение II с учетом циркуляционной нагрузки, составит:

$$Q_7 = Q_6 + Q_{10} = 611 + 733,2 = 1344,2 \text{ т / ч.}$$

## Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш технологияси. Ўқув қўлланма. — Т.: ТДТУ, 2004.

3. Peucker U.A., Kwade A., Teipel U., Jeckel G., Mütze T. Mineral processing. Mineral, renewable and secondary raw material processing-current engineering challenges. Dechema. Germany, 2012. 280 p.

4. Авдохин В.М. «Технология обогащения полезных ископаемых».

Учебник в 2т.- М.: МГГУ, 2005.

## Практическая работа №8

### Тема: Определение степени измельчения

Процесс измельчения является подготовительной операцией руд перед обогащением. В зависимости от метода обогащения, руды измельчаются до различной степени крупности частиц (куски) руды (от 20 – 10 мм до 0,074 – 0,04 мм и ниже).

Отношение размеров кусков (наиболее крупных) до и после измельчения называется степенью измельчения.

Различают линейную ( $i=d_n/d_k$ ) и объемную ( $d=v_n/v_k$ ) степени измельчения. Здесь  $d$  и  $v$  размер и объем кусков до (с индексом «н») и после измельчения (с индексом «к»).

Практически размер «наибольших кусков» определяется отверстием сита, через которое проходного и измельченного материалов должна быть одинаковой (круглой, квадратной, прямоугольной и т.п.).

Рудное тело можно разрушать и измельчать до частиц желаемого размера раздавливанием, раскалыванием, резанием, распиливанием, истиранием, ударом и различными комбинациями этих способов.

Раздавливание (рис.2,а) – тело под действием нагрузки деформируется по всему объему, и когда внутреннее напряжение в нем превышает предел прочности (сжатие) – разрушается.

1. Раскалывание (рис.2,б) – тело разрушается на части в местах концентрации наибольших нагрузок, передробляющих клинообразными рабочими элементами измельчителя.

2. Разламывание (рис.2, в) – тело разрушается под действием изгибающих сил.

3. Резание (рис.2, г) – тело делится на части заранее заданных размеров и форм.

4. Распиливание (рис.2, д) – результаты получают такие же, как и при резании; сопровождается отделением опилок.

5. Истирание (рис.2, с) – тело измельчается под действием сжимающих, растягивающих и срезающих сил.

6. Удар (рис.2) – тело распадается на части под действием динамической нагрузки. При сосредоточенной нагрузке получается эффект, подобный тому, что происходит при раскалывании, а при распределении нагрузки по всему объему эффект разрушения аналогичен раздавливанию.

Стесненный удар (рис.2, ж) – тело разрушается между двумя

7. рабочими органами измельчителя. Эффект такого разрушения зависит от кинетической энергии ударяющего тела.

8. Свободный удар (рис.2, з) – разрушение тело наступает в результате столкновения его с рабочим органом измельчителя или другими телами в полёте (кусок руды с другими кусками). Эффект такого разрушения определяется скоростью их столкновения независимо от того, движется разрушаемое тело или рабочей орган измельчителя.

В промышленности для дробления применяются дробилки –щековые, работающие по принципу «раздавливание», конусные -по принципу «раздавливание и истирание»; для измельчения –мельницы: шаровые, работающие по принципу «стесненный удар», и самоизмельчающие мельницы –по принципу «свободный удар». Кроме того имеются различные виды мельниц, в том числе «молотковые».

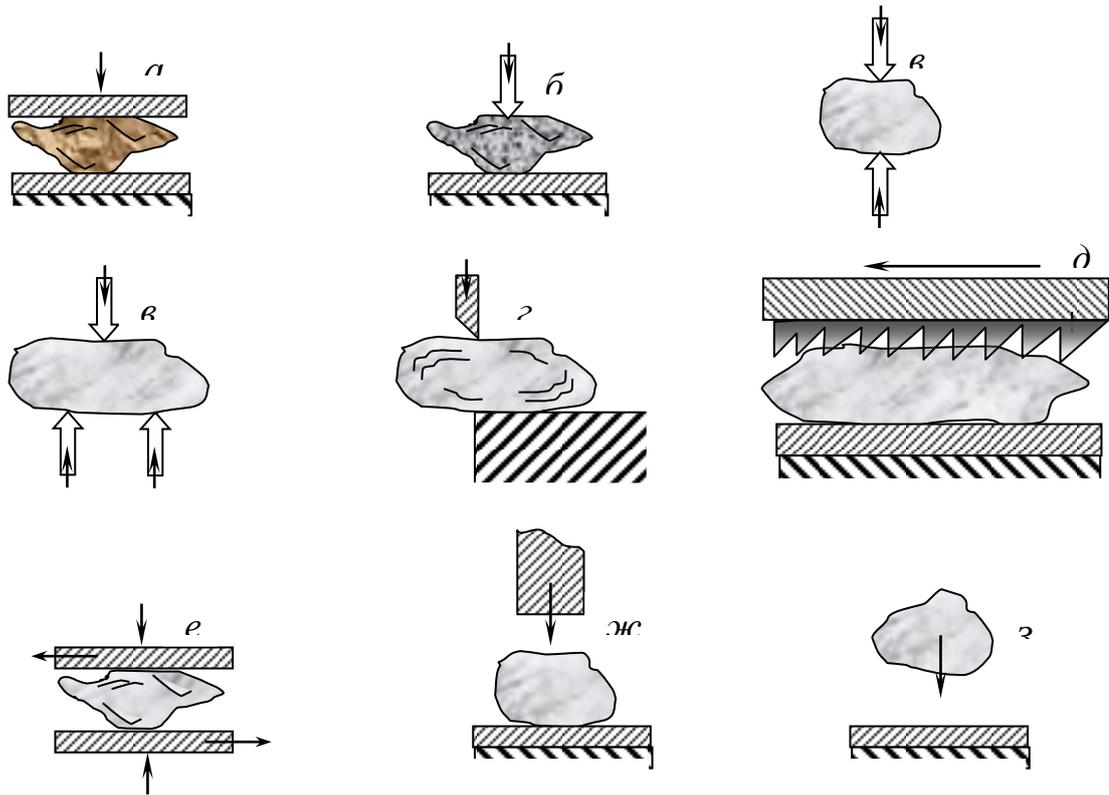


Рис. 2. способы измельчения: а) раздавливание; б) раскалывание; в) разламывание; г) резание; д) распиливание; е) истирание; ж) стесненный удар; з) свободный удар

Получив задание от преподавателя на работу в одном из измельчительных аппаратах и пробы руды, студент приступает к выполнению работы в следующем порядке:

1. Определить при помощи комплекта сит характеристику крупности руд.
2. Изучить конструкции и принцип работы измельчающего аппарата, начертить эскиз аппарата.
3. Пропустить исходную руду через измельчительный аппарат (щековая дробилка, дисковый истиратель), определить гранулометрический состав продукта, и следовательно, определить степень измельчения каждой пробы, производительность аппарата.
4. Работающие на шаровой мельницы изучают зависимость степени измельчения руды от времени (20, 40 и 60 мин).

Для этого, исходную руду загружают в мельницу, измельчают в течение

20 мин., останавливают мельницу, выгружают руду из мельницы и определяют гранулометрический состав и степень измельчения. Далее руду снова загружают в аппарат, измельчают ещё 20 мин. и т.д., повторяется то же самое, и строят график зависимости измельчения от продолжительности измельчения. При этом по оси абсцисс откладывают величину продолжительности измельчения.

Производительность барабанных мельниц зависят от диаметра рабочего объёма и скорости вращения барабана, от массы и размера мелющих тел, от конструктивных особенностей мельницы, от измельчаемости руды, крупности исходного и измельченного материала, от выхода циркулирующего продукта, от плотности пульпы в исходном питании. Производительность мельниц подсчитывают по методу подобия, по удельной производительности или по эффективности (по удельной затрате энергии) измельчение в любой мельнице, работающей на действующей фабрике.

$$Q = \frac{q}{\alpha - \beta} N_{изм} \cdot N_{кр} N_D N_{уч} N_{\delta}, m/час \quad (4.1)$$

где:  $\alpha, \beta$  - соответственно содержание расчетного тонкого класса в исходной руде и в измельченном продукты, доли единицы;

$q$  - удельная производительность работающей (эталонной) мельницы по тонкому классу,  $т/ч \cdot м^3$ ;

$N_{изм}, N_{кр}, N_{\delta}$  - поправочные коэффициенты, учитывающие различие в измельчаемости, крупности и плотности руды;

$N_D, N_{уч}$  - коэффициенты, учитывающие различие диаметров барабанов и конструкций работающей мельницы, принятой за эталон и расчетной;

$V$  - полезный объем расчетной мельницы,  $м^3$ .

#### Обработка результатов

Обработка результатов опытов сводится к заполнению таблицы 5 (работа на щековой, валковой дробилке, дисковом истирателе) и таблицы 6 (работа в мельнице), построение графика степени измельчения, определение производительности аппарата, определение расхода электроэнергии.

Таблица 5

Результаты измельчения на (тип аппарата)

Руда (тип, название месторождения)	Исходная крупность, $d_n, мм$	Конечная крупность, $d_k, мм$	$d_n/d_k$	Производительность машин, $т/ч$ .

Таблица 6

Результаты измельчения на (тип аппарата, руда, тип, название месторождения)

Продолжительность измельчения, в мин.	Исходная крупность, $d_n, мм$	Конечная крупность, $d_k, мм$	$d_n/d_k$	Производительность машин, $т/ч$ .


#### Контрольные вопросы

1. Способы измельчения, их особенности.
2. Класс измельчения.
3. Степень измельчения.
4. Типы и конструкции измельчающих аппаратов, применяемых в промышленности.
5. Последовательность проведения работы.

#### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.
2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш технологияси. Ўқув қўлланма. — Т.: ТДТУ, 2004.
3. Peuker U.A., Kwade A., Teipel U., Jeckel G., Mütze T. Mineral processing. Mineral, renewable and secondary raw material processing-current engineering challenges. Dechema. Germany, 2012. 280 p.

## Практическое занятие №9

### Тема: Выбор и расчет схем измельчения

Выбор схемы измельчения производится путем проверки вариантов схем на опытной обогатительной фабрике или опытной секции фабрики. При отсутствии такой проверки выбирают наиболее рациональные варианты схемы измельчения в зависимости от главных условий, влияющих на их выбор, т. е. от крупности начального и конечного продуктов измельчения, производительности обогатительной фабрики, необходимости отдельной обработки песков и шламов, необходимости стадийного обогащения, физических свойств руды.

Одностадиальные схемы измельчения без контрольной классификации слива могут применяться только при одностадиальных схемах обогащения и сравнительно небольшой степени измельчения или же при малой производительности обогатительной фабрики.

Двухстадиальные схемы измельчения I с установкой в первой стадии стержневых мельниц могут эффективно применяться лишь при большой производительности секций обогатительной фабрики и повышенной крупности исходного питания и конечного продукта измельчения. Схемы II применяются при тонком помолу руды или при двухстадийной схеме обогащения. Схемы III удобно применять при необходимости избежать аккумуляции благородных металлов в циклах измельчения.

Многостадиальные схемы измельчения применяются при многостадиальных схемах обогащения.

Окончательный выбор варианта схемы измельчения производится на основании технико-экономического сравнения конкурирующих вариантов.

**Оценка крупности продуктов измельчения производится** по данным ситовых анализов продуктов. На практике часто пользуются приближенной оценкой крупности, для чего достаточно знать условную максимальную крупность продукта и содержание в нем характерного класса.

Максимальная крупность продукта определяется размером отверстий сита, через которые проходит 95—97% продукта.

Характерным является класс, содержанием которого оценивается крупность продукта. Поскольку расчет схем измельчения производится по характерному классу, то далее этот класс называется *расчетным классом*. Обычно за расчетный принимается класс —0,074 мм. При очень тонком измельчении материала расчетным является класс —0,040 мм, а при грубом измельчении — класс —0,150 мм.

Приближенные зависимости между содержанием класса —0,074 мм в сливах мельниц, механических классификаторов и гидроциклонов и содержанием в этих продуктах класса —0,04 мм для руд средней измельчаемости<sup>ТМ</sup> плотностью 2,7—3,0 г/см<sup>3</sup> приведены в табл. 4.

В таблице указана также условная максимальная крупность слива, равная размеру отверстий сита, через которое проходит 95% материала. Приведенные значения  $\beta'$  и  $d$  подсчитаны по уравнению  $\beta' = 1 - e^{-kd}$ . Результаты подсчетов по

этому уравнению хорошо совпадают с практическими.

В первой стадии измельчения применяют шаровые мельницы с разгрузкой через решетку (типа МШР), дающие более грубый слив (40-60% класса -0,074мм), или стержневые мельницы. Во второй стадии – шаровые мельницы с центральной разгрузкой (типа МШЦ) для получения более тонкого слива (70-90% класса -0,074мм).

Пески, возвращаемые на измельчение, называются циркуляционной нагрузкой, которая может выражаться или абсолютной величиной - массой песков  $S$  или относительной величиной  $C$  - отношением массы песков к массе исходного материала (исходной загрузке  $Q_u$ ), т.е.  $C=S/Q_u$  и  $S=C \cdot Q_u$ .

Относительная величина циркулирующей нагрузки выражается в долях единицы или в процентах. Величина циркулирующей нагрузки зависит от свойств руды, условий измельчения и эффективности классификации и обычно составляет 250-350%.

Максимальная производительность мельницы достигается при заполнении ее объема пульпой на 20-25%. Поэтому при непрерывном процессе очень большие циркулирующие нагрузки приводят к уменьшению производительности вследствие переполнения мельницы пульпой.

На основании практики действующих обогатительных фабрик в первый стадии измельчения за оптимальную циркулирующую нагрузку можно принять  $C=200\%$ , во второй стадии  $C=300-350\%$ .

**Таблица 4. Зависимость между содержаниями классов различной крупности в сливе мельниц и классификаторов**

содержание класса-74 мм, %	10	20	30	40	50	60	70	80	90	95
$\beta$ - содержание класса-0,040 мм %	5,6	11,3	17,3	24	31,5	39,5	48	58	71,5	80,5
$\alpha = \beta' / \beta$	0,56	0,57	0,58	0,6	0,63	0,66	0,69	0,72	0,79	0,85
d - условная максимальная крупность, мм	--	--	--	0,43	0,32	0,24	0,18	0,14	0,094	0,074

**В качестве примера рассчитаем схемы. ВА и ВА'.**

Исходные данные для расчета:  $Q_1 = 141$  м/ч;  $\beta_1 = 7\%$ ;  $\beta_7 = 70\%$ ;  $m = 2$ ;  $k = 0,82$ ;  $R_4 = 2,6$ ;

$R_5 = 0,2$  (во второй стадии измельчения установлены спиральные классификаторы, в первой — механические классификаторы).

1) Определяем значение  $P_4$  по формуле:

$$B_2 = \beta_1 + ((\beta_k - \beta_1) / (1 + km)) = 0,07 + ((0,7 - 0,07) / (1 + 0,82 \cdot 2)) = 0,308 = 30,8\%$$

2) Определяем значения  $O_5$ ,  $O_2$ , и  $O_3$ . Учитывая, что  $\beta_1 < 10\%$ , расчеты производим по формулам, предварительно по табл. Выбираем циркулирующую нагрузку  $c_x = 300\%$  (учитывая крупный слив в самотечное сопряжение),

$$Q_5 = Q_1 C_1 = 141 \cdot 3 = 423 \text{ т/ч,}$$

$$Q_2 = Q_3 = Q_1 + Q_5 = 141 + 423 = 564 \text{ т/ч.}$$

3) Определяем по формулам значения  $Q_8'$ ,  $Q_7'$ ,  $Q_8$ ,  $Q_7$ ,  $Q_7''$  и  $Q_6$ . Предварительно по табл. находим  $\beta_4' = 26,5\%$  и  $\beta_7 = 53\%$ .

$$Q_8' = Q_7'' = Q_1 ((R_7 (\beta_7^I - \beta_4^I) / \beta_7^I (\beta_7 - R_8) = 141 ((2,6(0,48 - 0,18) / 0,48(2,6 - 0,2)) = 141 \cdot 0,71 / 1,15 = 96 \text{ т/ч}$$

$$Q_7 = Q_1 - Q_8^I = 141 - 96 = 45 \text{ т/ч}$$

4) Определяем значения:  $Q_8''$ ,  $Q_8$ ,  $Q_9$ ,  $Q_6$ , предварительно по табл. выбираем циркулирующую нагрузку, второй стадии измельчения  $C_{II} = 500\%$  (учитывая тонкое измельчение и транспорт насосами).

$$Q_8'' = Q_1 (\beta_7 - \beta_4) c_{II} / \beta_7 - 0,05 = 141 \cdot (0,75 - 0,434) \cdot 5 / 0,75 - 0,05 = 297 \text{ т/ч}$$

$$Q_8 = Q_9 = Q_8^I + Q_8^{II} = 96 + 297 = 393 \text{ т/ч}$$

$$Q_6 = Q_1 + Q_9 = 141 + 393 = 534 \text{ т/ч.}$$



Рис. 6. Схемы измельчения ВА и ВА<sup>1</sup>

### Список литературы

1. Умарова И.К., Солижонova Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш технологияси. Ўқув қўлланма. — Т.: ТДТУ, 2004.

3. Peuker U.A., Kwade A., Teipel U., Jeckel G., Mütze T. Mineral processing. Mineral, renewable and secondary raw material processing-current engineering challenges. Dechema. Germany, 2012. 280 p.

4. Авдохин В.М. «Технология обогащения полезных ископаемых».

Учебник в 2т.- М.: МГГУ, 2005.

## Практическая работа №10

### Тема: Выбор технологической схемы гравитационного обогащения

**Цель работы:** Изучение выбора параметров схем гравитационного обогащения.

Наиболее важное промышленное значение имеют четыре группы россыпных месторождений:

- содержащие благородные металлы;
- содержащие касситерит, вольфрамит, танталит;
- содержащие титановые, циркониевые и ториево редкоземельные минералы;
- содержащие алмазы.

Обычно россыпные руды являются комплексными.

В россыпных рудах зерна полезных минералов находятся в свободном состоянии, поэтому в схемах обогащения этих руд операции дробления и измельчения, как правило, отсутствуют. Подготовка к обогащению состоит в дезинтеграции песков и последующем их грохочении на сите грохота с отверстиями 6 - 25 мм с выделением в нижнем классе эфелёй и в верхнем — гали. Операция грохочения является одновременно операцией обогащения по крупности, так как основная часть ценных компонентов концентрируется в мелком классе (в эфелях), в крупном же классе (в гале) извлекается незначительная их часть, представленная крупными самородками (при их наличии). После улавливания самородков специальными уловителями крупный класс направляется в хвосты, а мелкий — в дальнейшее обогащение.

Мокрая дезинтеграция производится в барабанных грохотах (бочках), барабанных дезинтеграторах (скрубберах), на плоских грохотах или площадках под действием сильной струи воды, выбрасываемой монитором, в желобах (шлюзе) под действием быстрого потока воды. Для труднопромывистых песков иногда применяют корытные мойки, устанавливаемые перед скруббером-грохотом. Операции дезинтеграции и грохочения часто осуществляются в одном аппарате — барабанном грохоте или скруббере-грохоте. Операция дезинтеграции должна предшествовать операции грохочения. При непосредственной загрузке песков для промывки на шлюз операции дезинтеграции и обогащения также осуществляются в одном аппарате, но и в этом случае дезинтеграция предшествует концентрации.

Схема обогащения несквов состоит из двух циклов — основного и цикла доводки. В первом цикле удаляется в хвосты основная масса пустой породы и получается грубый концентрат при максимальном извлечении в него ценных компонентов. Вследствие низкого абсолютного содержания полезного компонента в россыпных рудах и высокой его стоимости выход концентрата из основного цикла обычно бывает мал, ценность же его значительна. Эти два обстоятельства позволяют применять в цикле доводки сложные схемы обогащения для полного извлечения всех цепных компонентов в товарные

продукты.

Обогащение россыпных руд в основном цикле производится гравитационными процессами — на шлюзах, отсадкой, на винтовых, струйных и конусных сепараторах. При обогащении алмазоносных песков и пород применяется сепарация в тяжелых суспензиях. Для перечисток мелких концентратов часто используются концентрационные столы.

Выбор процесса обогащения зависит в основном от крупности, плотности и формы зерен извлекаемых минералов.

Если пески содержат только золото крупностью  $> 0,2$  мм, то обогащение может производиться на шлюзах (рис. 2.7.) при высокой их производительности.

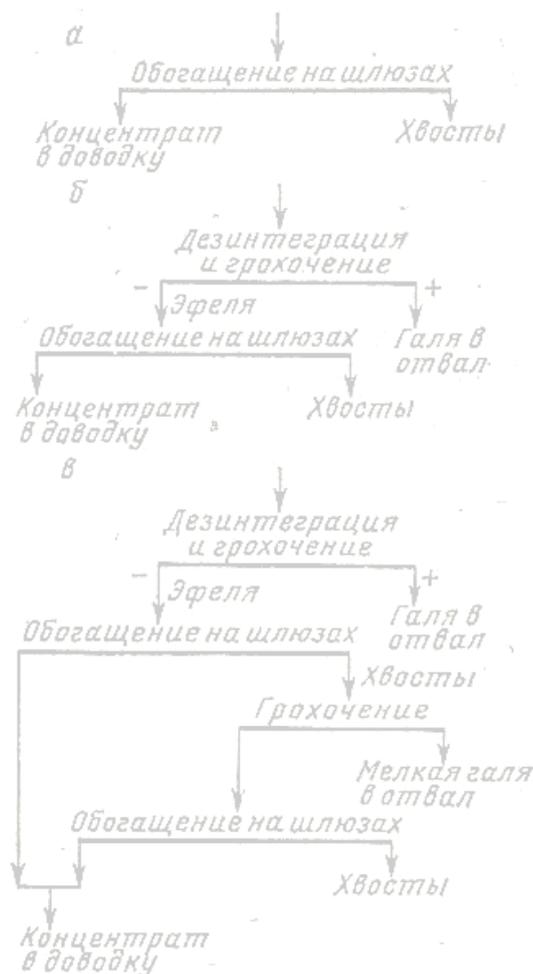


Рис. 2.7.. Схема обогащения россыпных руд, содержащих золото.

Схема обогащения (рис. 2.7., а) на шлюзах небольших размеров может дать высокое извлечение при обработке легкопромывистых россыпей с крупным золотом, не содержащих значительного количества валуничатого материала. При гидравлическом методе разработки этих россыпей применяется такая же схема, но в этом случае большое сечение шлюза, значительная его длина, сильное разбавление песков водой и высокие скорости потока

обеспечивают хорошую дезинтеграцию и достаточно полное извлечение золота, позволяя в то же время транспортировать по шлюзу валуны размером до 300 мм.

При других методах разработки россыпей с небольшим содержанием мелкого золота, применяются схемы, показанные на рис. 60, б и е. В схеме на рис. 60, в хвосты первого шлюза подвергаются грохочению на сите грохота с более мелкими отверстиями, чем на сите первого грохота. Меньшая крупность материала, поступающего на второй шлюз, дает возможность понизить скорость потока и тем самым создать благоприятные условия для улавливания мелкого золота. Повторное обогащение на шлюзах мелкой фракции хвостов основного шлюза часто применяется и при гидравлической разработке россыпей.

При содержании в песках крупного и мелкого золота ( $<0,20$  мм) для обработки эфелей следует применять комбинированную схему, включающую обогащение на шлюзах и отсадку или обогащение на шлюзах и контрольное обогащение хвостов шлюза на винтовых сепараторах.

Отсадочные машины устанавливаются перед шлюзами или на хвостах шлюзов. При установке отсадочных машин перед шлюзами устраняется необходимость частого сполоска шлюзов, но при наличии в песках самородков требуется периодическая остановка отсадочных машин для удаления самородков.

Винтовые сепараторы устанавливаются для улавливания мелкого золота. При наличии также и крупного золота винтовые сепараторы следует устанавливать после коротких шлюзов. Назначение их состоит в улавливании золота, которое на винтовых сепараторах извлекается хуже, чем на шлюзах. При установке на драгах вместо отсадочных машин винтовых сепараторов увеличивается извлечение золота на 5—10 %, уменьшаются простои драги, сокращается на 35—40 % расход воды и уменьшается на 15—60 % себестоимость обработки песков. В то же время производительность обогатительных устройств драги повышается на 150—165 %.

Схемы основного цикла обогащения песков, содержащих редкие металлы, титановые и циркониевые минералы, включают операции дезинтеграции, грохочения и обогащения мелкого класса грохота в отсадочных машинах, на винтовых, струйных и конусных сепараторах. Для перемешивания концентрата часто применяются концентрационные столы. Обогащение на шлюзах не позволяет получить высокое извлечение редкометалльных минералов, поэтому на крупных обогатительных фабриках применявшиеся ранее шлюзы заменены отсадочными машинами или винтовыми сепараторами.

Отсадкой эффективно извлекаются округлые зерна касситерита крупностью до 0,045 мм и колумбита крупностью до 0,060 мм. При обогащении отсадкой крупные зерна извлекаются лучше, чем мелкие, а при обогащении на винтовых сепараторах лучше извлекаются зерна средней крупности (от 4 до 0,1 мм). Зерна мельче 0,050—0,074 мм на винтовых сепараторах извлекаются плохо, а зерна крупнее 4 мм извлекаются хуже, чем зерна крупностью 4—0,25

мм. Округлая форма зерен способствует их извлечению отсадкой и затрудняет извлечение на винтовых сепараторах. Наоборот, пластинчатая форма зерен облегчает извлечение на винтовых сепараторах и ухудшает извлечение отсадкой. Наличие тонких шламов в количестве, превышающем 15 %, повышает вязкость пульпы и затрудняет обогащение на винтовых сепараторах. В этом случае требуется обесшламливание песков.

Концентрационные столы и автоматические шлюзы (особенно с орбитальным движением типа «Мозли») при низких нагрузках способны извлекать более тонкие зерна, чем винтовые сепараторы.

При содержании в песках полезных минералов высокой плотности (более 6—6,5 г/см<sup>3</sup>) в виде крупных зерен округлой формы лучше применять обогащение отсадкой. При средней крупности зерен (4—0,1 мм) следует применять винтовые сепараторы, а при мелких зернах — струйные и конусные сепараторы. Если часть зерен ценных минералов крупнее 4 мм, то после предварительной классификации крупный класс следует обогащать отсадкой, а мелкий — на винтовых или конусных (струйных) сепараторах.

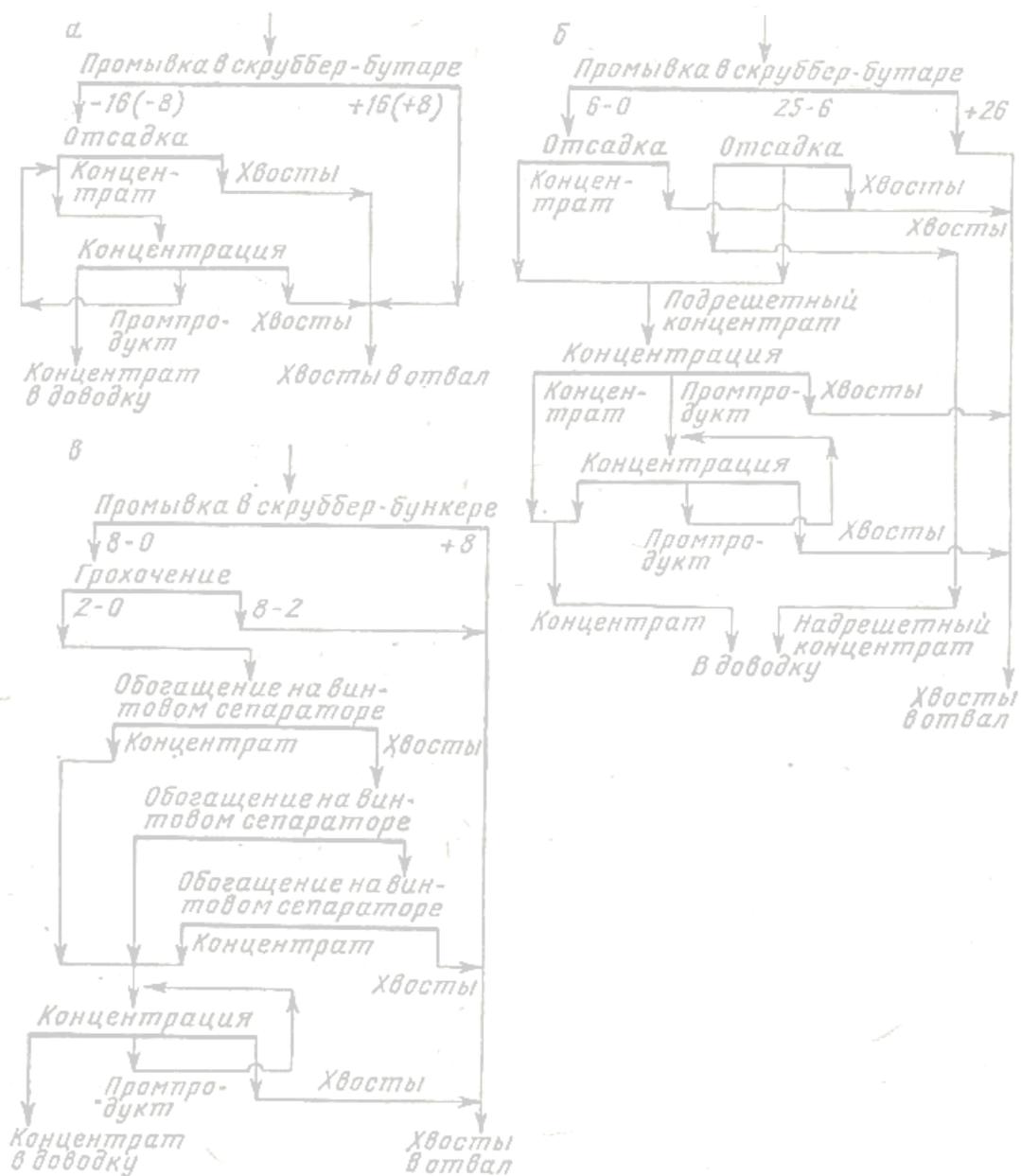


Рис. 2.8. Типичные схемы обогащения россыпных руд, содержащих редкие металлы, титановые и циркониевые минералы:

а и б – схемы для крупнозернистых песков, в - схемы для тонкозернистых песков.

Типичные схемы основного цикла обогащения песков, содержащих редкие металлы, титановые и циркониевые минералы, приведены на рис. 2.8..

Доводка концентратов основного цикла обогащения производится по схемам, включающим магнитную и электрическую сепарацию, концентрацию на столах, флотогравитацию, флотацию, сушку. Схема доводки определяется минеральным составом и крупностью концентрата. Перед магнитной и электрической сепарациями черновой концентрат, как правило, классифицируется по крупности.

Схемы основного цикла при обогащении алмазоносных песков

включают операции дезинтеграции, грохочения и обогащения отсадкой или в тяжелых суспензиях. В обогащение поступают только средние классы крупности, крупные и мелкие классы направляются в отвал. Выбор максимальных и минимальных размеров зерен, поступающих в обогащение, зависит от крупности алмазов, содержащихся в россыпи. Обычно максимальная крупность обогащаемых зерен лежит в пределах 25—8 мм, а минимальная 2,5—0,5 мм.

При обогащении средних классов отсадкой применяется предварительная классификация по узкой шкале с модулем 2 или 3.

Обогащение в сепараторах с поступательным движением суспензии применяется для материала крупнее 1,8—3 мм. В суспензионных циклонах может обогащаться материал крупностью до 0,8—0,5 мм. Узкой классификации при обогащении в суспензиях не требуется, например, на одной центральной обогатительной фабрике на обогащение в суспензиях поступает класс 25 (16) - 2,8 мм. Перед обогащением в суспензиях выделяется магнетит, так как он затрудняет регенерацию ферросилиция, применяемого в качестве утяжелителя.

Вследствие высокой ценности алмазов и сравнительно небольшой разности в плотности алмазов ( $3,5 \text{ г/см}^3$ ) и пустой породы ( $2,7—2,9 \text{ г/см}^3$ ) наиболее перспективным для основного цикла обогащения алмазоносных россыпей и пород является процесс разделения в суспензиях. При этом типовая схема основного цикла включает следующие операции: дезинтеграцию песков; классификацию на четыре класса крупности с направлением первого (самого крупного) и четвертого (самого мелкого) классов в отвал, как не содержащих алмазов; обогащение второго класса крупности в сепараторах с поступательным движением суспензии; обогащение третьего (более мелкого) класса в суспензионных циклонах; выделение суспензии из продуктов обогащения и ее регенерацию по обычной схеме.

Концентраты основного цикла обогащения поступают в доводку. В зависимости от минерального состава и крупности черного концентрата при доводке применяются разные схемы обогащения, включающие процессы грохочения, магнитной и электрической сепарации, обогащения на жировых столах, обогащения на люминесцентных автоматических сепараторах.

### **Список литературы**

1. Умарова И.К., Солижонова Г.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш технологияси. Ўқув қўлланма. — Т.: ТДТУ, 2004.

3. Peucker U.A., Kwade A., Teipel U., Jeckel G., Mütze T. Mineral processing. Mineral, renewable and secondary raw material processing-current engineering challenges. Dechema. Germany, 2012. 280 p.

## Практическая работа №11

### Тема: Расчет количественной схемы гравитации

**Цель работы:** Изучение расчета параметров схем гравитационного обогащения.

Выбранная схема представляет собой разновидность ГА [1. стр.86]

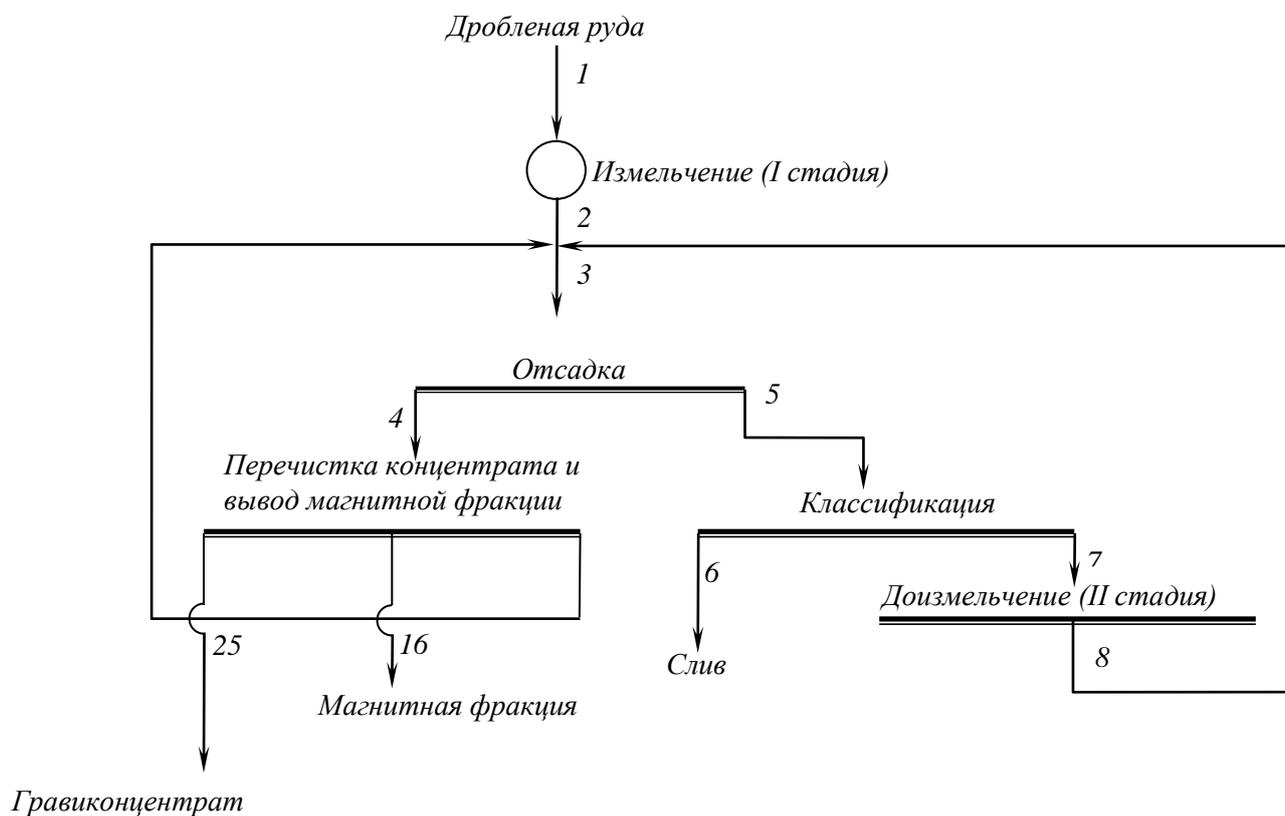


Рис. 2.9. Технологическая схема измельчения и гравитации

В представленной схеме выход гравиконцентрата и магнитной фракции относительно исходного питания измельчения очень малы, и вследствие этого при расчетах ими можно пренебречь, представив схему измельчения в упрощенном виде (не учитывая гравитационный предел), сохранив нумерацию продуктов основной схемы.

#### **Пример расчета**

#### **Исходные данные для расчета измельчения и гравитация**

Годовая производительность фабрики ( $Q_{год}$ ): 18 000 000 т/год;  
 содержание  $-0,074\text{мм}$  в дробленой руде 10%; содержание  $-0,074\text{мм}$  в (измельченном продукте) сливе классификации 77%; оптимальную циркулирующую нагрузку  $C_{opt}=200\%$ .

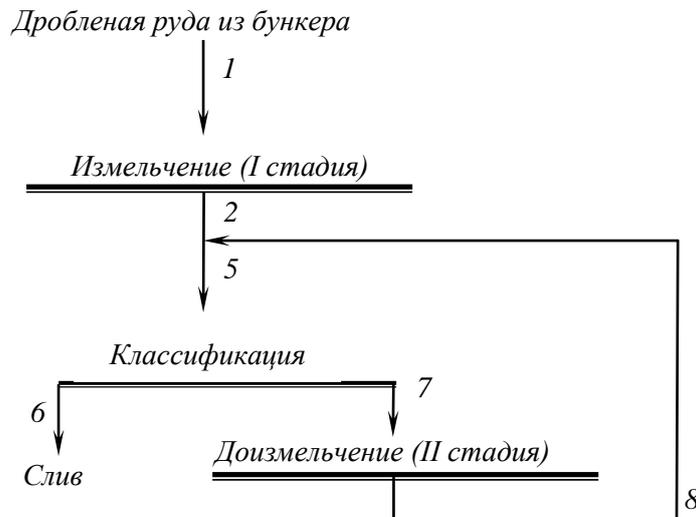


Рис. 2.10. Выбранную технологическую схему измельчения и классификации ГА.

Определяем часовую производительность цеха измельчения, которая является фактически часовой производительностью всей фабрики, так как цех измельчения является главным корпусом рудоподготовки:

$$Q_{\text{час.}} = \frac{Q_{\text{год}}}{365 \cdot 24 \cdot K_g} \cdot k_H, \text{ т/час} \quad (7.1.)$$

Где:  $Q_{\text{час.}}$  - часовая производительность, т/час ;

365 – количество рабочих дней в году;

24 – непрерывная рабочая неделя 2 смены по 12 часов (2·12=24 часа)

$K_H$  – коэффициент учитывающий неравномерность свойств сырья;

$K_g$  – коэффициент использования оборудования.

Принимаем:  $K_g=0,9$   $K_H=1,0$

$$Q_{\text{час.}} = Q_1 = \frac{18000000}{365 \cdot 24 \cdot 0,9} \cdot 1 = 2302, \text{ т/час}$$

Принимаем исходные данные, зададимся разжижением в сливе и песках классификации:

$$R_6=3$$

$$R_7=0,28$$

( $R_7$  взято на основе ряда [2] стр. 262 в зависимости от крупности слива)

$\beta_1^{-0,074}=10\%$  - содержание -0,074мм в дробленой руде

$\beta_6^{-0,074}=77\%$  - содержание -0,074мм в сливе классификации.

Принимаем оптимальную циркулирующую нагрузку  $C_{\text{opt}}=200\%$ .

**Порядок расчета:**

Измельчение I и II стадий представлены схемой типа ГЕ [2] стр. 86

1. Определим  $\beta_2^{-74}$  – содержание класса – 0,074мм в разгрузке мельницы I стадии

$$\beta_2 = \beta_1 + \frac{\beta_6 - \beta_1}{1 + k \cdot m}$$

Где  $k$ -отношение удельных производительностей мельниц II стадии к мельницам I стадии. Принимаем равным 0,85

$m$  – отношение приведенных объемов мельниц II стадии к I стадии =2

$$\beta_2^{-74} = 0,1 + \frac{0,77 - 0,1}{1 + 0,85 \cdot 2} = 0,348 = 34,8\%$$

1. Определим массы продуктов второй стадии.

В операции классификации предварительная и поверочная классификации совмещены. Для улучшения качеству производства расчетов представим схему измельчения в развернутом виде:

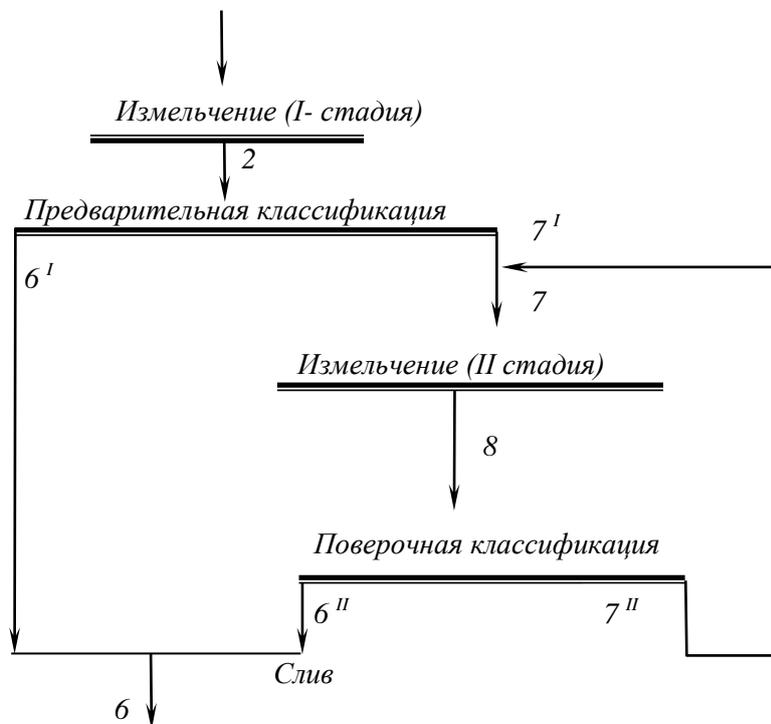


Рис.2.11. Схема измельчения

Для расчета используем по следующем формулам.

$$Q_{7^I} = Q_1 \cdot \frac{R_6 \cdot (\beta_6^I - \beta_2^I)}{\beta_6^I \cdot (R_6 - R_7)}$$

$$Q_{7^{II}} = Q_{7^I} \cdot C_{онт} \quad Q_7 = Q_{7^I} + Q_{7^{II}}$$

Где  $\beta_2^I$  и  $\beta_6^I$  - содержание класса -0,074 мм в продуктах, которое находим по табл. 14. стр. 102 [1] интерполяцией для  $\beta_2^{-74} = 34,8\%$

$$\beta_7^I = 17,3 + \frac{24-17,3}{40-30} \cdot (34,8 - 30) = 20,52\%$$

Для  $\beta_6^{-74} = 77\%$

$$\beta_6^I = 48 + \frac{58-48}{80-70} \cdot (77 - 70) = 50\%$$

$$Q_{7^I} = 2302 \cdot \frac{3 \cdot (0,55 - 1,0344)}{0,55 \cdot (3 - 1,496)} = 1591,7 \text{ т/час}$$

$$Q_{7^II} = 1591,7 \cdot 2 = 3183,4 \text{ т/час}$$

$$Q_8 = Q_7 = 1591,7 + 3183,4 = 4775,1 \text{ т/час}$$

Для расчета  $Q_6$  необходимо сосчитать  $Q_{25}$  (количество гравиконоцентрата) и  $Q_{16}$ . Из практики работы обогатительной фабрики выход магнитной фракции составляет примерно  $\gamma_{16} = 0,013\%$  от исходной переработки. И далее расчеты производятся по выходам продуктов, содержание ценного компонента в гравиконоцентрате и извлечение ценного компонента в продукте находится последующими формулами:

$$Q_n = \frac{Q_1 \cdot \gamma}{100}, \quad (7.2.)$$

$$\gamma_n = \frac{\varepsilon_n \cdot \alpha}{\beta_n}, \%, \quad (7.3.)$$

$$\beta_n = \frac{\varepsilon_n \cdot \alpha}{\gamma_n}, \%, \quad (7.4.)$$

$$\varepsilon_n = \frac{\beta_n \cdot \gamma_n}{\alpha}, \%, \quad (7.5.)$$

Где  $Q$  – производительность, т/час;

$\gamma$  – выход продукта, %;

$\alpha$  – содержание  $Au$  в исходной руде, г/т или %;

$\beta$  – содержание  $Au$  в гравиконоцентрате (хвоста), %;

$\varepsilon$  – извлечение золота в гравиконоцентрате (хвоста), %.

$$\gamma_{25} = \frac{\varepsilon_{25} \cdot \alpha}{\beta_{25}} = \frac{30 \cdot 0,00023}{20} = 0,00035\%$$

После нахождения  $\gamma_{25}$  считаем  $Q_{16}$  и  $Q_{25}$

$$Q_{16} = \gamma_{16} \cdot Q_2 : 100 = 0,013 \cdot 2302 : 100 = 0,2992 \text{ т/час}$$

$$Q_{25} = \gamma_{25} \cdot Q_2 : 100 = 0,00035 \cdot 2302 : 100 = 0,00805 \text{ т/час}$$

Из уравнения баланса для операции измельчения и классификации найдем  $Q_6$ .

$$Q_6 = Q_1 - Q_{16} - Q_{25} = 2302 - 0,2992 - 0,00805 = 2301,6928 \text{ т/час.}$$

Значение  $Q_3$  найдем при расчете качественно-количественной схемы гравитационного предела.

### Расчет гравитационного предела

Установлено что при отсадке рудного материала в виде слоя естественной постели достаточной толщины, количество зерен, проходящих через постель в единицу времени, является постоянной. Зависящей от

физических свойств расслаиваемых частиц и параметров процесса.

Практика обогащения руд обогатительного фабрика показывает, что количество подрешётного продукта при установившемся процессе – величина постоянная и равно примерно 5 т/час на отсадочных машинах ОМР-1А. что составляет около:

$$\frac{5}{145} = 0,0345 = 3,45\% \text{ от исходного питания}$$

(145 т/час производительность мельничного блока (ММС) обогатительной фабрики при работе в открытом цикле).

Примем данную величину для расчета примера.

Извлечение на СКМ является максимальным в I перемешивании и падает при последующих перемешиваниях, так как уменьшается разница в плотности разделяемых минералов. Приняв это во внимание, а также воспользовавшись данными практики обогащения руд на фабрике, зададимся исходными показателями для расчета схемы гравитации рис. 3:

$\alpha = \beta_1 = 2,3 \text{ г/т} = 0,00023\%$  - содержание золота в исходной руде

$\gamma_4 = 3,45\%$  - выход концентрата отсадочных машин от исходного питания

гравитационного передела

$\varepsilon_4 = 65\%$  - извлечение  $Au$  в концентрат отсадочных машин

$\varepsilon_{25} = 30\%$  - извлечение  $Au$  в конечный гравиконцентрат

$E_{10} = 80\%$  - частное извлечение  $Au$  в концентрат первой перемешивания

$E_{19} = 50\%$  - частное извлечение  $Au$  в концентрат второй перемешивания

$E_{22} = 20\%$  - частное извлечение  $Au$  в концентрат третьей перемешивания

$\beta_{25} = \beta_{19} = \beta_{22} = \beta_{24} = 20\%$  - содержание  $Au$  в конечном концентрате

$\beta_{10} = 0,02\% = 200 \text{ г/т}$  – содержание  $Au$  в концентрате первой перемешивания

$\beta_{11} = 0,002\% = 20 \text{ г/т}$  – содержание  $Au$  в крупном продукте барабанного

грохота

Для удобства расчетов представим схему гравитационного передела без операций измельчения и классификации (рис.7.4.), так как в этих операциях не происходит качественного изменения продуктов по содержанию  $Au$ , сохранив нумерацию продуктов основной схемы.

$\gamma_{11}^I = 1\%$  - частный выход крупных классов на барабанном грохоте от исходного питания операции

$\beta_{16} = 15 \text{ г/т} = 0,0015\%$  - содержание  $Au$  в магнитной фракции

$\gamma_{16}^I = 0,013\%$  - выход магнитной фракции от исходной руды

$\gamma_{18}^I = \gamma_{21}^I = 30\%$  - частный выход промпродуктов I и III перемешивания от исходного питания операций

$C = 0,8$  – степень концентрации  $Au$  в продуктах II и III перемешивания относительно исходного питания операций

$\gamma_{14} = 0$  – в слив операции обезвоживания уходит только вода (твердая не уходит)

На основании принятых исходных показателей произведем расчет схемы обогащения

**Порядок расчета схемы:**

Определим  $\beta_4$  – содержание  $Au$  в концентрате отсадочных машин

$$\beta_4 = \frac{\varepsilon_4 \cdot \alpha}{\gamma_4} = \frac{65 \cdot 0,00023}{3,45} = 0,0043\%$$

Величины  $\gamma$ ,  $\varepsilon$  находится так же и по уравнениям баланса для операций

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_4 \cdot E_{10} = 64 \cdot 0,8 = 52\%$$

$$\gamma_{10} = \frac{\varepsilon_{10} \cdot \alpha}{\beta_{10}} = \frac{52 \cdot 0,00023}{0,02} = 0,6\%$$

$$\gamma_9 = \gamma_4 - \gamma_{10} = 3,45 - 0,6 = 2,85\%$$

$$\varepsilon_9 = \varepsilon_4 - \varepsilon_{10} = 65 - 52 = 13\%$$

$$\beta_9 = \frac{\varepsilon_9 \cdot \alpha}{\gamma_9} = \frac{13 \cdot 0,00023}{2,85} = 0,001\%$$

$$\gamma_{11} = \gamma_{11}^I \cdot \gamma_{10} = 0,014 \cdot 0,6 = 0,006\%$$

$$\varepsilon_{11} = \frac{\beta_{11} \cdot \gamma_{11}}{\alpha} = \frac{0,0020,006}{0,00023} = 0,052\%$$

$$\varepsilon_{12} = \varepsilon_{10} - \varepsilon_{11} = 52 - 0,052 = 51,948\%$$

$$\gamma_{12} = \gamma_{10} - \gamma_{11} = 0,6 - 0,006 = 0,594\%$$

$$\beta_{12} = \frac{\varepsilon_{12} \cdot \alpha}{\gamma_{12}} = \frac{51,948 \cdot 0,00023}{0,594} = 0,0201\%$$

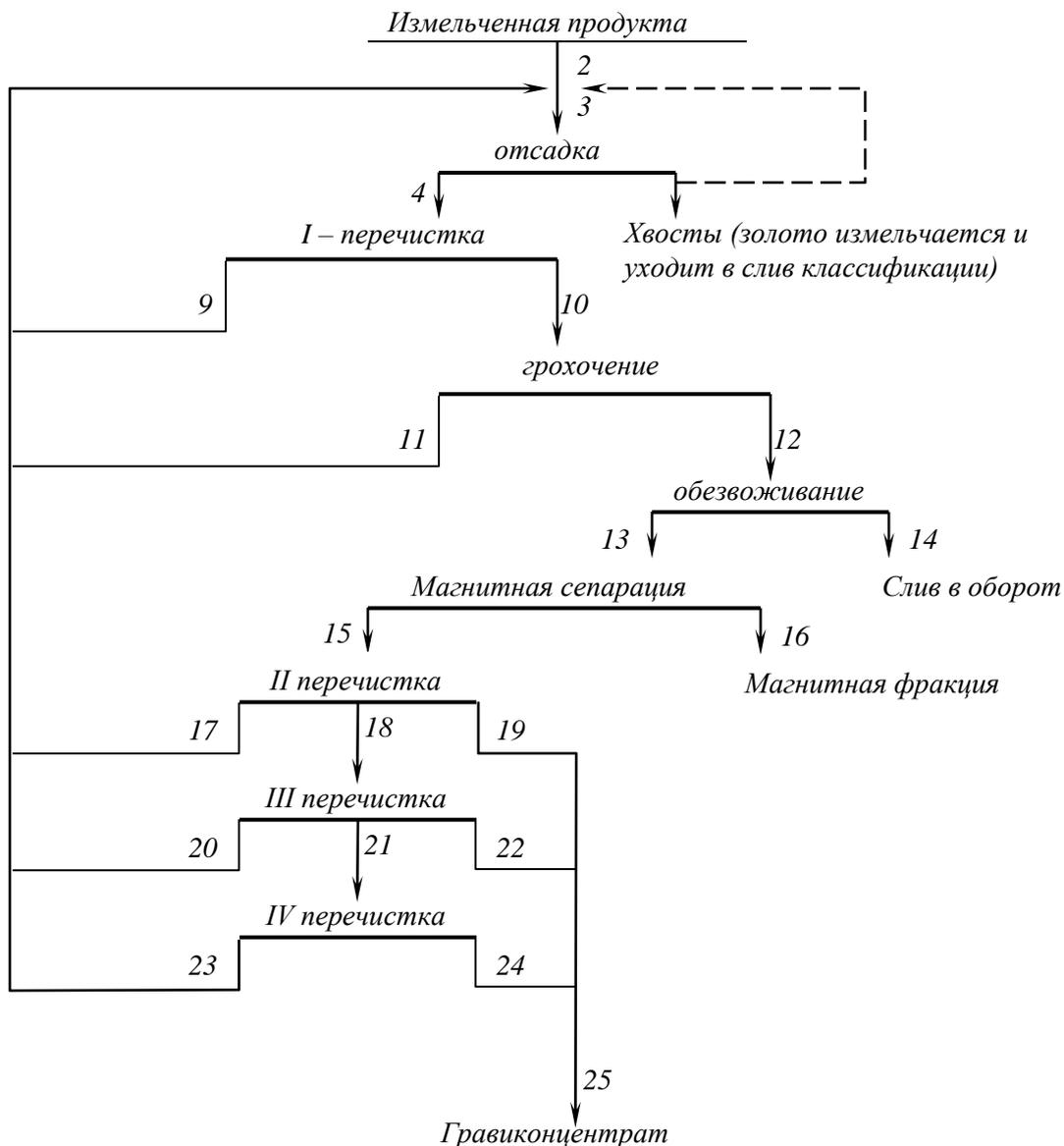


Рис.2.12. Технологическая схема гравитационного обогащения

Слив сгустителя твердое не уходит ( $\gamma_{15}=0$ ), тогда

$$\beta_{13}=\beta_{12} \quad \gamma_{13}=\gamma_{12} \quad \varepsilon_{13}=\varepsilon_{12}$$

$$\varepsilon_{16} = \frac{\beta_{16} \cdot \gamma_{16}}{\alpha} = \frac{0,0015 \cdot 0,013}{0,00023} = 0,0848\%$$

$$\gamma_{15} = \gamma_{13} - \gamma_{16} = 0,594 - 0,013 = 0,581\%$$

$$\varepsilon_{15} = \varepsilon_{13} - \varepsilon_{16} = 51,948 - 0,0848 = 51,8632\%$$

$$\beta_{15} = \frac{\varepsilon_{15} \cdot \alpha}{\gamma_{15}} = \frac{51,8632 \cdot 0,00023}{0,581} = 0,0205\%$$

$$\varepsilon_{19} = \varepsilon_{15} \cdot E_{19} = 51,8632 \cdot 0,5 = 25,9316\%$$

$$\gamma_{19} = \frac{\varepsilon_{19} \cdot \alpha}{\beta_{19}} = \frac{25,9316 \cdot 0,00023}{20} = 0,0003\%$$

$$\gamma_{18} = \gamma_{18}^I \cdot \gamma_{15} = 0,3 \cdot 0,581 = 0,1743\%$$

$$\gamma_{18} = \gamma_{16} - \gamma_{20} - \gamma_{19} = 0,581 - 0,0003 - 0,1743 = 0,4064\%$$

$$\beta_{18} = C \cdot \beta_{19} = 0,8 \cdot 0,0205 = 0,0164\%$$

$$\varepsilon_{19} = \frac{\beta_{19} \cdot \gamma_{19}}{\alpha} = \frac{0,0164 \cdot 0,1743}{0,00023} = 12,4282\%$$

$$\beta_{17} = \varepsilon_{15} - \varepsilon_{19} - \varepsilon_{18} = 51,8632 - 25,9316 - 12,4282 = 13,5034\%$$

$$\beta_{17} = \frac{\varepsilon_{17} \cdot \alpha}{\gamma_{17}} = \frac{13,5034 \cdot 0,00023}{0,4064} = 0,0076\%$$

$$\varepsilon_{22} = \varepsilon_{18} \cdot E_{22} = 12,4282 \cdot 0,2 = 2,486\%$$

$$\gamma_{22} = \frac{\varepsilon_{22} \cdot \alpha}{\beta_{22}} = \frac{2,486 \cdot 0,00023}{20} = 0,00003\%$$

$$\beta_{21} = C \cdot \beta_{18} = 0,8 \cdot 0,0164 = 0,0131\%$$

$$\gamma_{21} = \gamma_{21}^I \cdot \gamma_{18} = 0,3 \cdot 0,1743 = 0,0523\%$$

$$\varepsilon_{21} = \frac{\beta_{21} \cdot \gamma_{21}}{\alpha} = \frac{0,0131 \cdot 0,0523}{0,00023} = 2,979\%$$

$$\varepsilon_{20} = \varepsilon_{18} - \varepsilon_{22} - \varepsilon_{21} = 12,4282 - 2,486 - 2,979 = 6,9632\%$$

$$\gamma_{20} = \gamma_{18} - \gamma_{22} - \gamma_{21} = 0,1743 - 0,00003 - 0,0523 = 0,12197\%$$

$$\beta_{20} = \frac{\varepsilon_{20} \cdot \alpha}{\gamma_{20}} = \frac{6,9632 \cdot 0,00023}{0,12197} = 0,013\%$$

$$\varepsilon_{24} = \varepsilon_{25} - \varepsilon_{19} - \varepsilon_{22} = 30 - 25,9316 - 2,486 = 1,5824\%$$

$$\varepsilon_{23} = \varepsilon_{21} - \varepsilon_{24} = 2,979 - 1,5824 = 1,3966\%$$

$$\gamma_{24} = \frac{\varepsilon_{24} \cdot \alpha}{\beta_{24}} = \frac{1,5824 \cdot 0,00023}{20} = 0,00002\%$$

$$\gamma_{23} = \gamma_{21} - \gamma_{24} = 0,0523 - 0,00002 = 0,05228\%$$

$$\beta_{23} = \frac{\varepsilon_{23} \cdot \alpha}{\gamma_{23}} = \frac{1,3966 \cdot 0,00023}{0,05228} = 0,006\%$$

$$\gamma_{25} = \gamma_{19} + \gamma_{22} + \gamma_{24} = 0,0003 + 0,00003 + 0,00002 = 0,00035\%$$

$$\gamma_{26} = \gamma_9 + \gamma_{11} + \gamma_{17} + \gamma_{20} + \gamma_{23} = 2,85 + 0,006 + 0,4064 + 0,12197 + 0,05228 = 3,43665\%$$

$$\varepsilon_{26} = \varepsilon_9 + \varepsilon_{11} + \varepsilon_{17} + \varepsilon_{20} + \varepsilon_{23} = 13 + 0,052 + 13,5034 + 6,9632 + 1,3966 = 34,9152\%$$

$$\beta_{16} = \frac{\varepsilon_{26} \cdot \alpha}{\gamma_{26}} = \frac{34,9152 \cdot 0,00023}{3,43665} = 0,0023\%$$

По общему уравнению баланса для гравитационного передела произведем проверку правильности проведенных расчетов.

Проверка по  $\gamma$  и  $\varepsilon$ :

$$\gamma_4 = \gamma_{25} + \gamma_{16} + \gamma_{26} = 0,00035 + 0,013 + 3,43665 = 3,45\%$$

$$\mathbf{3,45=3,45}$$

$$\varepsilon_4 = \varepsilon_{25} + \varepsilon_{16} + \varepsilon_{26} = 30 + 0,0848 + 34,9152 = 65\%$$

$$\mathbf{65=65}$$

Найдем по показателю продукта №6 (слив классификации):

$$\gamma_6 = \gamma_2 - \gamma_{24} - \gamma_{16} = 100 - 0,00035 - 0,013 = 99,98665\%$$

$$\varepsilon_6 = \varepsilon_2 - \varepsilon_{25} - \varepsilon_{16} = 100 - 30 - 0,0848 = 69,9152\%$$

проведем расчет качественно-количественной схемы, по  $Q$  и  $P$  для каждого продукта по формулам:

$$Q_n = \frac{Q_1 \cdot \gamma_n}{100}; \quad P = P_1 \cdot \varepsilon_n; \quad \text{где } p_1 = Q_1 \cdot \beta_1 = \frac{Q_1 \cdot \alpha}{100}$$

Где:  $P$  – количество металла (ценные компоненты) в продуктах, поступивших из процесса, *гп/час*

$$P_1 = \frac{2302 \cdot 0,00023}{100} = 0,0052 \cdot 1000000 = 5200 \text{ гп/час}$$

$$Q_4 = \frac{Q_1 \cdot \gamma_4}{100} = \frac{2302 \cdot 3,45}{100} = 79,419 \text{ т/час}$$

$$Q_9 = \frac{Q_1 \cdot \gamma_9}{100} = \frac{2302 \cdot 2,85}{100} = 65,607 \text{ т/час}$$

$$Q_{10} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{10}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,6}{100} = 13,812 \text{ т/час}$$

$$Q_{11} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{11}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,006}{100} = 0,13 \text{ т/час}$$

$$Q_{12} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{12}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,594}{100} = 13,67 \text{ т/час}$$

$$Q_{13} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{13}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,594}{100} = 13,67 \text{ т/час}$$

$$Q_{14} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{14}}{100} = \frac{2302 \cdot 0}{100} = 0 \text{ т/час}$$

$$Q_{15} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{15}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,581}{100} = 13,3746 \text{ т/час}$$

$$Q_{16} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{16}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,013}{100} = 0,29 \text{ т/час}$$

$$Q_{17} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{17}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,581}{100} = 13,3446 \text{ т/час}$$

$$Q_{18} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{18}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,1743}{100} = 4,0123m / час$$

$$Q_{19} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{19}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,0003}{100} = 0,069m / час$$

$$Q_{20} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{20}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,12197}{100} = 2,8077m / час$$

$$Q_{21} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{21}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,0523}{100} = 1,2039m / час$$

$$Q_{22} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{22}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,00003}{100} = 0,0006m / час$$

$$Q_{23} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{23}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,05228}{100} = 1,2034m / час$$

$$Q_{24} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{24}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,00002}{100} = 0,0004m / час$$

$$Q_{25} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{25}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,00035}{100} = 0,0080m / час$$

$$Q_{26} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{26}}{100} = \frac{2302 \cdot 3,43665}{100} = 79,1116m / час$$

## Литературы

1. Barry A. Wiils and James A. Finch. Wiil's Mineral Processing Technology. USA University of Technology, 2007.

2. Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. М., Недра, 2002. 217 с.

3. Разумов К.А. Проектирование обогатительных фабрик. М. Недра 2000. 519 с.

4. Степанов Б.А. «Расчёты технологических схем золотоизвлекательных заводов и выбор оборудования» Учебное пособие. Ташкент. ТГТУ. 2001г. 119 с.

## Практическая работа №12

### Тема: Решение задач по определению выходов продуктов при гравитационном обогащении

Задача 1. Рассчитать выход концентрата к извлечению в него полезного компонента, если из 1000 т руды с массовой долей полезного компонента 0.8 % в процессе обогащения получено 13 т концентрата с массовой долей полезного компонента 60 % . Определять эффективность обогащения при массовой доле полезного компонента в полезном минерале 64 %.

Ответы: 1,30; 97,5; 97.2 %.

Задача 2. Установить, сколько тонн полезного концентрата в сутки выдает обогатительная фабрика, если ее суточная производительность по руде 15000 т, массовая доля железа в руде 28 % , в концентрате 63 % . Извлечение железа в концентрате 90 %.

Ответ: 6006 т,

Задача 3. Определять извлечение цинка в концентрат, если массовая доля цинка в руде 2 % , в концентрате 50%, в хвостах 0.5%.

Ответ: 75 %.

Задача 4. Рассчитать, сколько руды нужно переработать для получения 500 т концентрата, если его выход составляет 5%.

Ответ: 10000т.

Задача 5. Определить выход концентрата и хвостов после обогащения марганцевой руды. Извлечение марганца в хвосты составляет 25%, а массовая доля его в хвостах равно 10 % . На фабрику поступает 30% руды с рудника А и 70 % с рудника Б , массовая доля марганца в руде рудников А и Б составляет соответственно 22 и 27 %.

Ответы: 36,25 и 63.75 %.

Задача 6. Вычислить потери меди с цинковым концентратом, если выход цинкового концентрата 5%, а массовая доля меди в нем 2 % . Массовая доля меди в исходной руде 1,2 %.

Ответ: 8.3 %.

Задача 7. Рассчитать, сколько нужно переработать руды с массовой долей меди 1% для получения 100 т концентрата с массовой долей меди 20% . Массовая доля меди в хвостах 0,1%.

Ответ: 2212 т.

Задача 8,. Найти массовую долю металла в хвостах , если извлечение его в концентрат 90%, выход хвостов 95 % , массовая доля компонента в исходному

1 %.

Ответ: 0,21 %

Задача 9. Найти массовую долю металла в хвостов , при обогащения монометаллической руды с массовой долей металла 2 %, если извлечение его в концентрат 90% при выходе 3,6%.

Ответ: 0,21 %

Задача 10. Вычислить массовую доле металла в исходной руде, если выход концентрата 8 %. Извлечение 90 %, а массовая доля металла в нем 60 %.

Ответ 5,33 %.

Задача 11. Определить извлечение свинца в концентрат и массовую доле его и хвостах, если после обогащения свинцовой руды получаем концентрат с массовой долей свинца 63 % при выходе его 5%. Рассчитать производительность по свинцу и концентрате при производительности фабрики по руде 3000 т/ сутки. На фабрику поступает руда о три: рудников: 30 % от общего количества с рудника А, 10% с рудника Б и 60% с рудника В, Массовая доля свинца а руде рудников А, Б и В равна соответственно 6,5; 8.

Ответ: 65,3 %; 1.69 %; 94,5 т/сутки.

Задача 12. Определять потери меди и цинковом концентрате, получением при обогащении медно-цинковой рудн с кассовой долей меда 1.0 %. если выход цинкового концентрата 4,5 %. а массовая доля меди и нем 4 %.

Ответ: 18 %.

Задача 13. Установить количество свинца, потерянного в хвостах при флотации 6000 т руды с массовой долей свинца 4 %, если извлечение его в концентрат 85 %.

Ответ: 36 т.

Задача 14. Найти массовую долю железа в концентрате, если при обогащении железной руды с массовой долей железа 20 % выход концентрата 30 % . а извлечение 90 %.

Ответ: 60 %.

Задача 15. Определить извлечение и массовую долю если в хвостах, если при обогащении угля извлечение если я концентрат составляет 7 % при выходе его 70 % . Массовой доля если в исходном угле 20 %.

Ответ: 93 и 62 %.

Задача 16. Вычислить выход  $x$  извлечении  $P_2O_5$  в концентрат, получаемый при обогащении апатитовой руды с массовой долей  $P_2O_5$  20 %. если массовая доля  $P_2O_5$  в концентрате 34,5 % и в хвостах 1 %.

Ответы: 56,7 и 97,8 %.

Задача 17. На Фабрику поступает уголь от трех шахт в равных количествах. Массовая доля золи в угле каждой из трех шахт равна соответственно 20; 24 и 28 %. После обогащения получен концентрат зольностью 7 % и хвосты зольностью 70 %. Рассчитать выходы концентрата и хвостов. Сколько концентрата в сутки отгружает фабрика потребителю, если производительность по исходному углю 12000 т/сутки?

Ответы: 73 %, 27 %, 8760 т/сутки.

Задача 18. Определить массовую долю молибдена в концентрате, если при обогащении руды с массовой долей молибдена 0,1 % выход концентрата 0,15 % при извлечении в него молибдена 80 %.

Ответ: 53.3 %.

Задача 19. Рассчитать, во сколько раз увеличится массовая доля меди в хвостах, если при одной и том же выходе хвостов извлечение меди в концентрат понизится с 95 до 90 %.

Ответ: в 2 раза.

Задача 20. Найти выход концентрата и потери полезного компонента в хвостах, если из 2000 т руды с содержанием полезного компонента 0.8 % и процессе обогащения получено 26 т концентрата с содержанием полезного компонента 48 %.

Ответы: 1,3 в 22 %.

Задача 21. Установить выход концентрата и извлечение в него полезного компонента, если на фабрику поступает руда с содержанием полезного компонента 15%, а после обогащения получает концентрат и хвосты с содержанием полезного компонента в них соответственно 45 и 5%.

Ответы: 25 и 75 %.

Задача 22. Определить выход медного концентрата, содержащего 20 % меди, и эффективность обогащения. Извлечение меди в концентрат 92 %. Рассчитать также потери, т.е. извлечение, меди в хвостах, если фабрика перерабатывает медную руду с содержанием в ней меди 1 % . Полезный минерал содержит 63 % меди.

Ответы: 4,6; 86,7 и 8 %.

Задача 23. Рассчитать выход концентрата и извлечение в него железа после обогащения железной руды. Массовая доля железа в концентрате и хвостах соответственно 56 и 12 % . На фабрику поступает в равном количестве руда с рудником А и Б с массовой долей железа в них соответственно 20 и 28 % . Сколько можно выплавить из полученного концентрата железа (если при

плавке нет потерь железа) Производительность фабрики по руде 15 млн.т/год.  
Ответы: 27,3 %; 72.7 %; 2,3 млн.т/год.

Задача 24. Вычислить массу олова и его массовую долю в суммарном концентрате, если на фабрике получают оловянный концентрат после обогащения руды на отсадочных машинах столах. С отсадочных машин получают в сутки 3 т концентрата с массовой долей олова 20%, а со столов - 2 т концентрата с массовой долей олова 15 %.

Ответ: 0.9 т и 18 %.

Задача 25. Рассчитать выход концентрата и извлечение в него марганца, если фабрика обогащает марганцевую руду с массовой долей марганца 18.5. Производительность фабрики по руде 300 т/ч. Из данной руды получают 60 т/ч концентрата с массовой долей марганца 45 %. Определить также эффективность обогащения. Полезный минерал имеет массовую долю марганца 60 %.

Ответы: 20; 50 и 42,8 %.

Задача 26. Коксохимическому заводу требуется 120 т/ч концентрата зольностью (массовая доля золы) 10 %, . Определить необходимую производительность фабрики по рядовому (необобщенному) углю и его зольность, если известно, что выход концентрата от рядового угля составляет 80 %, а зольность хвостов должна быть равна 70 %.

Ответы: 150 т/ч и 22 %.

Задача 27. Найти выход концентрата, если на обогатительную фабрику поступает оловянная руда с рудников А и Б в равном количестве с массовой долей олова соответственно 0.3 и 0,5 % и после обогащения этой смеси фабрика получает концентрат с массовой долей олова 28 % и хвосты с массовой долей олова 0,2 %.

Ответ: 0,72 %.

Задача 28. Установить, сколько тонн свинцового концентрата отгружает обогатительная фабрика, если ее суточная производительность по руде 5000 т. Массовая доля свинца в исходной руде 2 %, в концентрате 60 %, а извлечение свинца в концентрат 90 %.

Ответ: 150 т.

Задача 29. Рассчитать выход концентрата, хвостов и массовую долю свинца в хвостах . После обогащения свинцовой руды массовая доля свинца в концентрате 60 %, извлечение свинца в концентрат 79 %, производительность по концентрату 150 т/ч. На фабрику поступает руда с двух рудников: с рудника А – 30 т/ч с массовой долей свинца 5 %, с рудника Б - 70 т/ч с массовой долей свинца 4,5 %. Рассчитать также производительность

фабрики по руде для получения заданного количестве концентрата.

Ответы: 6.1 %; 93.9 % ; 1.04 % и 2459 т/ч.

### **Список литературы**

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш технологияси. Ўқув кўлланма. — Т.: ТДТУ, 2004.

3. Peuker U.A., Kwade A., Teipel U., Jeckel G., Mütze T. Mineral processing. Mineral, renewable and secondary raw material processing-current engineering challenges. Dechema. Germany, 2012. 280 p.

4. Авдохин В.М. «Технология обогащения полезных ископаемых». Учебник в 2т.- М.: МГГУ, 2005.

## Практическая работа №13

### Тема: Определение извлечения продуктов при гравитационном обогащении

#### *Расчет количественной схемы обогащения монометаллических руд*

1. По формуле  $N = c(1 + n_p - a_p) - 1 = 2(1 + n_p - a_p) - 1$  определяется необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы (включая показатель  $\beta_1$  относящийся к исходной руде).

2. По формуле  $N_n = c(n_p - a_p) = 2(n_p - a_p)$  определяется число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки.

3. По формуле  $N_{\text{извл. max}} = n_p - a_p$  определяется число исходных показателей извлечения, которое может быть принято для расчета схемы.

4. По формуле  $N_n = N_\gamma + N_\beta + N_\epsilon$  определяется число исходных показателей и содержания,

Принимая при этом, что  $N_\gamma = 0$  и  $N_\epsilon = N_{\text{извл. max}}$

5. По данным отчетов об испытаниях обогащения руды и практики обогатительных фабрик,

Перерабатывающих аналогичное сырье, назначаются численные значения исходных показателей  $\epsilon$ ,  $E$ ,  $\beta$  для обогащенных продуктов отдельных операций (концентратов).

6. По уравнениям, связывающим технологические показатели, находятся значения  $\epsilon$ , для всех продуктов схемы.

7. По формуле  $\gamma_n = \beta_1 \epsilon_n / \beta_n$  определяются выходы для продуктов с известными значениями  $\beta_n$ .

8. Путем составления и решения уравнений баланса выходов вычисляются значения  $\gamma_n$  для всех остальных продуктов схемы.

9. По формуле  $\beta_n = \beta_1 \epsilon_n / \gamma_n$  определяются содержания для всех остальных продуктов схемы.

Расчет схемы в абсолютных показателях производится на основании рассчитанной схемы в относительных показателях. Для расчета схемы в абсолютных показателях нужно знать вес какого-либо продукта схемы, обычно исходного. При расчете пользуются формулами:

$$Q_n = Q_I \gamma_n \text{ и } P_n = P_I \epsilon_n.$$

#### **Пример расчета количественной схемы обогащения**

Рассчитать в относительных показателях схему обогащения монометаллической руды (см. рис. 2.7). В схеме семь операций, из них четыре операции разделения и три — смешения. Двенадцать продуктов состоят из исходной руды, восьми продуктов, получаемых в операциях разделения, и трех продуктов, получаемых в операциях смешения.

Расчет ведем по двум компонентам — твердому и полезному металлу.

Следовательно,  $n = 12$ ;  $n_p = 8$ ;  $a = 7$ ;  $a_p = 4$ ;  $c = 2$ .

1. *Определяем необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы (см. формулу 76):*

$$N = c(1 + n_p - a_p) - 1 = 2(1 + 8 - 4) - 1 = 9.$$

2. *Определяем необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся к продуктам обработки, (см. формулу (79):*

$$N_{II} = c(n_p - a_p) = 2(8 - 4) = 8$$

3. *Определяем максимальное число показателей извлечения [см. формулы (83) и (95)]:*

$$N_{извл. max} = n_p - a_p = 8 - 4 = 4$$

4. *Определяем число показателей содержания [см. формулу (81)] при условии, что  $N_\gamma = 0$  и  $N_\varepsilon = 4$ :*

$$N_{II} = N_\gamma + N_\beta + N_\varepsilon; 8 = 0 + N_\beta + 4; N_\beta = 4$$

Таким образом, исходными показателями являются: один показатель, относящийся к исходной руде  $\beta_1$ ; четыре показателя извлечения и четыре показателя содержания в концентратах отдельных операций обогащения. В качестве исходных показателей для продуктов обработки на основании испытаний обогащения руды, произведенных по открытой схеме, выбираем: извлечение от руды в окончательный концентрат, частные извлечения при основной флотации и перечистках, содержания в концентратах всех операций обогащения\*.

5. *Принимаем на основании анализа результатов испытаний обогащения руды и практики действующей обогатительной фабрики численные значения исходных показателей:*

содержание металла в исходной руде  $\beta_1 = 10\%$ ;

извлечение металла в окончательный концентрат от руды  $\varepsilon_8 = 90\%$ ;

частное извлечение металла в концентрат второй перечистки  $E_8 = 92\%$ ;

то же, в концентрат первой перечистки  $E_6 = 90\%$ ;

то же, в концентрат основной флотации  $E_3 = 85\%$ ;

содержание металла в окончательном концентрате  $\beta_8 = 60\%$ ;

то же, в концентрате после первой перечистки  $\beta_6 = 50\%$ ;

то же, в концентрате основной флотации  $\beta_3 = 40\%$ ;

то же, в концентрате контрольной флотации  $\beta_{10} = 10\%$ .

6. Определяем значения  $\varepsilon$ :

$$\varepsilon_6 = \frac{\varepsilon_8}{E_8} = \frac{0,90}{0,92} = 0,987 = 98,7\%;$$

$$\varepsilon_9 = \varepsilon_6 - \varepsilon_8 = 97,8 - 90 = 7,8\%;$$

$$\varepsilon_5 = \frac{\varepsilon_6}{E_6} = \frac{0,978}{0,90} = 1,087 = 108,7\%;$$

$$\varepsilon_3 = \varepsilon_5 - \varepsilon_9 = 108,7 - 7,8 = 100,9\%;$$

$$\varepsilon_7 = \varepsilon_5 - \varepsilon_6 = 108,7 - 97,8 = 10,9\%;$$

$$\varepsilon_2 = \frac{\varepsilon_3}{E_3} = \frac{1,009}{0,85} = 1,187 = 118,7\%;$$

$$\varepsilon_{11} = \varepsilon_2 - \varepsilon_1 = 118,7 - 100 = 18,7\%;$$

$$\varepsilon_4 = \varepsilon_2 - \varepsilon_3 = 118,7 - 100,9 = 17,8\%;$$

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_{11} - \varepsilon_7 = 18,7 - 10,9 = 7,8\%;$$

$$\varepsilon_{12} = \varepsilon_4 - \varepsilon_{10} = 17,8 - 7,8 = 10\%;$$

Проверка:  $\varepsilon_{12} = \varepsilon_1 - \varepsilon_8 = 100 - 90 = 10\%$ .

7. Определяем выходы продуктов 3, 6, 8 и 10 с известными значениями  $\beta_n$

(формула  $\gamma_n = \frac{\beta_1 \varepsilon_n}{\beta_n}$ ):

$$\gamma_3 = 25,2\%; \gamma_6 = 19,6\%; \gamma_8 = 15\%; \gamma_{10} = 7,8\%.$$

8. Определяем выходы всех остальных, продуктов схемы по уравнениям баланса:

$$\gamma_9 = \gamma_6 - \gamma_8 = 19,6 - 15 = 4,6\%;$$

$$\gamma_5 = \gamma_3 + \gamma_9 = 25,2 + 4,6 = 29,8\%;$$

$$\gamma_7 = \gamma_5 - \gamma_6 = 29,8 - 19,6 = 10,2\%;$$

$$\gamma_{11} = \gamma_7 + \gamma_{10} = 10,2 + 7,8 = 18,0\%;$$

$$\gamma_2 = \gamma_1 + \gamma_{11} = 100 + 18,0 = 118,0\%;$$

$$\gamma_4 = \gamma_2 - \gamma_3 = 118,0 - 25,2 = 92,8\%;$$

$$\gamma_{12} = \gamma_4 - \gamma_{10} = 92,8 - 7,8 = 85\%;$$

Проверка:  $\gamma_{12} = \gamma_1 - \gamma_8 = 100 - 15 = 85\%$ .

9. Определяем, содержание металла в продуктах 2, 4, 5, 7, 9, 11, 12

(формула  $\beta_n = \frac{\beta_1 \varepsilon_n}{\gamma_n}$ ):

$$\beta_2 = 10,6\%; \beta_4 = 1,92\%; \beta_5 = 36,47\%; \beta_7 = 10,69\%; \beta_9 = 16,96\%;$$

$$\beta_{11} = 10,38 \% ; \beta_{12} = 1,18 \% .$$

10. *Определяем массу продуктов* (формула  $Q_n = Q_1 \gamma_n$ ) и массу металла в продуктах (формула  $P_n = P_1 \epsilon_n$ ). Производительность обогатительной фабрики по руде принимаем равной 200 т/ч.

Рассчитанная количественная схема обогащения записывается по особой форме в таблицу и изображается на графике (табл. 2.5, рис. 2.7).

Таблица 2.5. Форма записи количественной схемы обогащения (к примеру расчета)

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	$Q$ , т/ч	$\gamma$ , %	$\beta$ , %	$\epsilon$ , %	$P$ , т/ч
I	<i>Основная флотация</i>					
	Поступают:	200,0	100,0	10,0	100,0	20,0
	1 слив классификатора (руда)	36,0	18,0	10,38	18,7	3,74
	11 объединенный промпродукт					
	Итого	236,0	118,0	10,06	118,7	23,74
2	Выходят: концентрат основной флотации	50,4	25,2	40,0	100,9	20,18
3	хвосты основной флотации	185,6	92,8	1,92	17,8	3,56
4						
II	<i>Первая перечистка концентрата</i>					
	Поступают:	50,4	25,2	40,0	100,9	20,18
	3 концентрат основной флотации					
	9 хвосты второй перечистки концентрата	9,2	4,6	16,96	7,8	1,56

	Итого	59,6	29,8	36,47	108,7	21,74
5	Выходят: концентрат первой пере- чистки хвосты	39,2	19,6	50,0	97,8	19,56
6	первой перечистки	20,4	10,2	10,69	10,9	2,18
7	Итого	59,6	29,8	36,47	108,7	21,74

Продолжение табл. 2.5.

№ операций и продуктов	Наименование операций и продуктов	$Q$ , т/ч	$\gamma$ , %	$\beta$ , %	$\varepsilon$ , %	$P$ , т/ч
1	2	3	4	5	6	7
III	<i>Вторая перечистка концентрата</i>					
6	Поступает: концентрат первой пере- чистки	39,2	19,6	50,0	97,8	19,56
8	Выходят окончательный концентрат	30,0	15,0	60,0	90,0	18,00
9	хвосты второй перечистки	9,2	4,6 1	16,96	7,8	1,56
	Итого	39,2	19,6	50,0	97,8	19,56
IV	<i>Контрольная флотация</i>					
4	Поступает: хвосты основ- ной флотации	185,6	92,8	1,92	17,8	3,56
10	Выходят: концентрат	15,6	7,8	10,0	7,8	1,56
12	контрольной флотации хвосты окончательные	170,0	85,0	1,18	10,0	2,00

	Итого	185,6	92,8	1,92	17,8	3,56
--	-------	-------	------	------	------	------

Запись результатов расчета количественной схемы обогащения на качественной схеме производится в следующем порядке:

$$\frac{Q_n; \gamma_n}{\beta_n; \varepsilon_n}$$

Принятые единицы измерения указываются на схеме.

Выбрать и рассчитать в абсолютных показателях количественные схемы обогащения (флотационный) руд цветных металлов при исходных показателях, приведенных в таблице 6. (расчет производится аналогично приведенного примера)

## Практическая работа №14

### Тема: Определение степени обогащения при гравитационном обогащении

**Степень сокращения** - величина, обозначающая во сколько раз выход полученного концентрата меньше количества переработанной руды. Степень сокращения ( $K$ ) выражает количество тонн; руды, которое нужно переработать, чтобы получить 1 т концентрата, и рассчитывается по формуле:

$$K=100/\gamma$$

Для руд цветных и редких металлов характерен малый выход концентрата и, следовательно, высокая степень сокращения. Выход концентрата определяется прямым взвешиванием или по данным химического анализа по формуле:

$$\gamma = (\alpha - \theta/\beta - \theta)100, \%$$

Степень обогащения, или степень концентрации показывает, во сколько раз увеличилось содержание металла в концентрате по сравнению с содержанием металла в руде. При обогащении бедных руд этот показатель может составлять 1000-10000.

Пример. Фабрика производительностью  $Q=750$  т/сутки перерабатывает вольфрамовые руды ( $\alpha=0,27\%$   $WO_3$ ), в которых вольфрамит ассоциирует с кварцем и полевым шпатом. Гравитацией на винтовых сепараторах и концентрационном столе получен концентрат с содержанием  $\beta = 67\%$   $WO_3$  и хвосты с содержанием  $\theta = 0,14$   $WO_3\%$ . Определить выход вольфрамового концентрата в процентах и тоннах в сутки и извлечение в него  $WO_3$  в процентах и тоннах в сутки, а также степень обогащения.

Решение.

1. Определяем выход концентрата:  $\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} \cdot 100\%$ .

$$\gamma_k = \frac{0,27 - 0,14}{67 - 0,14} \cdot 100\% = 0,2\%.$$

Выход в тоннах в сутки:

$$q = \frac{\gamma \cdot Q}{100} = \frac{0,2 \cdot 750}{0,27} = 1,5 \text{ м/сут}$$

2. Определяем извлечение металла в концентрат:

$$\varepsilon = \frac{\beta \cdot \gamma}{\alpha} = \frac{0,2 \cdot 67}{0,27} = 50\%.$$

Извлечение металла в тоннах в сутки:

$$P_{wO_3} = \frac{\beta \cdot q}{100} = \frac{1,5 \cdot 67}{100} = 1 \frac{m}{сутки}.$$

3. Определяем степень обогащения:

$$k = \frac{\beta}{\alpha} = \frac{67}{0,27} = 248.$$

Задача 1. Рассчитать выход концентрата и извлечение в него металла при обогащении железной руды. Массовая доля железа в концентрате 56 %, в хвостах 15 %. Руда на фабрику поступает с рудников: 25% - с рудника А, 35 % - с рудника Б и 40 % - с рудника В. Массовая доля железа в руде рудников А, Б и В составляет соответственно 28; 25 и 31 %.

Ответы: 32,1 и 63,8 %.

Задача 2. Определить извлечение меди в концентрат, если при суточная производительности обогатительной фабрики по руде 3000 т получают 90 т концентрата с массовой долей меди 20 %. Руда поступает на фабрику с рудников А и Б а равном количестве с массовой долей меди соответственно 1 и 0,6 %.

Ответ: 75 %.

Задача 3. Вычислить выход концентрата и зольность хватов, если на фабрику поступает рядовой (необогащенной) уголь с массовой долей золы (зольностью) 20 % в количестве 350 т/ч; после его обогащения фабрика отгружает потребителю 280 т/ч концентрат с зольностью 10 %.

Ответ: 80 и 60 %.

Задача 4. Рассчитать потери (извлечение) меди в цинковом концентрате, полученном при обогащении медно-цинковой руды, поступающей на фабрику с рудников А и Б с массовой долей меди соответственно 1,5 % (60 % от общего количества руды ) и 2 % (40 % от общего количества руды) выход цинкового концентрата 10 %, массовая доля меди в нем 4 % .

Ответ: 23,5 %.

Задача 5. Определить зольность смеси рядового

(необогащенного) угля, поступающего на фабрику для обогащения с четырех шахты: с шахты А - 400 т/ч о зольностью 20 %, с шахты Б - 200 т/ч с зольностью 22 %, с шахты В - 250 т/ч с зольность 24 %, с шахты Г - 150 т/ч с зольностью 18 %.

Ответ: 21,1 %.

Задача 6. Найти выход концентрата и количество меди, которое можно выплавить из него на металлургическом заводе (потери меди при плавке считать равными нулю ), если для обогащения на фабрику поступает медная

руда с содержанием меди 1,5 %. Производительность фабрики по руде 2000 т/ч; после обогащения руды получают концентрат с содержанием меди 20.5 % и хвосты с содержанием меди 0.5 %

Ответы : 5 % и 20.5 т.

Задача 7. Рассчитать выход концентрата, производительность по нему фабрики и извлечение в него меди, После обогащения медной руды получен концентрат с массовой долей меди 19 % и хвосты с массовой долей меди 0,1 %. Производительность фабрики по руде 500 т/ч. Руда поступает на обогащение с трех рудников: с рудника А - 35 % с массовой долей меди 0,9 %, с рудника Б - 42 % с массовой долей меди 1,5 %, с рудника В - 23 % с массовой долей меди 2,0 %.

Ответы: 6,9 %; 34,5 т/ч и 93 %

Задача 8. Вычислять выход и производительность по концентрату зольностью 8 % при зольности хвостов 65 %. если фабрика обогащает 250 т/ч угля с зольностью 16 %.

Ответ: 86 % и 215 т/ч.

Задача 9. Рассчитать количества свинца, теряемого в хвостах при флотации 600 т свинцовой руды с массовой долей свинца 4 %, если извлечение его в концентрат 85 %.

Ответ: 3.6 г.

Задача 10. Обогащается медная сульфидная руда с массовой долей меди 1,5 %; получен концентрат с массовой долей меди 15 % при выходе его 8 %. Вычислить эффективность обогащения. Полезный минерал в руде - халькопирит, массовая доля в нем меди 35%.

Ответ: 75,2 %.

Задача 11. При обогащении молибденовой сульфидной руды с массовой долей молибдена 0.01% получает концентрат и хвосты с массовой долей молибдена соответственно 40 и 0,001%. Определить эффективность обогащения, если полезный минерал в руде – молибденит , содержащий 67 % молибдена

Ответ: 90 %

Задача 12. При обогащении оловянной руды с массовой долей олова 0.3 % получает концентрат в хвосты с массовой долей олова соответственно 45 и 0,03 %. Определять эффективность обогащения , если полезный минерал в руде - касситерит, содержащий 79 % олова.

Ответ: 89,9 %

Задача 13. На обогатительную фабрику поступает уголь с четырех шахт:

с шахты А - 400 т/ч с зольностью 20 , с шахты Б - 200 т/ч с зольностью 22 % , с шахты В - 250 т/ч с зольностью 24 %, с шахты Г - 150 т/ч с зольностью 18 %. Рассчитать качество полученных при обогащении концентрата и хвостов (массовую долю в них золы), если выход хвостов равен 24.3 %, а извлечение золы в концентрат составляет 25%

Ответы: 7 и 66 %.

Задача 14. Фабрика перерабатывает 500 т/ч цинковой руды с массовой долей цинка 3 % получает 25 т/ч цинкового концентрата с массовой долей цинка 40 %, Определить эффективность обогащения, если полезный минерал в руде – сфалерит, содержащий 67 % цинка.

Ответ: 64,6 %.

Задача 15. На Фабрику поступает рядовой уголь с двух шахт: с шахты А - 30 % с зольностью 20 %, с шахты Б - 70 % с зольностью 22 % . После обогащения фабрика выдает концентрат и хвосты зольностью соответственно 8 и 70 %. Определить эффективность обогащения, если в чистом угле массовая доля горячей массы 95 %.

Ответ: 93.6 %.

## **Практическая работа №15**

### **Тема: Решение задач по определению производительности продуктов**

Для разработки проекта обогатительной фабрики необходимо иметь: задание на проектирование, топографические и инженерно-геологические данные по промышленной площадке, экономические данные в районе строительства, основные данные по горной части проекта, нормативные материалы, данные о результатах исследовательских работ по установлению вещественного состава и по испытаниям обогатимости полезного ископаемого.

**Задание на проектирование обогатительной фабрики** составляется министерством или дирекцией предприятия при участии проектной организации в соответствии с утвержденным ТЭО и перспективным планом развития данной отрасли промышленности. Задание утверждается той же инстанцией, которая будет утверждать проект фабрики.

В задании на проектирование фабрики указываются: основание для проектирования; район или пункт строительства фабрики; производительность фабрики по готовой продукции или по руде; источники снабжения сырьем и утвержденные запасы полезного ископаемого в месторождениях, на базе которых строится фабрика; источники снабжения фабрики водой и электроэнергией; намечаемое производственное и хозяйственное кооперирование с другими предприятиями; кондиции на готовую продукцию фабрики; сроки и очередность строительства; ориентировочные коэффициенты капитальных вложений и предельно допустимые удельные затраты на единицу годовой производительности фабрики; ориентировочные показатели стоимости обработки 1 т сырья и себестоимости годовой продукции.

**Данные о промышленной площадке:** топографический план местности в горизонталях с указанием существующих зданий и сооружений, подземных путей и растительного покрова; состав грунтовых вод, глубина промерзания грунта; направление господствующих ветров, количество осадков, колебания температуры; характеристика местных строительных материалов; источники водоснабжения, их дебит, химический и бактериологический составы воды и механические примеси в ней; источники электроснабжения и их характеристика.

**Экономические данные о районе строительства:** характер и перспективы промышленного развития района, топливные ресурсы и стоимость местного топлива; условия транспорта; условия получения и отпускные цены на электроэнергию и воду; наличие и стоимость основных материалов, необходимых для эксплуатации проектируемой фабрики; возможность обеспечения фабрики рабочей силой и размещения рабочих в существующих жилых поселках.

**Данные о горной части проекта:** календарный план развития рудника с указанием сортов полезного ископаемого и производительности по сортам в отдельные периоды эксплуатации рудника; содержание полезных компонентов

и вредных примесей в отдельных сортах полезного ископаемого, возможные колебания качества его за период эксплуатации месторождения; характеристика качества его за период эксплуатации месторождения; характеристика крупности полезного ископаемого и другие физические его свойства, в частности влажность, содержание глины, плотность и насыпной вес: график поступления полезного ископаемого на обогатительную фабрику в течение года, недели, суток и вид транспорта от рудника до фабрики.

**Нормативные материалы**, нормы технологического проектирования; типовые проекты обогатительных фабрик, отдельных цехов, технологических узлов и зданий вспомогательного назначения; ГОСТ на оборудование, сырье и готовую продукцию; противопожарные и санитарные нормы строительного проектирования; санитарные правила спуска промышленных сточных вод в общественные водоемы, выброса дыма сушильных печей и запыленного воздуха в атмосферу; нормы естественного и искусственного освещения; нормы и требования Гражданской защиты. Установка норм безопасности; правил устройства и эксплуатации электроустановок, силовых проводок и подъемных механизмов; правила хранения и применения ядовитых веществ. А также преysкуранты на оборудование, ценники на монтаж оборудования; справочники установки сметных норм на строительные работы; преysкуранты на руду, концентраты и материалы; тарифы на перевозку и хранение, накладные расходы на строительство и монтажные работы; амортизационные отчисления; тарифные сетки и ставки; начисления на заработную плату; длительность отпусков для отдельных категорий трудящихся; нормы отчислений на охрану труда и др.

**Данные о результатах исследовательских работ** по испытаниям обогатимости полезного ископаемого. Для выбора качественной схемы обогащения необходимо иметь: минералогический и химический анализы полезного ископаемого; характеристику вкрапленности минералов; материалы, характеризующие степень разрушенности минералов; материалы, характеризующие степень разрушенности ископаемого естественными процессами, содержание в ископаемом глины, первичных шламов; содержание внешней влаги; характеристику крупности и максимальную крупность ископаемого; результаты испытаний обогатимости по наиболее перспективным схемам, отличающимся числом стадий и крупностью материала, поступающего в отдельные стадии.

**Для расчета количественной и шламовой схем** необходимо иметь: характеристику крупности дробленных продуктов; данные о содержании полезных компонентов в продуктах отдельных операций; частные и общие извлечения полезных компонентов в отдельных операциях; оптимальные отношения жидкого к твердому в питании и в продуктах отдельных операций; удельные расходы свежей воды, добавляемой в отдельные операции.

**Для определения производительности оборудования** необходимо иметь результаты испытаний или практические данные, которые позволили бы установить норму удельной нагрузки. Для выбора флотационных машин,

контактных чанов и обезвоживающих операций. Эти данные должны содержаться в исследовательских отчетах.

Степень надежности результатов исследовательских работ зависит от масштаба испытаний. Для разработки технического проекта небольшой обогатительной фабрики при простой и хорошо освещенной технологии обогащения достаточен лабораторный масштаб исследований ископаемого при условии, что они по своему содержанию и объему удовлетворяют изложенным выше требованиям. При проектировании крупных фабрик, а также фабрик со сложной или новой технологией, либо фабрик, предназначенных для переработки полезного ископаемого нового типа, необходима проверка результатов лабораторных исследований ископаемого в полупромышленных или промышленных масштабах в условиях непрерывности процесса обогащения.

При выполнении работы необходимо строго учитывать требования к качеству концентратов, которые определяются ГОСТами или ТУ министерств и комбинатов. Ниже приведены данные о содержании основных полезных компонентов и вредных примесей в концентратах руд цветных и черных металлов и углей.

Свинцовые концентраты перерабатываются шахтной и реже горновой плавкой. Для горновой плавки требуются концентраты с содержанием свинца не ниже 70%, содержание вредных примесей  $\text{SiO}_2 < 2\%$ ;  $\text{Cu} < 1,5\%$ ;  $\text{Zn} < 2,5\%$ ;  $\text{Fe} < 8\%$ . Для шахтной плавки наиболее вредными примесями в концентратах являются цинк и медь. Пределы содержания в концентратах свинца и вредных примесей: 70-30% Pb; 2,5-12% Zn, 1,5-4% Sn.

Цинковые концентраты перерабатываются на дистилляционных и электролизных заводах. Наиболее вредной примесью в концентратах является железо (нежелательны также свинец, медь, мышьяк), содержащееся главным образом в самом сфалерите.

Пределы содержания в концентратах цинка и железа: 53-40% Zn; 7-16% Fe.

Медные концентраты поступают после обжига в отражательные печи для выплавки штейна. Содержание меди в концентратах колеблется в широких пределах в зависимости от химического состава полезного минерала и от характера прорастания сульфидов меди с другими минералами. Поэтому для каждой обогатительной фабрики установлены свои кондиции на содержание меди в концентрате: 45-10% Cu. Вредными примесями в концентратах являются цинк и свинец, а при больших содержаниях - глинозем.

Для медных концентратов свинцово-цинковой промышленности установлены следующие пределы содержания меди, свинца и цинка: 20-11% Cu; 7-19% Pb; 6 - 9% Zn.

Молибденовые концентраты потребляются в основном металлургической промышленностью. Наиболее вредными примесями в концентратах являются фосфор, мышьяк и олово (нежелательны кремнезем и медь). Пределы содержания в концентратах молибдена и вредных примесей: 50

- 47% Mo; 5 - 7% SiO<sub>2</sub>; 0,07 - 0,15% P; 0,5 - 2,0% Cu; 0,07% As; 0,07% Sn.

Вольфрамовые концентраты используются главным образом для выплавки ферровольфрама. Вредными примесями в концентратах являются фосфор, мышьяк, олово, сера, медь и кремнезем. Для вольфрамитовых и гюбнеритовых концентратов установлены следующие кондиции: 65 - 60% WO<sub>3</sub>; 11 - 18% Mn; 5% SiO<sub>2</sub>; 0,03 - 0,06% P; 0,05 - 0,1% As; 0,2 - 0,5% Sn; 1,5% S; 0,1 - 0,5% Cu. Для шеелитовых концентратов: 55 - 50% WO<sub>3</sub>; 4% Mn; 10% SiO<sub>2</sub>; 6 - 11% Fe; 3 - 7% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 3 - 6% S; 0,2 - 0,5% Cu.

Железные руды и концентраты используются в доменном и в сталеплавильном производствах, а также в специальных процессах, таких, как прямое восстановление железа, порошковая металлургия, производство губчатого железа.

Руды и концентраты, поступающие в доменную плавку, должны удовлетворять требованиям как по своим физическим свойствам, так и по химическому составу. Из физических свойств имеют значение: пористость, прочность при высоких температурах и крупность (кусковатость). Мелкие классы из поступающей в плавку руды удаляются, так как они сильно понижают газопроницаемость шихты и частично выносятся из печи газами.

Верхний предел крупности для магнетитовых доменных руд 40 - 50 мм, гематитовых руд 50 - 80 мм. бурых железняков 80 - 120 мм. Нижний предел крупности по условиям доменной плавки 3-5 мм. На обогатительных фабриках грохочение железной руды обычно ведется по крупности 10 мм, класс 10 - 0 мм и мелкие концентраты подвергаются агломерации. Концентраты крупностью менее 0,1 мм используются для приготовления окатышей. Предел влажности для магнетитовых руд 4 - 5%. В зимнее время для перевозимых по железной дороге мелких концентратов допустимая влажность определяется опытным путем из условий их несмерзаемости в вагонах.

Кондиции по содержанию железа в руде и концентратах зависят от многих причин - типа полезного рудного минералов, состава пустой породы, степени восстановимости руды и др.

Содержание железа в концентратах при обогащении магнетитовых, гематитовых, мартитовых и полумартитовых руд обычно составляет 60 - 68%, а при обогащении бурых железняков обычно составляет 45 - 50%. Содержание железа в концентратах, соответствующее наименьшей себестоимости чугуна и меньшим капитальным затратам на строительство обогатительной фабрики к металлургического завода, определяется технико-экономическими расчетами. Для магнетитовых, магнетито-мартитовых и мартитовых (гематитовых) руд содержащих кислую пустую породу, наивыгоднейшее содержание железа в концентрате составляет 65 - 68%.

## **РАСЧЕТЫ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ФАБРИКИ И ЕЕ ЦЕХОВ**

*Под производительностью обогатительной фабрики* понимается производительность ее главного цеха, т. е. цеха обогащения.

При определении суточной производительности фабрики могут встретиться следующие случаи.

**1. Обогажительная фабрика строится при руднике** или шахте, производительность которых известна. При одинаковом числе дней в неделю работы рудника и фабрики суточная производительность фабрики должна быть несколько выше среднесуточной производительности рудника, так как выдача полезного ископаемого из рудника происходит не строго равномерно за отдельные промежутки времени. Коэффициент увеличения производительности обогажительной фабрики по сравнению с производительностью рудника зависит от степени неравномерности добычи полезного ископаемого за отдельные периоды и емкости на руднике аккумулярующих устройств для ископаемого. Например, при системах разработки рудного месторождения с магазинированием руды рудник может достичь большой равномерности и в выдаче сырья на обогажительную фабрику. В этом случае производительность рудника и фабрики следует принимать одинаковой.

Производительность обогажительной фабрики, сооружаемой при угольной шахте (карьере), принимается равной производительности шахты с учетом валовой выдачи из шахты горной массы, но производительность оборудования от приемных устройств шахты до дозирочно-аккумуляторных бункеров фабрики принимают равной максимальной производительности шахтного подъема.

Производительность групповых и центральных угольных обогажительных фабрик устанавливают в зависимости от валовой добычи угля шахтами, закрепленными за данной фабрикой. Типовой ряд производительности этой группы фабрик 300, 450, 600 и 900 *т/ч*. Расчетную производительность углеприема и оборудования от ямы привозных углей до аккумуляющих бункеров принимают в 1,5 раза больше средней производительности обогажительной фабрики.

При добыче рудником разных сортов полезного ископаемого, требующих отдельного обогащения, фабрика должна быть секционной. Число секций и их производительность устанавливают в соответствии с планом добычи отдельных сортов ископаемого.

**2. Обогажительная фабрика должна обеспечить годовую производительность по готовой продукции металлургического завода** или другого предприятия, перерабатывающего фабричные концентраты.

Суточная производительность фабрики по исходному сырью в этом случае определится по формуле

$$Q_c = Q \beta / (\alpha \varepsilon_{\phi} \varepsilon_{3n} \eta), \quad (2.1.)$$

где,  $Q_c$  — суточная производительность обогажительной фабрики по исходному сырью, *т*;

$Q$  — годовая производительность металлургического завода по готовому продукту, *т*;

$\beta$  — содержание полезного компонента в готовом продукте металлургического завода;

$\alpha$  — содержание полезного компонента в исходном сырье, поступающем на обогатительную фабрику:

$\varepsilon_{\text{ф}}$  — извлечение полезного компонента в концентрат на фабрике;

$\varepsilon_3$  — извлечение полезного компонента при переработке концентрата на металлургическом заводе;

$n$  — запланированное календарное число дней работы обогатительной фабрики в год (при непрерывной рабочей неделе  $n=358$ , при прерывной неделе  $n = 307$ );

$\eta$  — коэффициент использования оборудования фабрики по времени — отношение чистого времени работы фабрики к запланированному календарному времени.

Значения  $\alpha$ ,  $\beta$  и  $\varepsilon$  в формуле (3) даны в долях единицы по отношению к сухому веществу. Если концентрат является готовой продукцией и дальнейшей переработке не подлежит, то значение  $\varepsilon_3$  следует принимать равным единице.

Произведение  $n$  и  $\eta$  равно числу суток работы обогатительной фабрики за год. При проектировании углеобогатительных фабрик число суток их работы в год берется равным 300. Для других обогатительных фабрик значения  $n$  и  $\eta$  принимают по табл. 1.

Если режим работы какого-либо цеха обогатительной фабрики не совпадает с режимом работы ее главного цеха (цеха обогащения), то суточную производительность такого цеха определяют по формуле

$$Q_{\text{с.ц.}} = Q_{\text{с}} (m_{\text{ф}} m_{\text{ц}}), \quad (2.2.)$$

где  $Q_{\text{с.ц.}}$  — суточная производительность цеха,  $t$ ;

$Q_{\text{с}}$  — суточная производительность фабрики,  $t$ ;

$m_{\text{ф}}$  и  $m_{\text{ц}}$  — число дней работы в неделю фабрики и цеха.

**Таблица 1. Значения  $n$  и  $\eta$  формуле (2.1.) принимаемые при проектировании обогатительных фабрик**

Типы фабрик	$n$	$\eta$	$N\eta$
Флотационные и мокрые	8	0,2-0,95	0-340
магнитообогатительные	7	0,6-0,98	4- 00
Гравитационные	7	0,8	0
В том числе углеобогатительные	7	0,5- 0,9	0- 300
Промывочные и промывочно-гравитационные	7	0,5-0,98	0- 300

Часовую производительность установленного в цехе оборудования подсчитывают по формуле

$$Q_o = (k Q_{\text{с.ц.}}) / t \quad (2.3.)$$

где  $Q_o$  — часовая производительность оборудования;

$Q_{с.ц}$  — суточная производительность цеха;

$t$  — расчетное время работы цеха в сутки в часах;

$k$  — поправочный коэффициент, учитывающий неравномерность тех свойств сырья, которые влияют на производительность оборудования данного цеха ( $k > 1$ ). Например, кусковатость и крепость руды влияют на производительность дробилок, неравномерность гранулометрического состава руды, создают колебания в выходах отдельных классов, направляемых в отсадку, и т. д. Для углеобогажительных фабрик принимают  $k = 1,15$ , для фабрик других полезных ископаемых  $k = 1,0 \div 1,1$ .

### ***В качестве примера приводим следующие вычисления***

*Выбрать и рассчитать схему дробления для следующих условий:*

*-производительность обогатительной фабрики по руде  $Q = 900000$  т/год;*

*-цех дробления работает 6 дней в неделю по 6 ч в смену, чистое время работы  $t = 15$  ч/сутки;*

*-цехи измельчения и обогащения работают 7 дней в неделю по 24 ч в сутки;*

*-руда характеризуется средней твердостью;*

*-характеристики крупности исходной руды и дробленых продуктов дробилок, среднего и мелкого дробления приведены в табл. 2.*

*1. Определяем суточную производительность обогатительной фабрики, суточную и часовую производительности цеха дробления*

*Примечания.*

*1). Максимальная крупность кусков в руде  $D = 1150$  мм.*

*2). Условная максимальная крупность продуктов дробления  $d$  дробилок: щековой — 150 мм, конусной среднего дробления — 45 мм, конусной мелкого дробления — 25 мм (при  $i = 13$  мм).*

*3). Относительная максимальная крупность дробленых продуктов дробилок; щековой  $z_p = 150/100 = 1,5$ ; конусной среднего дробления  $z_p = 45/25 = 1,8$ .*

*2. Выбираем варианты схемы дробления для технико-экономического сравнения.*

*Таким образом, расчету подлежат два вариант схемы дробления— трехстадиальная схема дробления без поверочного грохочения в последней стадии дробления и трехстадиальная схема с поверочным грохочением. Для расчета принимаем трехстадиальную схему дробления при крупности питания цеха измельчения 10 - 0 мм.*

### ***Режим работы отдельных цехов фабрики***

Режим работы цехов фабрики проектируется независимо от продолжительности рабочей недели и числа рабочих дней в неделю трудящихся.

График выходов на работу персонала фабрики составляется так, чтобы соблюдалась установленная продолжительность рабочей недели (41 и 36 ч, последняя — для вредных цехов) и одновременно обеспечивался запроектированный режим работы фабрики.

**Цехи дробления.** При производительности фабрики  $< 1000$  т/сутки значение  $n\eta$  принимается: при открытых горных работах для северных районов — 290 дней, для средней полосы — 300 дней, для южных районов и при подземных работах независимо от района — 305 дней в году. Цех проектируется из одно- или двухсменную работу при  $t$  соответственно равном 7 и 14 ч/сутки. Для мокрых магнитных и флотационных фабрик производительностью  $> 1000$  т/сутки принимается:  $n\eta = 340$  дней, круглосуточная работа цеха при  $t = 21$  ч/сутки.

Если цех дробления строится при карьере, то режим его работы проектируется таким же, как для карьера.

На промывочных фабриках дробленая руда поступает непосредственно в мойку, и время работы дробильного цеха совпадает со временем работы цеха обогащения.

Время работы дробильно-сортировочных фабрик, находящихся при шахте, совпадает со временем работы шахтного подъема.

**Цехи измельчения, флотации и мокрого магнитного обогащения.** Расчетное время работы принимают равным 24 ч в сутки, так как время простоя оборудования при ремонте учитывается коэффициентом  $\eta$ , входящим в формулу (2.1.) для определения суточной производительности обогатительной фабрики.

**Цехи гравитационного обогащения и промывочные.** Расчетное время работы принимают равным 24 ч в сутки. В некоторых случаях эти цехи проектируют на работу в две или три семичасовые смены. При этом необходимо учитывать потерю времени на пуск и остановку цеха, поэтому расчетное время работы берут на один час меньше общей продолжительности рабочих смен за сутки.

**Цех обезвоживания** работает, как правило, синхронно с цехом обогащения, расчетное время работы для этого цеха принимают таким же, как для цеха обогащения.

### **Производительность секций**

Производительность и число секций для обогащения однотипного сырья определяются в каждом конкретном случае технико-экономическим сравнением отдельных вариантов секционирования обогатительной фабрики. Для удобства эксплуатации фабрики желательно иметь только одну секцию при возможности обеспечения полной взаимозаменяемости аппаратов, выполняющих одинаковые технологические операции. Например, если на обогатительной фабрике устанавливают для основной флотации 10 флотационных машин, то при выходе из строя одной из них должна быть обеспечена возможность равномерного распределения нагрузки между

остальными 9 машинами.

Преимущества варианта односекционной обогатительной фабрики следующие: все машины одинакового технологического назначения работают в одинаковых условиях, т. е. для всей фабрики обеспечивается единый технологический процесс; выход из строя отдельных машин меньше отражается на показателях работы фабрики, так как имеется возможность равномерного распределения избыточной нагрузки между значительным числом параллельно работающих машин при относительно небольшой их перегрузке; упрощается организация ремонтных работ; на флотационных фабриках облегчается централизованная загрузка в машины реагентов; упрощаются автоматический контроль и автоматическое регулирование процесса обогащения.

Основным недостатком варианта односекционной обогатительной фабрики являются затруднения в транспорте и распределении продуктов обогащения. На такой фабрике в цехе флотации необходимо объединить сливы всех классификаторов цеха измельчения, подать их в центральный пульпораспределитель, который мог бы делить пульпу на любое требуемое число равных частей, а затем осуществить подводку их к отдельным флотационным машинам. Другим недостатком односекционного варианта является сложность организации испытаний в промышленных масштабах новых схем или новых режимов процессов обогащения. Для проведения таких испытаний следует при проектировании предусматривать возможность выделения из моносекции изолированной цепи аппаратов для опытной секции.

## Практическая работа №16

### Тема: Выбор и расчет отсадочных машин

Наиболее широкое распространение для гравитационного обогащения руд черных и цветных металлов, а также другого минерального сырья в водной среде находят беспоршневые отсадочные машины типа ОПМ и диафрагмовые отсадочные машины типа МОД.

Машины ОПМ в соответствии с ТУ должны изготавливаться в трех исполнениях в зависимости от крупности обогащаемого материала и способа разгрузки:

1—для обогащения руд крупностью до 4 мм с разгрузкой тяжелых фракций через искусственную постель и решето;

2 — для обогащения руд крупностью до 30 мм с разгрузкой тяжелых фракций через решето и разгрузочные устройства;

3 — для обогащения руд крупностью до 100 мм с разгрузкой тяжелых фракций через разгрузочные устройства.

В условное обозначение машин входят слова «машина отсадочная», тип машины (буквенное обозначение), ширина отсадочного отделения (в метрах), число камер (длиной каждая 1 м), номер исполнения, номер модели, климатическое исполнение, обозначение стандарта.

Машины диафрагмовые выпускают с горизонтальной либо вертикальной диафрагмой. В обозначение машины входят сокращенное название машины (машина отсадочная диафрагмовая) и рабочая площадь решет, соответствующая для большинства машин числу камер с площадью по 1 м<sup>2</sup>.

*Выбор типа отсадочной машины* определяется составом перерабатываемого сырья, крупностью питания и требованиями, предъявляемыми к продуктам обогащения.

*Область применения отсадочных машин* различного типа обусловлена крупностью питания, требуемой производительностью в операции, местом установки машин.

На фабриках небольшой производственной мощности, не имеющих воздушного хозяйства, целесообразно применение машин типа МОД. Эти же машины устанавливают в цикле измельчения с целью извлечения минералов с высокой плотностью из продукта разгрузки мельниц, работающих в замкнутом цикле с классификаторами. Машины с вертикальной диафрагмой применяют на драгах для обогащения россыпей. На фабриках с высокой и средней производственной мощностью предпочтительна установка беспоршневых отсадочных машин, имеющих большую площадь решет и соответственно высокую единичную производительность.

Технические характеристики беспоршневых отсадочных машин, выпускаемых заводами-изготовителями, приведены в табл. 4.35.

*Основные типоразмеры беспоршневых отсадочных машин (в скобках дано исполнение)*

ОПМ 12(1,2), ОПМ 13(1,2), ОПМ 14(1,2), ОПМ 15 (1,2) ОПМ 23(1,2), ОПМ 24(1,2,3), ОПМ 25(1,2), ОПМ 26 (3), ОПМ 34(1,2), ОПМ 35 (1,2)

**Таблица 6. Технические характеристики беспоршневых отсадочных машин типа ОПМ**

Параметры	ОПМ 12-101	ОПМ 12-201	ОПМ 13-101	ОПМ 13-201*	ОПМ 14-101	ОПМ 14-201	ОПМ 15-101**	ОПМ 15-201***
Площадь отсадочных камер, м <sup>2</sup>	,5	,5	,75	,75			,25	6,25
Мощность электродвигателя, кВт	,8	,8	,8	,8	,8	,8	,8	1,8
Габариты, мм:	340	340	640	640	000	000	250	7250
длина	500	500	500	500	500	500	500	2500
ширина								3500
высота	500	500	500	500	500	500	500	11,6
Масса, т	,7	,5	,5	,4	,3	,5	0,1	

\* Новое оборудование серийно не изготавливается, для применения в проектах необходимо согласование с заводом-изготовителем.

\*\* Для работы машин типа ОПМ необходимо избыточное давление воздуха не более 0,035 МПа; удельный расход сжатого воздуха не более 28—30 м<sup>3</sup>/т (соответственно исполнение машин 1 и ,2).

\*\*\* Удельный расход подрешетной воды при отсадке в зависимости от крупности руды 3—3,5 м<sup>3</sup>/т (соответственно исполнение машин 1 и 2).

Технические характеристики диафрагмовых отсадочных машин приведены в табл. 7.

Выбор типоразмера отсадочной машины производят, исходя из требуемой производительности с учетом крупности материала. Желательна моносекционная компоновка. При большой производственной мощности фабрики либо установке отсадочных машин, сопрягаемых с другими агрегатами, типоразмер и число машин определяют, исходя из требуемой

**Таблица 7. Технические характеристики диафрагмовых отсадочных машин типа МОД (ТУ 48-22-41—81)**

Параметры	МО	МО	МО	МОД-
	Д-1М	Д-2М	Д-3М	4М
Общая рабочая площадь решет, м <sup>2</sup>	1	2	3	4
Расположение решет	Горизонтальное			Вертикальное

Максимальная крупность кусков исходного материала, мм	- 15+0,5	- 15+0,5	- 15+0,5	-30+0,5
Мощность двигателя, кВт	1,1	2,2	2X2 ,2	2X2,2 3500
Габариты мм:	193	2550		2600
Длина	0	1350	385	2100
Ширина	105	2250	0	3,5
Высота	0	1,8	135	
Масса, т	205		0	
	0		225	
	1		0	
			2,7	

Примечания. 1. Крупность подрешеточного материала не более 5 мм. 2. Расход воды при отсадке не более 3,3—8,8 М<sup>3</sup>/т руды.

площади отсадки  $S(\text{м}^2)$ :

$$S=Q/q \quad (8)$$

где  $Q$  —производительность машины в операции отсадки, т/ч;  $q$ — удельная производительность машины, т/(м<sup>2</sup>\*ч).

Удельная производительности может сильно изменяться в зависимости от крупности питания и вида операции отсадки. Ориентировочные нормы удельной производительности для руд разного типа приведены в табл. 8.

Число устанавливаемых машин  $n$  определяется по формуле

$$n=S/S_m \quad (9)$$

где  $S_m$ —суммарная площадь решет в машине данного типоразмера.

*Сроки службы отсадочных машин и их узлов* определяются типом обогащаемого полезного ископаемого.

Ресурс до капитального ремонта для машин при обогащении руды черных и цветных металлов — 36 000 ч; для машин при обогащении алмазосодержащих руд — 28 000 ч. Средний ресурс быстроизнашивающихся деталей: для насадки разгрузочного устройства — 1000 ч; для отсадочного решета — 500 ч.

Средний срок службы машины до списания— 12 лет.

**Таблица 8 Ориентировочные удельные производительности отсадочных машин для руд разного типа**

Обогащаемый материал	Получаемые продукты	Удельная производительность, т/(м <sup>2</sup> *ч)
Коренные золотые руды	Черновые концентраты в цикле измельчения	20—50

Россыпные золотые руды	Бедный концентрат и отвальные хвосты	10—20
Россыпные руды редких металлов	То же	5—10
Оловянные и вольфрамовые руды при крупности питания, мм: 16—8	Грубый концентрат и богатые хвосты для дальнейшей обработки	7—12
3—1	Бедный концентрат и отвальные хвосты	4—6
Марганцевые и железные окисленные руды при крупности питания, мм: 20—15	Окончательный концентрат, промпродукт и отвальные хвосты	5-7
4—2	То же	2—5
Усредненные нормы по ТУ для машин ОПМ: исполнение 1 исполнение 2 исполнение 3		8—10 10—12 10—15

**Практическая работа №17**  
**Тема: Выбор и расчет концентрационных столов**

Плоскокачающиеся концентрационные столы предназначены для разделения измельченных рудных ископаемых в водной среде по плотности при крупности материала от 0,01 до 3 мм.

В зависимости от крупности обогащаемого материала и формы поверхности деки столы изготавливают следующих типов: тонкошламовые (ТШ), шламовые (Ш) и песковые (П). В зависимости от места подачи питания на деку (если смотреть на деку со стороны приводного механизма) столы изготавливают левого (Л) либо правого исполнения. В условное обозначение включены: слово «стол», сокращенное наименование (стол концентрационный опорный — СКО), суммарная площадь дек, исполнение (только для левого), тип и наименование стандарта.

Выбор типа концентрационного стола производят в зависимости от крупности обрабатываемого материала следующим образом:

Крупность питания, мм	3-0,2	0,2-0,04	0,1-0,01
Тип стола	П	Ш	ТШ

**Таблица 30. Основные параметры концентрационных столов.**

Параметры	СКО 0,5	СКО - 2	СКО - 7,5	СКО - 15	СКО - 22	СКО - 30	СКО - 37*	СКО - 45**
Площадь, м <sup>2</sup> : одной деки	0,5	2	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5	7,5
общая	0,5	2	7,5	15	22,5	30	37,5	45
Число дек	1	1	1	2	3	4	5	6
Мощность двигателя, кВт	0,37	0,37	0,75	2,2	2,2	2,2	2X2,2	2X2,2
Габариты, мм: длина	1550	3000	5500	5800	5900	5900	5900	5900
ширина	660	1250	2300	2300	2300	2400	2400	2400
высота	660	1000	1500	1700	2300	3100	3600	4100
Масса, т	1,1	0,45	1,7	2,6	3,3	4,5	6,4	7

Производительность столов  $Q_c$  (т/ч) рассчитывается по эмпирической формуле

$$Q_c = 0,1 \rho_p m \left( F d_{cp} \frac{\rho_T - 1}{\rho_L - 1} \right)^{0,6} = Q_d m,$$

где,

$\rho_p$ ,  $\rho_T$  и  $\rho_L$  — объемная плотность соответственно руды, удельно-тяжелых и удельно-легких минералов, т/м<sup>3</sup>;

$m$  — число дек;

$F$  — площадь одной деки, м<sup>2</sup>;

$d_{cp}$  — средний диаметр зерна обогащаемом классе, мм;

$Q_d$  - производительность на одну деку, т/ч.

Число столов, необходимых для обогащения класса данной крупности, рассчитывают по формуле

$$n = Q / Q_c$$

где

$Q$  — требуемая производительность по данному классу крупности с учетом циркулирующей нагрузки, т/ч.

Ориентировочно производительность концентрационных столов различных типоразмеров в расчете на 1 деку может быть принята по табл. 31.

*Показатели надежности концентрационных столов:* срок службы до списания — не менее 10 лет; установленный ресурс до первого капитального ремонта — не менее 22 000 ч; наработка на отказ — не менее 2500 ч; срок службы покрытий из стеклопластика — не менее 3 лет; коэффициент технического использования — не менее 0,95.

**Таблица 31. Ориентировочная производительность (т/ч) концентрационных столов разного типа на одну деку**

Тип стола	СКО-0,5	СКО-2	СКО-7; СКО-15; СКО-22; СКО-30; СКО-37; СКО-45
П	0,05	0,3-1,0	1-3,5
Ш	----	0,08-0,3	0,3-1
ТШ	----	-----	0,2-0,5

## Практическая работа №18

### Тема: Выбор технологических схем флотационного обогащения

Схемы флотации отличаются по числу стадий и циклов обогащения, по числу перечисток концентрата и контрольных флотации хвостов в отдельных циклах, по точкам, в которые возвращаются промпродукты в цикл флотации. Число стадий и циклов обогащения является наиболее важным отличительным признаком, определяющим принципиальную схему флотации. Последние два признака определяют детали построения схемы флотации внутри отдельных стадий и циклов обогащения.

Принципиальной схемой флотации называется такое изображение схемы, на котором указаны только стадии и циклы обогащения, исходные и конечные продукты каждой стадии и цикла. В зависимости от числа стадий схемы флотации подразделяются на одно-, двух- и многостадийные.

Каждая стадия обогащения может включать одну или несколько циклов. Например, при одностадийной схеме флотации монометаллических руд может быть один, два или несколько циклов. В первом случае схема имеет только две ветви - ветвь перечисток концентрата и ветвь контрольных флотации хвостов. Два цикла появляются в тех случаях, когда перед флотацией разделяется на два продукта - пески и шламы с последующим отдельным их обогащением или когда промпродукты обогащаются в отдельном, самостоятельном цикле.

Понятия стадия и цикл обогащения нуждаются в уточнении. На практике нередко встречаются схемы, когда промпродукт доизмельчается не в отдельном самостоятельном цикле, а возвращается в цикл измельчения руды. Такая схема должна быть отнесена к одностадийной, так как здесь нет возможности установить специальный, самостоятельный режим для измельчения промпродукта. Обратный промпродукт всегда имеет меньшую крупность, чем питание, флотации. Поэтому возвращением промпродукта в цикл измельчения руды не достигается заметного уменьшения его крупности, так как он сразу же уходит в слив классификатора.

Число возможных вариантов принципиальных трехстадийных схем флотации значительно больше числа вариантов двухстадийных схем. Трехстадийные схемы за последние годы стали широко применяться для руд с неравномерной или сложной вкрапленностью. Схемы флотации с числом стадий более трех применяются редко.

**Выбор принципиальной схемы флотации монометаллических руд** зависит в основном от характеристики вкрапленности в руде полезного минерала и способности полезного минерала и пустой породы к ошламование при измельчении.

Общее правило: тем более неравномерна по крупности выделений вкрапленность полезного минерала и чем он больше шламуется при измельчении, тем больше оснований для применения стадийного обогащения.

При проектировании схемы обогащения должен соблюдаться принцип:

извлекать полезный минерал в окончательный концентрат и удалять пустую породу в хвосты по возможности в крупном виде (не дробить ничего лишнего).

Стадиальное обогащение применяется для того, чтобы не допустить излишнего переизмельчения полезных минералов и пустой породы. Особенно важно избежать тонкого измельчения большого количества пустой породы, что достигается выводом из процесса основной массы хвостов, по возможности в крупном виде. Если при грубом измельчении руды часть полезного минерала остается в сростках, то эти сростки должны быть выделены в промпродукт, до измельчение, которого стоит дешевле, чем измельчение всей массы руды.

Число стадий обогащения зависит от характера вкрапленности в руде полезного минерала и его способности к ошламованию при операциях измельчения. Эта зависимость устанавливается при рассмотрении ряда примеров, встречаемых в практике обогащения.

**1. Крупная вкрапленность, полезные минералы не склонны к ошламованию.** Кондиционные концентраты и отвальные хвосты могут быть получены при флотации грубоизмельченной руды. Так как полезные минералы не склонны к ошламованию, то при грубом измельчении вредное влияние ошламования проявится слабо и не вызовет ухудшение технологических показателей при обогащении руды по одностадиальной схеме.

**2. Крупная вкрапленность, полезные минералы** легко переизмельчаются. Лучшие результаты обогащения будут получены при двухстадиальной схеме флотации с выделением в первой стадии части кондиционного концентрата, который тем самым предохраняется от излишнего ошламования. Хвосты первой стадии, содержащие крупные зерна полезного минерала, должны доизмельчаться и направляться во вторую стадию обогащения.

**3. Агрегатная вкрапленность.** В практике обогащения часто встречаются руды, в которых полезный минерал заключен в сравнительно крупные агрегаты, представляющие собой, в свою очередь, тонкие сростки полезного минерала с другими минералами. Подобный тип вкрапленности имеют молибденитовые и графитовые руды, а также значительная часть полисульфидных руд.

Для получения чистых концентратов такие руды требуют тонкого измельчения, однако бедные хвосты могут быть получены и при грубом помоле, достаточном для освобождения из сростков крупных агрегатов. Поэтому следует после грубого измельчения руды выделить основную массу отвальных хвостов и бедный концентрат, который следует направить в отдельный цикл измельчения и далее во вторую стадию обогащения.

В некоторых случаях более высокие технологические показатели достигаются при обогащении руд с агрегатной вкрапленностью по двухстадиальной трехцикловой схеме, предусматривающей измельчение и флотацию бедного концентрата и промпродукта в отдельных циклах. Это дает возможность более точного подбора условий обогащения, чем и вызывается улучшение технологических показателей.

**4. Неравномерная вкрапленность.** Наиболее часто встречаются руды, обладающие неравномерной по крупности вкрапленностью полезных минералов. Уже при сравнительно грубом измельчении такой руды часть полезного минерала, находящаяся в более крупных выделениях, освобождается из сростков, что дает возможность извлечь ее в богатый концентрат. Для получения же отвальных хвостов требуется более тонкое измельчение руды.

Руды с подобным типом вкрапленности следует обогащать по двухстадиальной схеме с выделением в первой стадии обогащения части кондиционного концентрата и богатых хвостов, направляемых в доизмельчение и вторую стадию.

Применение стадийного обогащения особенно необходимо в тех случаях, когда неравномерно вкрапленный полезный минерал подвержен сильному ошламованию. Для таких руд может быть принята трехстадиальная схема обогащения с последовательным доизмельчением хвостов.

Если при неравномерной вкрапленности часть полезного минерала представлена чрезвычайно мелкими выделениями, то для разрушения всех сростков хвосты первой стадии пришлось бы подвергнуть очень тонкому измельчению, что невыгодно. Поэтому с целью экономии на измельчении хвосты первой стадии доизмельчаются лишь до такой крупности, чтобы получить достаточно богатые сростки для возможности извлечения их в промпродукт. Тогда во второй стадии обогащения получают три продукта: кондиционный концентрат, в который извлекают свободные зерна полезного минерала: промпродукт, куда извлекаются сростки; отвальные хвосты. Промпродукт направляется в доизмельчение и в третью стадию обогащения.

Таким образом, при флотации руд с неравномерной вкрапленностью полезного минерала следует применять двухстадиальные или трехстадиальные схемы обогащения, причем если полезный минерал при этом сильно шламуется, то наиболее экономичными будут трехстадиальные схемы.

Стадийные схемы обогащения с выделением в первой стадии части готового концентрата в последние годы стали получать широкое распространение. Примером могут служить Норильская, Балхашская, Миргилимсайская и другие обогатительные фабрики, ранее применявшие одностадийные схемы обогащения.

**5. Мелкая равномерная вкрапленность.** Этот тип вкрапленности встречается в некоторых порфировых рудах. Если бы при измельчении руды поверхности разлома проходили только по контактам сростшихся минералов, тогда при равномерной вкрапленности освобождение из сростков всех зерен полезного минерала происходило бы одновременно после достижения некоторой определенной степени измельчения. В этом случае одностадийная схема обогащения такой руды была бы наиболее рациональной. В действительности вкрапленность минералов в руде никогда не бывает вполне равномерной, а поверхности излома зерен в процессах дробления и измельчения проходят не только по контактам сростшихся минералов. Поэтому даже при измельчении руд, обладающих сравнительно равномерной

вкрапленностью, освобождение полезного минерала из сростков происходит постепенно по мере повышения степени измельчения.

Так как процесс раскрытия зерен всегда происходит в некотором диапазоне крупности измельчения, то в пределах этого диапазона в пульпе содержатся как свободные зерна полезного минерала, так и сростки. В целях экономии на измельчении и ограничения вредного влияния ошламования руду с мелкой равномерной вкрапленностью следует измельчать до крупности, обеспечивающей освобождение из сростков только части полезного минерала. Другая же его часть может остаться в сростках, если они достаточно богаты, для извлечения их в промпродукт, который затем должен направляться в доизмельчение и вторую стадию обогащения. Для извлечения сростков применяют при флотации сильные коллекторы и вспениватели.

**6. Сложная и очень неравномерная вкрапленность.** Руды с таким характером вкрапленности содержат разные по своей величине выделения полезного минерала и агрегаты, представляющие собой тонкие сростки полезного минерала с другими минералами. Наиболее экономичной для обогащения руд с такой вкрапленностью будет трехстадиальная схема.

**7. Руды, содержащие много первичных шламов и растворимых солей, вредящих флотации.** Первичные шламы иногда обогащаются в отдельном цикле, чем достигается улучшение показателей обогащения

Первичные шламы обычно выделяются после первого приема измельчения в механическом классификаторе или гидроциклоне. При этом пески классификатора обогащаются более твердыми и тяжелыми минералами. Например, при механической классификации измельченных уральских медно-пиритных руд песковая часть всегда обогащена пиритом, а слив — пустой породой и легкоизмельчающимися вторичными сульфидами.

На Красноуральской обогатительной фабрике для обогащения руды с высоким содержанием серицит-хлоритовых сланцев применялась схема с отдельной обработкой песков и шламов. Пески классификатора значительно обогащались пиритом и после выделения из них медного концентрата представляли собой кондиционный пиритный концентрат.

В некоторых рудах первичные шламы обладают высокой флотационной активностью. В этих случаях прибегают к предварительной флотации шламов с небольшими добавками вспенивателя. Иногда руды содержат первичные шламы, которые плохо флотируются сами и так вредят флотации, что их после выделения направляют в отвал. В качестве примера можно указать на схемы флотации железных руд и некоторых неметаллических полезных ископаемых — алунитов, кианитов и фосфоритов.

#### **Принципиальные схемы флотации полиметаллических руд**

При обогащении полиметаллических руд в зависимости от их состава могут получаться два, три и больше концентратов. Ниже рассмотрены принципиальные схемы флотации полиметаллических руд, содержащих три полезных компонента.

Основные выводы и положения, относящиеся к этим схемам, справедливы

для биметаллических руд, а также для руд с большим числом полезных компонентов.

Для руд с тремя полезными компонентами можно применить четыре принципиальные схемы флотации:

- с прямой селективной флотацией;
- с частичной коллективной флотацией;
- с предварительной коллективной флотацией;
- с фракционной коллективной флотацией.

Главное различие между этими схемами заключается в числе циклов, через которые проходит основной поток пульпы (содержащий пустую породу).

В схеме с прямой селективной флотацией хвосты выделяются в третьем цикле обогащения, основной поток пульпы проходит три цикла.

В схемах с частичной коллективной флотацией основной поток пульпы проходит два цикла обогащения.

В схемах с предварительной коллективной флотацией основной поток пульпы проходит только один цикл обогащения. Главной целью предварительной коллективной флотации является удаление в хвосты пустой породы, по возможности в крупном виде, в первом же цикле обогащения. Перед коллективной флотацией не требуется освобождения сульфидов из сростков друг с другом, а достаточно лишь освободить сульфидные агрегаты из сростков с пустой породой. Так как полиметаллические руды обладают, как правило, агрегатной вкрапленностью, то коллективную флотацию можно проводить при более грубом измельчении руды по сравнению с селективной флотацией.

После удаления в цикле коллективной флотации основной массы пустой породы получается коллективный концентрат, представляющий собой богатую полиметаллическую руду, которую можно дальше обогащать по схеме с прямой селективной или частичной коллективной флотацией.

Если бы пустая порода полностью удалялась в хвосты при коллективной флотации, то не потребовалось бы циклов флотации, указанных на схемах пунктиром. Практически эти циклы необходимы для удаления в хвосты небольшого количества породы, оставшейся в коллективном концентрате. Это особенно необходимо, когда выход концентрата III мал. В таких случаях даже небольшое количество оставшейся в коллективном концентрате породы сильно разубоживает концентрат после флотации третьей стадии.

Фракционная коллективная флотация дает возможность улучшить результаты обогащения руд, в которых флотационная активность отдельных разностей одного и того же минерала различна. Например, в свинцово-цинковых и в свинцово-медно-цинковых рудах иногда содержатся легко- и труднофлотируемые разности цинковой обманки.

При получении из таких руд коллективного концентрата для извлечения труднофлотируемых разностей сфалерита пришлось бы в коллективной флотации применять активатор — медный купорос и загружать значительное количество коллектора. Это вызвало бы затруднения при последующей

селективной флотации коллективного концентрата.

При схеме с фракционной коллективной флотацией эти затруднения устраняются. В процессе флотации свинцово-медно-цинково-пиритных руд в первую фракцию коллективного концентрата следует извлечь полностью свинец и медь и лишь частично — цинк и пирит. Дальнейшая селективная флотация первой фракции облегчается тем, что она получена при сравнительно малой дозировке коллектора и содержит неактивированный сфалерит. Вторая фракция коллективного концентрата, не содержащая галенита и сульфидов меди, присоединяется к цинково-пиритным хвостам селективной флотации первой фракции.

Схемы с предварительной коллективной флотацией имеют экономические преимущества по сравнению со схемами с прямой и с частичной коллективной флотацией. Эти преимущества заключаются в следующем.

Обычно при схемах с предварительной коллективной флотацией руда измельчается до крупности 45—55% —0,074 мм и тонкому измельчению подвергается только коллективный концентрат, выход которого невелик, особенно в случае бедных руд. Тогда, как при схемах с прямой селективной флотацией, необходимо измельчение руды до 60—80% —0,074 мм. Вследствие этого достигается экономия на измельчении.

2. Расход депрессоров и активаторов меньше.

3. Количество потребных флотационных машин меньше. Величина экономии, получаемой при схеме с предварительной коллективной флотацией, зависит от характера вкрапленности и содержания полезных минералов в руде. При крупной вкрапленности экономии на измельчении не будет, так как в этом случае необходимая степень измельчения руды определяется только размером зерен, которые могут подниматься в пену, и при любой схеме будет одинакова. Для руд с агрегатной вкрапленностью экономия на измельчении может быть очень значительной (до 30%).

### **Выбор принципиальной схемы флотации для отдельных типов полиметаллических руд**

В зависимости от минералогического состава и содержания металлов полиметаллические руды подразделяются на четыре группы.

**Первая группа** — сплошные сульфидные руды с высоким содержанием цветных металлов. Эти руды состоят в основном из сульфидов свинца, меди, цинка и железа. Общее содержание сульфидов 75—90%, содержание цветных металлов 6—15%.

Для обогащения руд этой группы обычно применяется прямая селективная флотация. В тех случаях, когда хвосты флотации достаточно богаты серой и могут быть использованы в качестве сырья для сернокислотной промышленности, схемы с прямой селективной флотацией наиболее рациональны.

Если содержание пустой породы в руде больше 15—20%, то хвосты селективной флотации будут иметь содержание серы ниже кондиционного. Тогда при равных технологических показателях предпочтение следует отдать

схеме с предварительной коллективной флотацией.

**Вторая группа** — сплошные сульфидные руды с низким содержанием цветных металлов и высоким содержанием серы. К этой группе относятся руды большинства месторождений медисто-цинковистых пиритов. Содержание меди в медисто-цинковистых пиритах составляет 1—2% и цинка 1—2,5%,

Для обогащения руд этой группы наиболее перспективной является схема с предварительной коллективной флотацией сульфидов меди и цинка и получением богатых пиритных хвостов. При пониженном содержании серы в руде хвосты коллективной флотации будут некондиционными по содержанию серы. В этом случае наиболее выгодной является схема с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов.

**Третья группа** — вкрапленные полиметаллические руды с высоким содержанием цветных металлов. К этой группе относится значительное число руд эксплуатируемых свинцово-цинковых и медно-цинковых месторождений. Суммарное содержание меди, свинца и цинка в рудах этого типа достигает 8—15%.

При крупной вкрапленности полезных минералов руды обогащаются по схеме с прямой селективной флотацией. При агрегатной вкрапленности более экономичной будет схема с предварительной коллективной флотацией.

**Четвертая группа** — вкрапленные руды с низким содержанием цветных металлов. Суммарное содержание цветных металлов в рудах, как правило, не превышает 3—4%, а в некоторых случаях — 2%. Содержание пирита иногда достигает 30—40%. Для обогащения руд этой группы по экономическим условиям следует применять схемы с предварительной коллективной флотацией.

Под реагентным режимом флотации подразумевают ассортимент применяемых реагентов, их расход, порядок подачи в процесс и продолжительность контакта реагентов с пульпой.

Подача реагентов в процесс происходит в следующей последовательности. Вначале к пульпе добавляются реагенты-регуляторы, изменяющие рН среды, подавители и другие, затем собиратель и в последнюю очередь пенообразователь. Эта общая схема может иметь много разновидностей и уточнений. Так, например, при флотации несulfидных руд жирными кислотами, при активирующем действии ионов железа, получающихся в измельчении, целесообразно добавление соды в мельницы (для перевода железа в малорастворимые гидроокиси). Иногда оказывается полезным добавить жидкое стекло в слив мельниц для пептизации пульпы в классификаторах.

При необходимости длительного контакта с минералами реагенты-регуляторы подают в специальные контактные чаны или в насосы, подающие пульпу в эти чаны (для увеличения продолжительности контакта и лучшего перемешивания реагента).

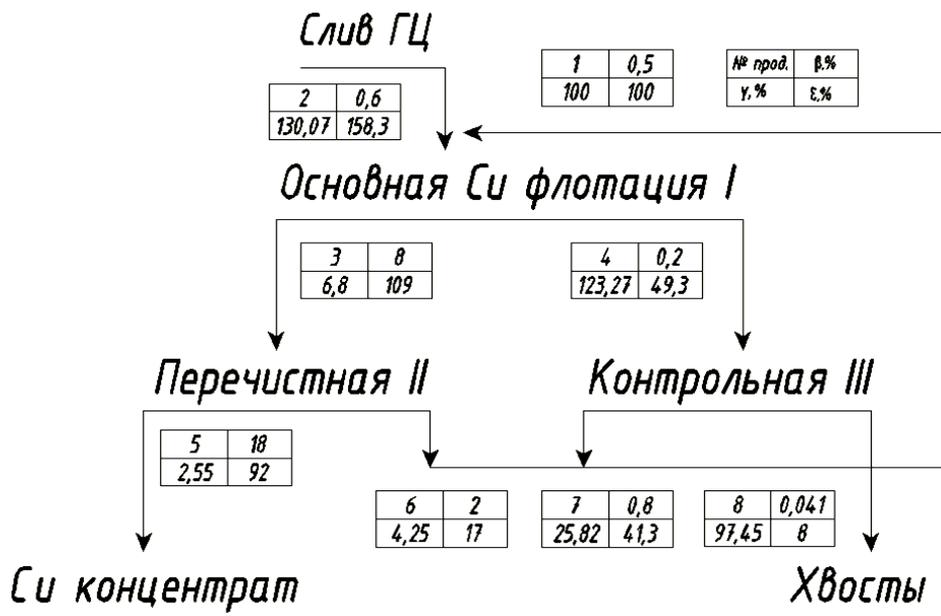
Для реагентов-собирателей обычно необходим контакт с пульпой в течение нескольких минут, поэтому их подают в контактный чан. Причем необходимо, чтобы компоненты пульпы предварительно прореагировали с

реагентами-регуляторами. Поэтому иногда приходится устанавливать дополнительный контактный чан для отдельного контакта пульпы с реагентами-регуляторами и собирателями. При быстром и не особенно избирательном взаимодействии минералов с собирателем целесообразно подавать этот реагент не сразу, а отдельными порциями (так называемая дробная подача реагента). При этом часть реагента (обычно большую) подают в контактный чан, а остальные порции — в отдельные камеры флотационных машин. Если применяют машины механического типа, то добавочные порции реагента следует подавать в пульпу, поступающую на импеллер. Соотношение расхода реагентов в отдельных точках, при котором получаются лучшие результаты, подбирают экспериментально. Примером целесообразной дробной подачи реагентов-собирателей является флотация каменных углей.

Если необходимо воздействие собирателя на свежесоблаженные минеральные грани, реагент подают в мельницу. Иногда при большой скорости взаимодействия собирателей с минералами эти реагенты можно подавать во флотационную машину, не применяя контактного чана.

Реагенты-пенообразователи подают, как правило, после собирателя непосредственно во флотационную машину. Продолжительность их контакта с пульпой обычно составляет 1—2 мин.

Для правильного использования реагентов большое значение имеет способ их подготовки перед дозированием. При применении реагентов в виде растворов необходимо подобрать оптимальную концентрацию этих растворов. Слишком разбавленные растворы применять неудобно ввиду их большого объема. Однако нельзя применять и излишне концентрированные растворы, которые трудно дозировать (вследствие высокой вязкости) или доставлять по трубопроводам. Концентрированные растворы жидкого стекла, отлагаясь на стенках реагентопроводов, закупоривают их. Иногда в концентрированных растворах реагенты изменяют свои свойства (например, крахмал и олеат натрия образуют плохо диспергируемые в воде мицеллы).



## Практическая работа №19

### Тема: Выбор и расчет технологических схем обогащения монометаллических руд

Технологический баланс металлов составляется по данным химических анализов руды и продуктов обогащения и сухой массы переработанной руды за определенный период времени. Технологический баланс необходим для оперативного контроля и управления ходом технологических процессов, соблюдения кондиций на получаемые концентраты и хвосты, и определения извлечения металлов в концентраты.

Баланс металла рассчитывается по технологическим показателям руды и конечных продуктов обогащения (концентрата и хвостов).

Ведем следующие обозначения:

$\alpha, \beta_k, \beta_{xв}$  - содержание ценного компонента соответственно в исходном сырье, концентрате и хвостах, %;

$\gamma_u, \gamma_k, \gamma_{xв}$  - соответственно выход исходной руды ( $\gamma_u=100\%$ ) концентрата и хвостов, %;

$\varepsilon$  - извлечение металла в руде равно 100 %;

$\varepsilon_k$  - извлечение металла в концентрат, %

$\varepsilon_{xв}$  - извлечение металла или потери металла в хвостах, %

n- степень концентрации.

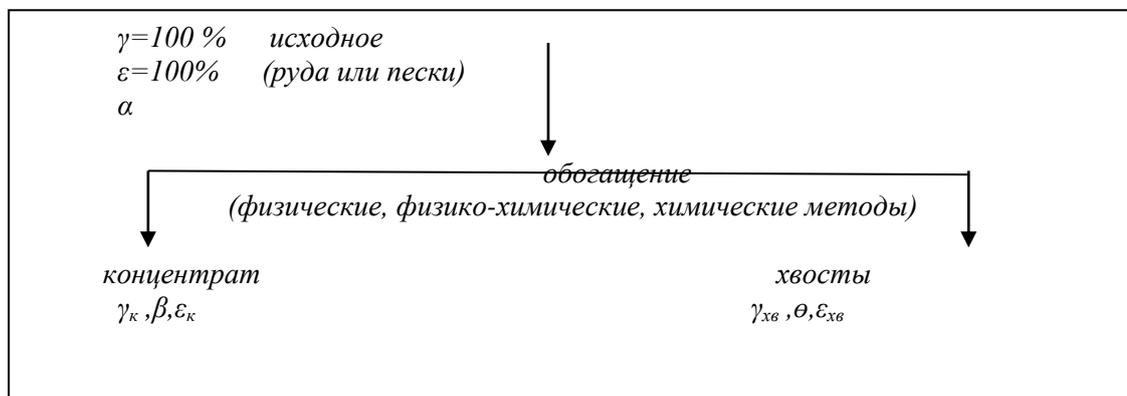
Выходом продукта обогащения называется отношение массы полученного продукта к массе переработанного исходного сырья, выраженное в процентах.

Извлечением полезного компонента называется отношение массы полезного компонента в продукте обогащения к массе того же компонента в исходном сырье, выраженное в процентах.

Степенью концентрации называется отношение содержащая полезного компонента в концентрате к содержанию его в исходном сырье.

Введем формулы для вычисления выходов и извлечения по известным содержаниям ценного компонента в продуктах обогащения и в исходном сырье.

Сумма выходов конечных продуктов обогащения равна выходу исходного минерального сырья, принимаемому за 100 %.



Баланс по руде будет выражаться:

$$100 = \gamma_k + \gamma_{xв}$$

Используя принятые обозначения, составим баланс по ценному компоненту:

$$100\alpha = \gamma_k \beta_k + \gamma_{xв} \beta_{xв}$$

$$\text{или } 100\alpha = \gamma_k \beta_k + (100 - \gamma_k) \beta_{xв}$$

Решая уравнения относительно  $\gamma_k$ , находим:

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \beta_{xв}}{\beta_k - \beta_{xв}} \cdot 100\%$$

Расчетная формула для выхода хвостов будет:

$$\gamma_{xв} = \frac{\beta_k - \alpha}{\beta_k - \beta_{xв}} \cdot 100\%$$

Определим извлечение компонента в концентрат:

$$\varepsilon_k = \frac{\alpha - \beta_{xв}}{\beta_k - \beta_{xв}} \cdot \frac{\beta_k}{\alpha} \cdot 100\% = \frac{\gamma_k \cdot \beta_k}{\alpha} \cdot 100\%$$

$$\varepsilon_{xв} = \frac{\beta_k - \alpha}{\beta_k - \beta_{xв}} \cdot \frac{\beta_{xв}}{\alpha} \cdot 100\% = \frac{\gamma_{xв} \cdot \beta_{xв}}{\alpha} \cdot 100\%$$

в хвостах

$$\varepsilon = \varepsilon_k + \varepsilon_{xв} = 100\%$$

Степень концентрации (обогащения) определяется по формуле:

$$K = \frac{\beta_k}{\alpha}$$

### **Пример расчета**

Рассчитать баланс металла при обогащении медно-порфировой руды, содержащей 0,5% меди ( $\alpha_{Cu}=0,5\%$ ); медный концентрат, полученный в результате обогащения этой руды по схеме, представленной на рис. 1, содержит 18% меди ( $\beta_{Cu}=18\%$ ) при извлечении меди в концентрат  $\varepsilon_{Cu}=92\%$ ; производительность фабрики равна 10000 т/сут.

Исходные данные вносим в соответствующие графы таблицы баланса металлов (табл.6.1).

Определяется выход медного концентрата:

$$\gamma_k = \frac{\varepsilon_k - \alpha}{\beta_k} = \frac{92 \cdot 0,5}{18} = 2,55\%$$

Тогда выход хвостов:

$$\gamma_{xв} = 100 - \gamma_k = 97,45\%$$

Извлечение меди в хвосты (потери меди):

$$\gamma_{Cu/xв} = 100 - 90 = 8\%$$

Содержание меди в хвостах:

$$\beta_{xв} = \frac{\varepsilon_{Cu/xв} \cdot \alpha}{\gamma_{xв}} = \frac{8 \cdot 0,5}{97,45} = 0,041\%$$

Затем определяется масса полученных продуктов – медного концентрата и хвостов – по заданной производительности фабрики.

Масса медного концентрата:

$$M_k = \frac{10000 \cdot 2,55}{100} = 255 \text{ м / сут}$$

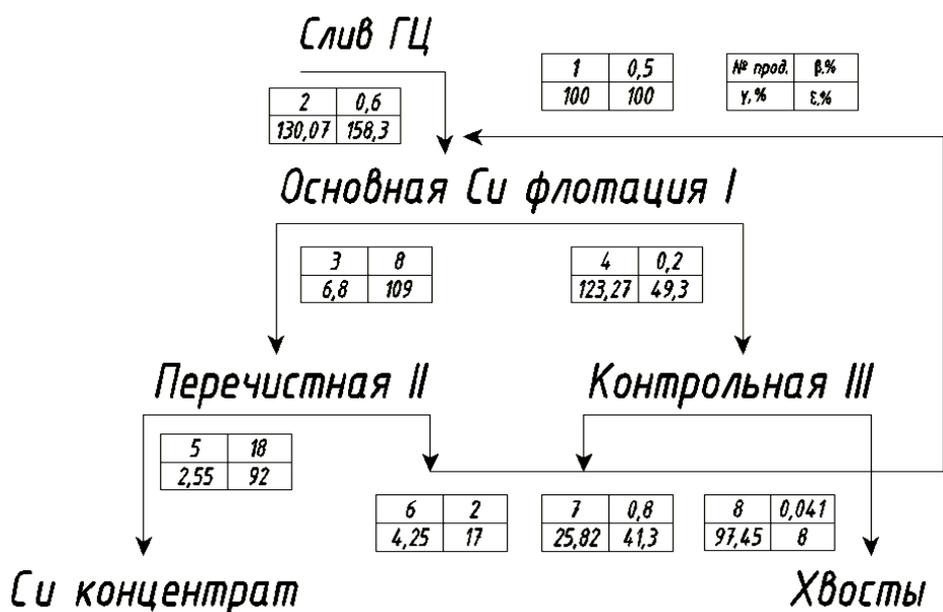
Масса хвостов:

$$M_{xв} = 10000 - 255 = 9745 \text{ м / сут}$$

Таблица 6.1. Баланс металла

Продукты	Выход продукта		Массовая доля меди $\beta_{Cu}$ , %	Извлечение меди $\varepsilon_{Cu}$ , %
	%	т/сут		
Си-концентрат	2,55	255	18	92
Хвосты	97,45	9745	0,041	8
Исходная руда	100	10000	0,5	100

Пример. Фабрика производительностью  $Q=750$  т/сутки перерабатывает вольфрамовые руды ( $\alpha=0,27\%$   $WO_3$ ), в которых вольфрамит ассоциирует с кварцем и полевым шпатом. Гравитацией на винтовых сепараторах и концентрационном столе получен концентрат с содержанием  $\beta_k = 67\%$   $WO_3$  и хвосты с содержанием  $\beta_{xв} = 0,14$   $WO_3\%$ . Определить выход вольфрамового концентрата в процентах и тоннах в сутки и извлечение в него  $WO_3$  в процентах и тоннах в сутки, а также степень обогащения.



**Практическая работа №20**  
**Тема: Выбор и расчет технологических схем обогащения**  
**полиметаллических руд**

Рассчитать баланс металлов при обогащении молибдено-вольфрамовой руды, содержащей 0,11 % молибдена в виде молибденита  $\text{MoS}_2$  и 0,28 % триоксида вольфрама в виде шеелита  $\text{CaWO}_4$ . Производительность фабрики равна 5000 т/сут. Схема, представленная на рис.2, даёт возможность получить следующие технологические показатели обогащения:

- содержание молибдена в молибденовом концентрате  $\beta_{\text{Mo}} = 45\%$
- извлечения молибдена в молибденовом концентрате  $\varepsilon_{\text{Mo}} = 70\%$
- содержание триоксида вольфрама в вольфрамовом концентрате  $\beta_{\text{WO}_3} = 40\%$
- извлечение триоксида вольфрама в вольфрамовом концентрате  $\varepsilon_{\text{WO}_3} = 79\%$
- содержание триоксида вольфрама в молибденовом концентрате  $\beta_{\text{WO}_3/\text{Mo}} = 0,25\%$
- содержание молибдена в вольфрамовом концентрате  $\beta_{\text{Mo}/\text{WO}_3} = 3,7\%$

Определение выходов продуктов обогащения и степени извлечения в них металлов производится следующим образом.

Выход молибденового концентрата

$$\gamma_{\text{Mo}} = \frac{\varepsilon_{\text{Mo}} \cdot \alpha_{\text{Mo}}}{\beta_{\text{Mo}}} = \frac{45 \cdot 0,11}{70} = 0,17\%$$

Выход вольфрамового концентрата

$$\gamma_{\text{WO}_3} = \frac{\varepsilon_{\text{WO}_3} \cdot \alpha_{\text{WO}_3}}{\beta_{\text{WO}_3}} = \frac{70 \cdot 0,28}{40} = 0,55\%$$

Выход хвостов

$$\gamma_{\text{XB}} = 100 - \gamma_{\text{Mo}} - \gamma_{\text{WO}_3} = 100 - 0,17 - 0,55 = 99,28\%$$

Извлечение триоксида вольфрама в молибденовой концентрат

$$\varepsilon_{\text{WO}_3/\text{Mo}} = \frac{\beta_{\text{WO}_3/\text{Mo}} \cdot \gamma_{\text{Mo}}}{\alpha_{\text{WO}_3}} = \frac{0,17 \cdot 0,25}{0,28} = 0,15$$

Извлечение триоксида вольфрама в хвосты (потери в хвостах)

$$\varepsilon_{\text{WO}_3/\text{XB}} = 100 - \varepsilon_{\text{WO}_3/\text{Mo}} - \varepsilon_{\text{WO}_3} = 100 - 0,15 - 79 = 20,85$$

Содержание триоксида вольфрама в хвостах

$$\beta_{\text{WO}_3/\text{XB}} = \frac{\varepsilon_{\text{WO}_3/\text{XB}} \cdot \alpha_{\text{WO}_3}}{\gamma_{\text{XB}}} = \frac{20,85 \cdot 0,28}{99,28} = 0,059$$

Извлечения молибдена в вольфрамовый концентрат

$$\varepsilon_{\text{Mo}/\text{WO}_3} = \frac{\gamma_{\text{WO}_3} \cdot \beta_{\text{Mo}/\text{WO}_3}}{\alpha_{\text{Mo}}} = \frac{0,55 \cdot 3,7}{0,11} = 18,5$$

Извлечение молибдена в хвосты (потери молибдена)

$$\varepsilon_{\text{Mo}/\text{XB}} = 100 - \varepsilon_{\text{Mo}/\text{WO}_3} - \varepsilon_{\text{Mo}} = 100 - 70 - 18,5 = 11,5$$

Содержание молибдена в хвостах

$$\beta_{\text{Mo}/\text{XB}} = \frac{\varepsilon_{\text{Mo}/\text{XB}} \cdot \alpha_{\text{Mo}}}{\gamma_{\text{XB}}} = \frac{11,5 \cdot 0,11}{99,28} = 0,013$$

Слив гидроциклона 80% класса -0,074мм

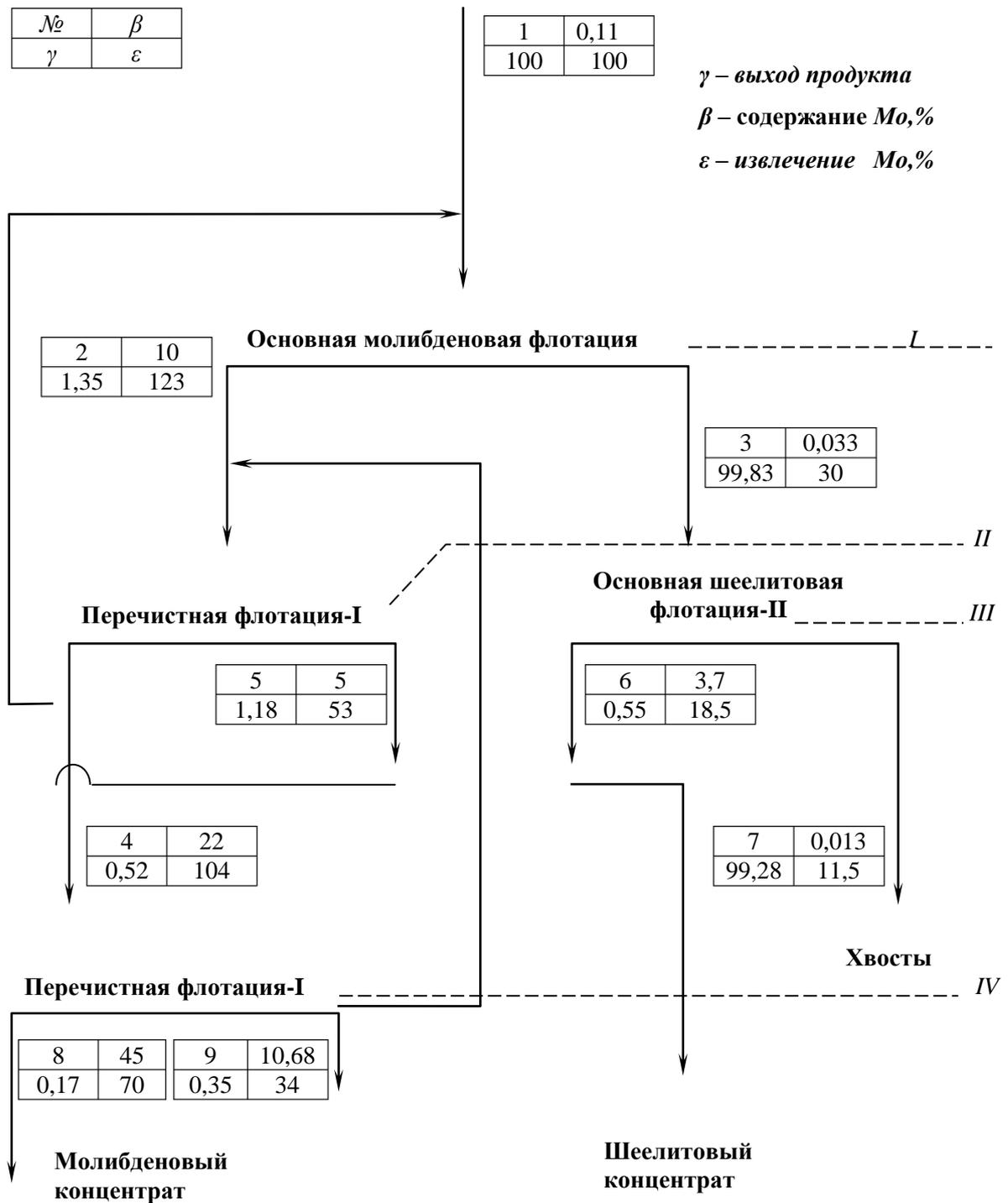


Рис.2. Принципиальная схема флотации молибдено-вольфрамовой руды

Баланс металлов представлен в виде табл.

Таблица 6.1. Баланс металлов для полиметаллических руд

Продукты	Выход продукта		Массовая доля $\beta, \%$		Извлечение $\varepsilon, \%$	
	%	<i>m/сут</i>	Mo	W	Mo	W
Mo концентрат	0,17	8,5	45	0,25	70	0,15
W концентрат	0,55	27,52	3,7	40	18,5	79
Хвосты	99,28	4964	0,013	0,059	11,5	20,85
Исходная руда	100	5000	0,11	0,28	100	100

**Практическая работа №21**  
**Тема: Выбор и расчет коллективных флотационных схем**  
**полиметаллических руд**

Из расчетного баланса металлов переносятся технологические показатели по исходному и конечным продуктам на схему, представленную на рис.2. Поскольку расчет схемы ведется по одному компоненту (по молибдену), на схеме проставляются только те показатели, которые относятся к молибдену. Нумеруются все операции и продукты разделения. Назначаются следующие значения содержаний молибдена в продуктах разделения:

$$\beta_2=10\% \quad \beta_5=5\%$$

$$\beta_4=22\% \quad \beta_9=10,68\%$$

Для каждой операции разделения составляются уравнения баланса по массе продуктов и по ценному компоненту.

**II-перечистная:**

Уравнение баланса по массе продуктов:

$$\gamma_4 = \gamma_8 + \gamma_9$$

Уравнение баланса по ценному компоненту:

$$\gamma_4\beta_4 = \gamma_8\beta_8 + \gamma_9\beta_9$$

Решается система линейных уравнений

$$\begin{cases} \gamma_4 = \gamma_8 + \gamma_9 \\ \gamma_4\beta_4 = \gamma_8 \cdot \beta_8 + \gamma_9 \cdot \beta_9 \end{cases}$$

Из таблицы баланса металлов известно  $\gamma_8 = 0,17$ , тогда  $\gamma_4 = 0,17 + \gamma_9$

Система уравнений решается аналогично случаю, рассмотренному в примере расчета схемы монометаллической руды, в результате чего находятся значения  $\gamma_9$  и  $\gamma_4$ :

$$\gamma_4 = 0,17 + \gamma_9$$

$$\gamma_4 \cdot 22 = 0,17 \cdot 45 + \gamma_9 \cdot 10,68$$

$$(0,17 + \gamma_9) \cdot 22 = 7,65 + \gamma_9 \cdot 10,68$$

$$3,74 + 22 \cdot \gamma_9 = 7,65 + \gamma_9 \cdot 10,68$$

$$11,32 \cdot \gamma_9 = 3,91; \quad \gamma_9 = 0,35; \quad \gamma_4 = 0,17 + 0,35 = 0,52$$

Значения  $\beta_3$  рассчитывается из уравнений баланса для операции основной вольфрамовой флотации:

$$\gamma_3 = \gamma_6 + \gamma_7 = 0,55 + 99,28 = 99,83 \quad (\text{из баланса металлов})$$

$$\gamma_3 \cdot \beta_3 = \gamma_6 \cdot \beta_6 + \gamma_7 \cdot \beta_7;$$

$$\beta_3 = \frac{\gamma_6 \cdot \beta_6 + \gamma_7 \cdot \beta_7}{\gamma_3} = \frac{0,55 \cdot 3,7 + 99,28 \cdot 0,013}{99,83} = 0,033$$

### I-перечистка:

$$\begin{cases} \gamma_9 + \gamma_2 = \gamma_4 + \gamma_5 \\ \gamma_9 \cdot \beta_9 + \gamma_2 \cdot \beta_2 = \gamma_4 \cdot \beta_4 + \gamma_5 \cdot \beta_5 \end{cases}$$

В систему линейных уравнений подставляются все известные значения  $\gamma_9, \gamma_4, \beta_9, \beta_2, \beta_4, \beta_5$ , после чего ее решение сводится к нахождению  $\gamma_2$  и  $\gamma_5$ :

$$0,35 + \gamma_2 = 0,52 + \gamma_5$$

$$0,35 \cdot 10,68 + \gamma_2 \cdot 10 = 0,52 \cdot 22 + \gamma_5 \cdot 5$$

$$\gamma_5 = \gamma_2 - 0,17$$

$$0,35 \cdot 10,68 + \gamma_2 \cdot 10 = 0,52 \cdot 22 + (\gamma_2 - 0,17) \cdot 5$$

$$0,35 + \gamma_2 \cdot 10 = 11,44 + 5 \cdot \gamma_2 - 0,85$$

$$5 \cdot \gamma_2 = 6,74;$$

$$\gamma_2 = 1,35;$$

$$\gamma_5 = 1,35 - 0,17 = 1,18;$$

Затем рассчитываются значения извлечения металла в каждом продукте по формуле

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \cdot \beta_n}{\alpha}$$

В последние годы все чаще используется естественное различие во флотуемости извлекаемых минералов одного и того же металла. Например, для полиметаллических руд, содержащих как легко-, так и труднофлотирующиеся разновидности сульфидов цинка и железа, может быть использована схема, изображенная на рис. 13.8. По этой схеме в первом приеме коллективной флотации при малых расходах собирателя извлекаются сульфиды свинца, меди и легкофлотируемые разновидности сфалерита и пирита. Поскольку сфалерит и пирит не активированы солями меди, они довольно легко могут быть отделены от сульфидов свинца и меди (после десорбции и измельчения) в цикле свинцово-медной флотации и объединены с цинково-пиритным концентратом, полученным во втором приеме коллективной флотации, проводимом при значительных расходах собирателя и с добавкой медного купороса для извлечения труднофлотируемых разновидностей сульфидов цинка и железа. Для флотации всех сульфидов в коллективном цикле пришлось бы увеличить расходы собирателя и активатора труднофлотируемых минералов, что значительно затруднило бы последующую селективную флотацию полученного коллективного концентрата.

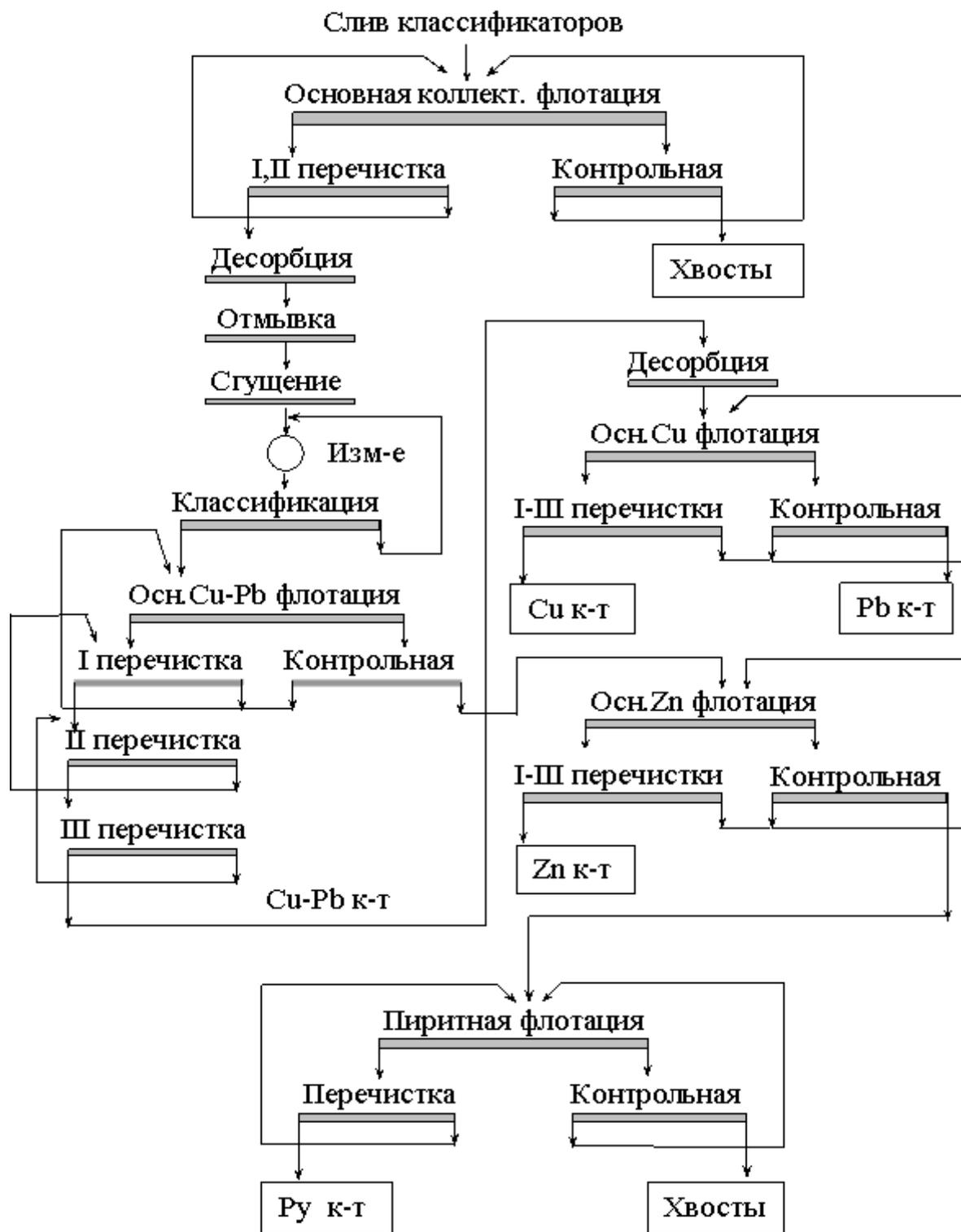


Рис.30. Коллективные флотационные схемы обогащения полиметаллических руд

## Практическое занятие №22

### Тема: выбор и расчет селективные флотационные схемы полиметаллических руд.

**Цель работы:** : выбор и расчет селективные флотационные схемы полиметаллических руд.

По схеме прямой селективной флотации (см. рис. 1.19. а) производится последовательное выделение полезных минералов в отдельные концентраты, что возможно, если подавляемые в начале флотации минералы поддаются последовательной активации. Обычно сначала выделяют легкофлотирующиеся минералы, затем труднофлотирующиеся.

Недостатками таких схем являются:

- необходимость измельчения всей руды до достаточно полноты раскрытия сростков полезных минералов между собой и с минералами пустой породы;

- необходимость установки большого числа флотационных машин, поскольку основной поток пульпы последовательно проходит все циклы флотации;

- большой расход реагентов, поскольку в каждом последующем цикле необходимо радикально менять не только соотношение концентраций реагентов в пульпе, но и их номенклатуру, чтобы избирательно нейтрализовать депрессирующее действие реагентов и обеспечить активную флотацию только определенной группы минералов в каждом цикле;

- трудность селективной флотации близких по своим флотационным свойствам минералов, например сульфидов меди и сшита;

- трудности осуществления полного водооборота на обогатительной фабрике.

Отмеченные недостатки схем прямой селективной флотации и ил и юте я причиной более широкого распространения на практике коллективно-селективных схем флотации и схем с предварительной коллективной флотацией всех полезных минералов. Последние особенно перспективны для обогащения бедных руд с агрегатной вкрапленностью полезных минералов.

В этом случае основная масса отвальных хвостов (а иногда и все хвосты) выделяется в коллективном цикле после грубого измельчения, обеспечивающего раскрытие сростков агрегатов полезных минералов с пустой породой. Тонкому измельчению, необходимому для разрушения агрегатов полезных минералов, подвергается лишь небольшое количество коллективного концентрата, после десорбции с его поверхности собирателя.

Применение коллективно-селективных схем и схем с предварительной –

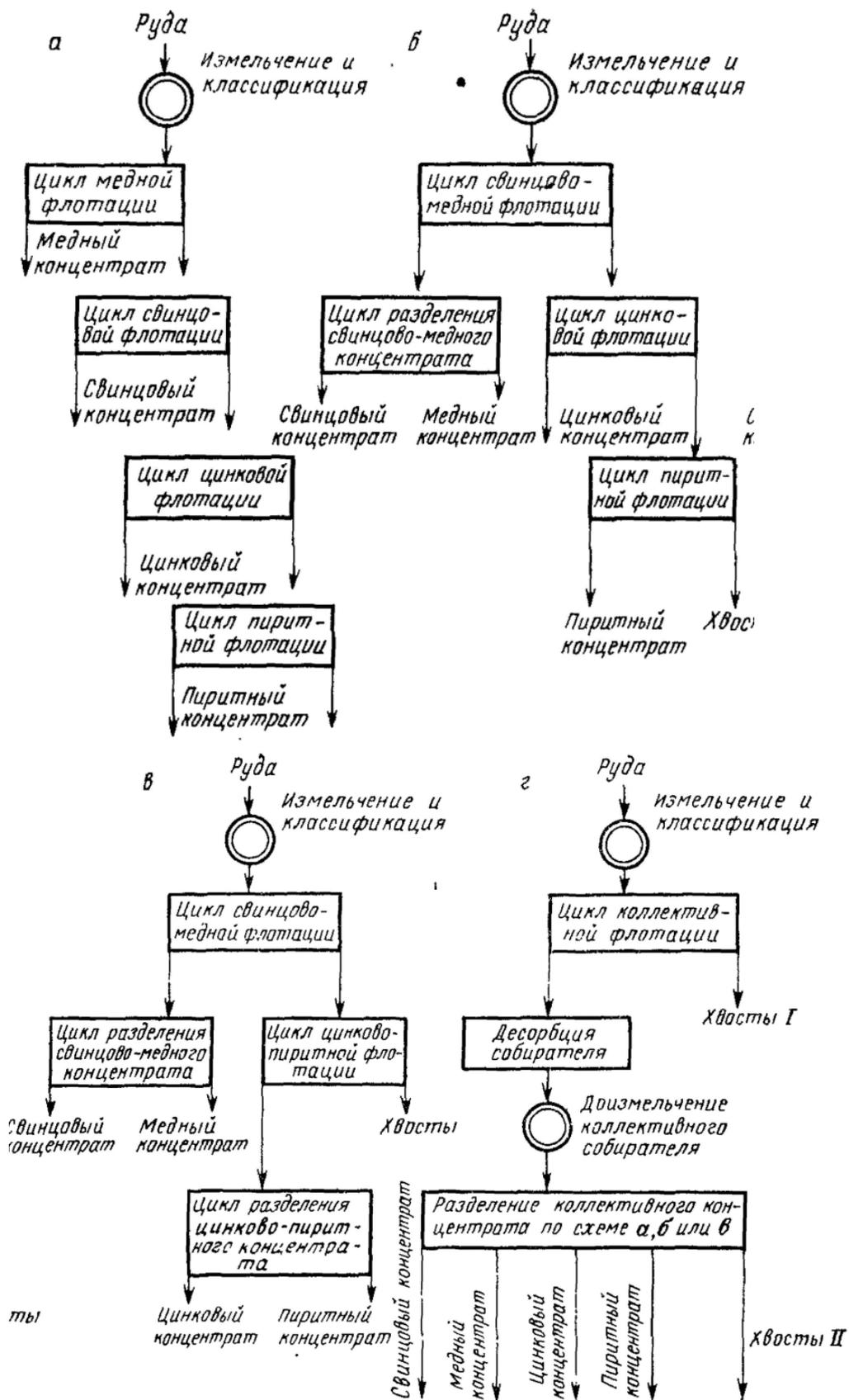


Рис. 1.19. Принципиальные схемы флотационного обогащения полиметаллических руд

Медно-цинковые руды относятся к наиболее сложным для селективной флотации. Как отмечалось выше, это объясняется прежде всего сложностью

их вещественного состава, характером вкрапленности ценных минералов, близостью флотационных свойств минералов меди и цинка. Медно-цинковые руды обогащаются по схеме прямой селективной или коллективно-селективной флотации.

При прямой селективной флотации измельчение руды осуществляется до крупности 85–95 % класса  $-0,074$  мм, когда происходит раскрытие основной массы тонковкрапленных зерен халькопирита, сфалерита и пирита. В измельчение подаются реагенты для флотации халькопирита и подавления сфалерита и пирита. Из хвостов медной флотации после активации сфалерита медным купоросом получают цинковый концентрат. Такая схема применяется при флотации медно-цинковых вкрапленных и сплошных руд, в которых медные минералы представлены в основном халькопиритом, а сфалерит не активирован ионами меди. Селективная флотация медно-цинковых руд применяется на Сибайской фабрике, фабриках «Руттен», «Фокс», «Экстол» и «Квемонт» (Канада), а также на фабриках Финляндии и Норвегии. На обогатительной фабрике Сибайского медно-серного комбината перерабатываются медно-цинковые руды, которые отличаются химическим и минеральным составом, размером и характером вкрапленности, текстурными особенностями и физико-химическими свойствами. Медные и медно-цинковые руды представлены как колчеданным, так и вкрапленным типом. Во всех рудах основным рудным минералом является пирит. Основной медный минерал – халькопирит. Цинк представлен сфалеритом.

Руды отличаются тонкой взаимной вкрапленностью сульфидных минералов, вплоть до эмульсионной вкрапленности халькопирита в сфалерите. Отделение их возможно лишь при измельчении до 95–100 % класса  $-0,044$  мм. Пирит имеет полидисперсную вкрапленность, и его отделение от других сульфидных минералов происходит при измельчении до 75–80 % класса  $-0,074$  мм.

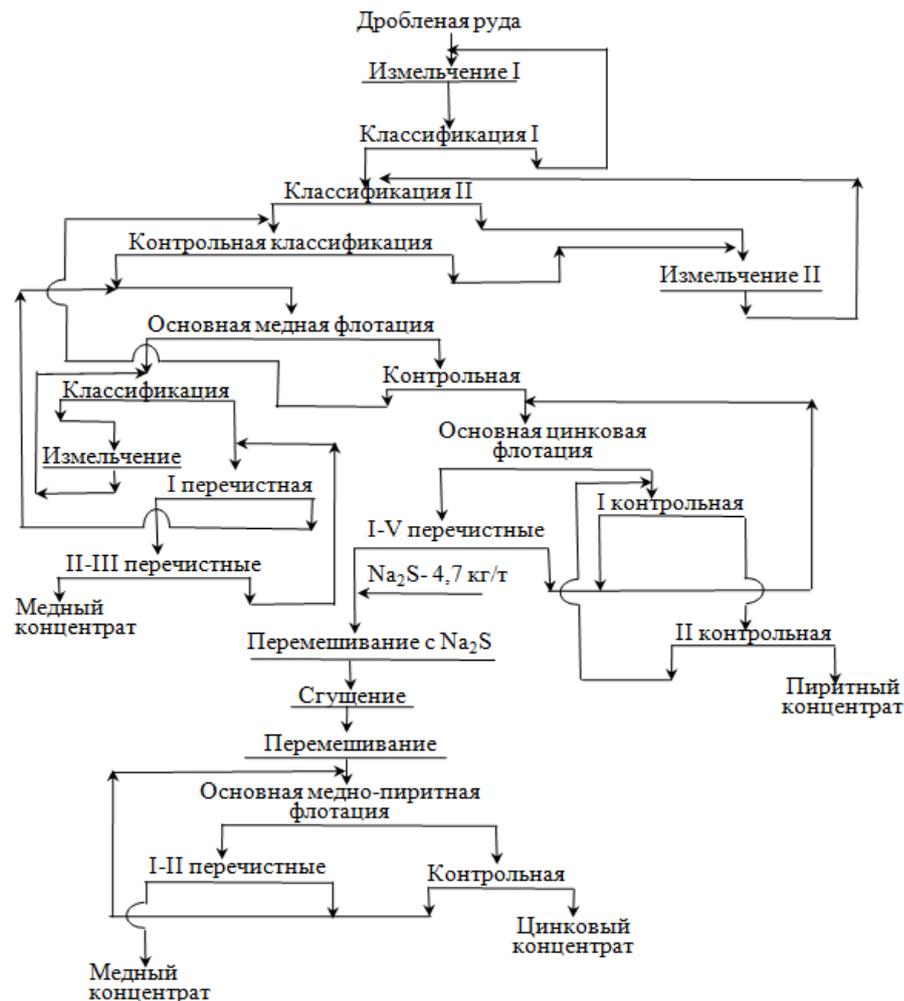
Неравномерная и сложная вкрапленность минералов вызвала необходимость применения трехстадиальной схемы измельчения. Крупность измельченной руды перед флотацией составляет 92–93 % класса  $-0,074$  мм, а степень раскрытия минералов меди – 75–77 % ( вместо 6 5–70 % по двухстадиальной схеме), цинка – 65–74 % ( вместо 55–60 %).

Для подавления сфалерита в измельчение подаются сульфит натрия (50 г/т) и цинковый купорос (50 г/т), для подавления пирита – известь ( $400 \text{ г/м}^3$  свободной CaO). Медная флотация проводится с подачей бутилового ксантогената (90–150 г/т) и пенообразователей бутилового дитиофосфата и флотомасла. Цинковая флотация осуществляется при щелочности пульпы 800–900  $\text{г/м}^3$  свободной CaO после активации сфалерита медным купоросом (400 г/т). Расход ксантогената на цинковую флотацию составляет 90–140 г/т.

В перечистных операциях цинкового цикла щелочность пульпы повышается до  $1\ 300 \text{ г/м}^3$  свободной CaO. Однако, несмотря на это, содержание цинка в цинковом концентрате не превышает 29–30 %, поэтому он подвергается обезмеживанию и обезжелезнению (медно-пиритной флотации).

Перед основной медно-пиритной флотацией пульпу сгущают до 76 % твердого и перемешивают с  $\text{FeSO}_4$  до содержания свободной  $\text{CaO}$  140–350 г/м<sup>3</sup>. В основную медно-пиритную флотацию подают соду (230 г/т), цинковый купорос (1 150 г/т) и ксантогенат (570 г/т).

После обезмеживания содержание меди в цинковом концентрате снижается с 0,79 до 0,56 %, а содержание цинка возрастает до 51–52 %. Полученный при обезмеживании медно-пиритный продукт присоединяется к медному концентрату, который содержит 19–20 %  $\text{Cu}$  при извлечении 83–84 %. Получаемый пиритный концентрат содержит 45–46 %  $\text{S}$  при извлечении 74–75 %.



## Практическое занятие №23

### Тема: Расчет количественной схемы флотации.

**Цель работы:** : выбор и расчет коллективные флотационные схемы полиметаллических руд.

коллективной флотации позволяет, по сравнению со схемой прямой селективной флотацией руды:

-снизить затраты на измельчение благодаря возможности выделения пустой породы в коллективных циклах флотации при грубом измельчении руды;

-сократить фронт флотации в результате сокращения числа циклов флотации, через которые проходит основной поток пульпы;

-снизить эксплуатационные затраты на 30 %;

-осуществить полный водооборот в коллективных циклах флотации и в результате этого сократить расход реагентов.

**Расчет качественно-количественной схеме Исходные данные для расчета качественно-количественной схеме**

Содержание меди в исходной руде –  $\alpha^{медь}_{13} = 0,5\%$  Содержание молибдена в исходной руде –  $\alpha^{Mo}_{13} = 0,04\%$  Извлечение меди в окончательный концентрат –  $\varepsilon^{медь}_{17} = 68\%$  Извлечение меди в коллективный концентрат –  $\varepsilon^{медь}_{15} = 86\%$  Извлечение меди в цинковый концентрат –  $\varepsilon^{медь}_{21} = 4\%$  Извлечение молибдена в окончательный концентрат –  $\varepsilon^{Mo}_{21} = 77\%$  Извлечение молибдена в хвосты медной флотации –  $\varepsilon^{Mo}_{18} = 98\%$  Извлечение молибдена в концентрат контрольной флотации –  $\varepsilon^{Mo}_{19} = 18\%$  Извлечение молибдена в коллективный концентрат –  $\varepsilon^{Mo}_{15} = 104\%$  Выход коллективного концентрата –  $\gamma_{15} = 36\%$  Выход медного концентрата –  $\gamma_{17} = 14\%$  Выход молибденового концентрата –  $\gamma_{21} = 15\%$   
Выход концентрата контрольной флотации –  $\gamma_{19} = 28\%$

**Определяем выхода продуктов**

**обогащения**  $\gamma_{18} = \gamma_{15} - \gamma_{17} = 36 - 14 = 22\%$   $\gamma_{22} =$

$\gamma_{18} - \gamma_{21} = 22 - 15 = 7\%$

$\gamma_{14} = \gamma_{13} + \gamma_{19} + \gamma_{22} = 100 + 28 + 7 = 135\%$

$\gamma_{16} = \gamma_{14} - \gamma_{15} = 135 - 36 = 99\%$

$\gamma_{20} = \gamma_{16} - \gamma_{19} = 99 - 28 = 71\%$

**Определяем массы продуктов обогащения**

$Q_{13} = 1278,9 \text{ т/ч}$ .

$Q_{14} = Q_{13} \times \gamma_{14} = 127,89 \times 1,35 = 172,6 \text{ т/ч}$

$Q_{15} = Q_{13} \times \gamma_{15} = 127,89 \times 0,36 = 46,0 \text{ т/ч}$

$Q_{16} = Q_{13} \times \gamma_{16} = 127,89 \times 0,99 = 126,6 \text{ т/ч}$

$$Q_{17} = Q_{13} \times \gamma_{17} = 127,89 \times 0,14 = 17,9 \text{ т/ч}$$

$$Q_{18} = Q_{13} \times \gamma_{18} = 127,89 \times 0,22 = 28,1 \text{ т/ч}$$

$$Q_{19} = Q_{13} \times \gamma_{19} = 127,89 \times 0,28 = 35,8 \text{ т/ч}$$

$$Q_{20} = Q_{13} \times \gamma_{20} = 127,89 \times 0,71 = 90,8 \text{ т/ч}$$

$$Q_{21} = Q_{13} \times \gamma_{21} = 127,89 \times 0,15 = 19,1 \text{ т/ч}$$

$$Q_{22} = Q_{13} \times \gamma_{22} = 127,89 \times 0,07 = 8,9 \text{ т/ч}$$

**Определяем извлечение продуктов обогащения Для меди**

$$\varepsilon_{13}^{\text{медь}} = 100 \%$$

$$\varepsilon_{18}^{\text{медь}} = \varepsilon_{15}^{\text{медь}} - \varepsilon_{17}^{\text{медь}} = 86 - 68 = 28 \%$$

$$\varepsilon_{22}^{\text{медь}} = \varepsilon_{18}^{\text{медь}} - \varepsilon_{21}^{\text{медь}} = 28 - 14 = 14 \%$$

$$\varepsilon_{14}^{\text{медь}} = \varepsilon_{13}^{\text{медь}} + \varepsilon_{22}^{\text{медь}} + \varepsilon_{19}^{\text{медь}} = 100 + 14 + 10 = 124 \%$$

$$\varepsilon_{16}^{\text{медь}} = \varepsilon_{14}^{\text{медь}} - \varepsilon_{15}^{\text{медь}} = 124 - 86 = 38 \%$$

$$\varepsilon_{20}^{\text{медь}} = \varepsilon_{13}^{\text{медь}} - \varepsilon_{17}^{\text{медь}} + \varepsilon_{21}^{\text{медь}} = 100 - 68 + 4 = 28 \%$$

$$\varepsilon_{19}^{\text{медь}} = \varepsilon_{16}^{\text{медь}} - \varepsilon_{20}^{\text{медь}} = 38 - 28 = 10 \%$$

**для Молибдена**

$$\varepsilon_{13}^{\text{Mo}} = 100 \%$$

$$\varepsilon_{22}^{\text{Mo}} = \varepsilon_{18}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{21}^{\text{Mo}} = 98 - 77 = 11 \%$$

$$\varepsilon_{14}^{\text{Mo}} = \varepsilon_{13}^{\text{Mo}} + \varepsilon_{22}^{\text{Mo}} + \varepsilon_{19}^{\text{Mo}} = 100 + 11 + 18 = 129$$

$$\% \varepsilon_{16}^{\text{Mo}} = \varepsilon_{14}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{15}^{\text{Mo}} = 129 - 94 = 35 \%$$

$$\varepsilon_{15}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{18}^{\text{Mo}} = 104 - 98 = 6 \%$$

$$\varepsilon_{20}^{\text{Mo}} = \varepsilon_{13}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{17}^{\text{Mo}} + \varepsilon_{21}^{\text{Mo}} = 100 - 6 + 77 = 17 \%$$

$$\varepsilon_{19}^{\text{Mo}} = \varepsilon_{16}^{\text{Mo}} - \varepsilon_{20}^{\text{Mo}} = 35 - 17 = 18 \%$$

**Определяем количество металлов в продуктах обогащения**

$$\square_n = \frac{\square_n \times \square}{\square_n}$$

**Для меди**

$$\square_{14} = 124 \times 0,5 / 135 = 0,46 \%$$

$$\square_{15} = 86 \times 0,5 / 36 = 1,19 \%$$

$$\square_{16} = 38 \times 0,5 / 99 = 0,19 \%$$

$$\square_{17} = 68 \times 0,5 / 14 = 2,43 \%$$

$_{18}=28 \times 0,5 / 22=0,64\%$

$_{19}=10 \times 0,5 / 28=0,18\%$

$_{20}=28 \times 0,5 / 71=0,2\%$

$_{21}=14 \times 0,5 / 15=0,46\%$

$_{22}=14 \times 0,5 / 7=1\%$

### ***Для молибдена***

$_{14}=129 \times 0,04 / 135=0,04\%$

$_{15}=94 \times 0,04 / 36=0,1\%$

$_{16}=35 \times 0,04 / 99=0,01\%$

$_{17}=6 \times 0,04 / 14=0,017\%$

$_{18}=98 \times 0,04 / 22=0,18\%$

$_{19}=18 \times 0,04 / 28=0,025\%$

$_{20}=17 \times 0,04 / 71=0,009\%$

$_{21}=77 \times 0,04 / 15=0,2\%$

$_{22}=11 \times 0,04 / 7=0,06\%$

### ***Расчет водно-шламовой схемы***

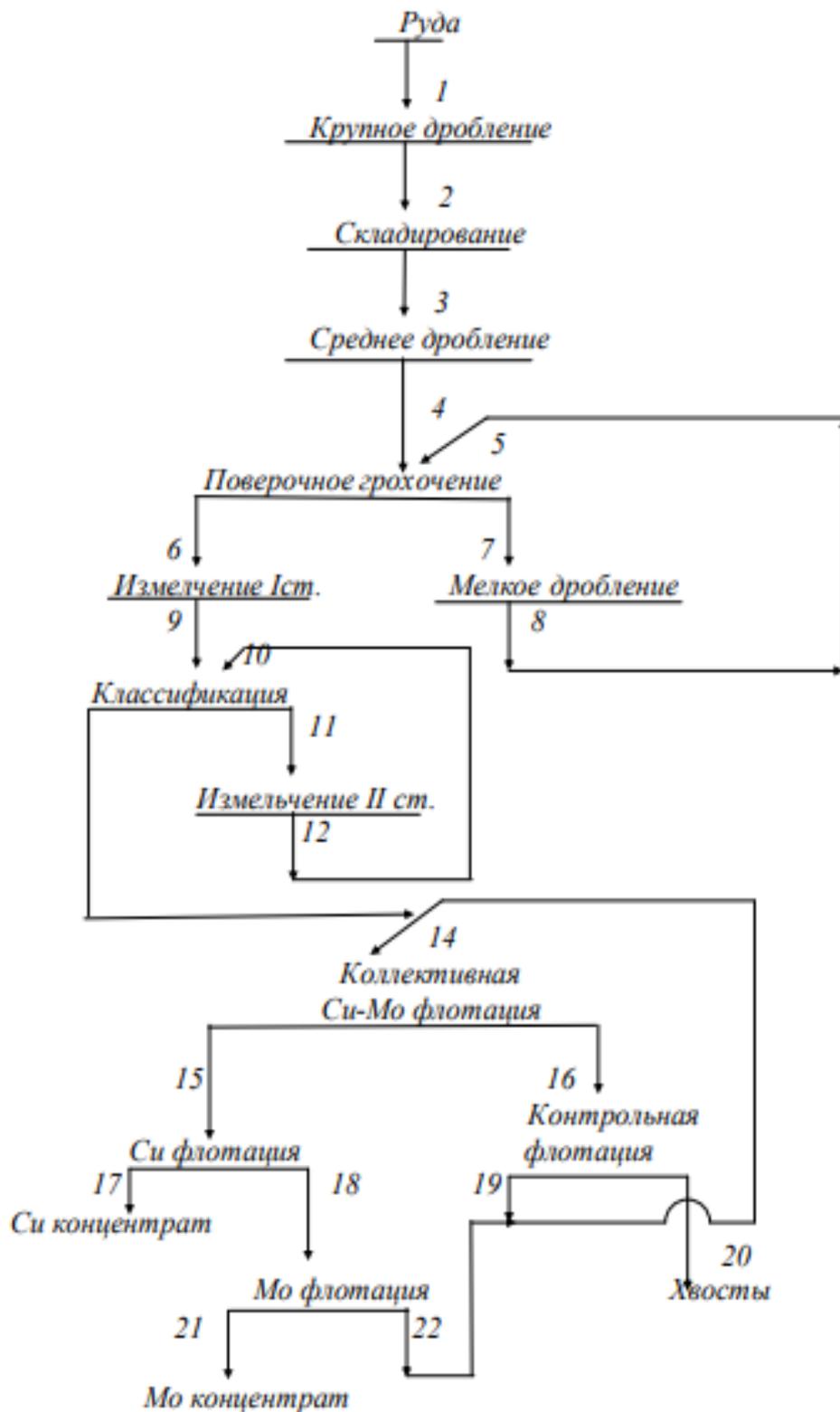
Целью расчета водно-шламовой схемы является: обеспечение оптимальных отношений

Ж:Т в операциях схемы; определение количества воды, добавляемой в операции или, наоборот, выделяемой из продуктов при операциях обезвоживания; определение отношений Ж:Т в продуктах схемы; определение общей потребности воды и удельного расхода воды на тонну перерабатываемой руды.

Для получения высоких технологических показателей переработки руды каждую операцию технологической схемы необходимо проводить при оптимальных значениях отношения Ж:Т. Эти значения устанавливаются по данным испытаний обогатимости руды и практики работы действующих обогатительных фабрик.

Относительно низкий удельный расход воды на тонну перерабатываемой руды объясняется наличием на проектируемой фабрике внутрифабричного водооборота, так как сливы сгустителей подаются в цикл измельчение - классификация. Расход воды на смыв полов, промывку

аппаратов и на другие цели составляет 10-15% от общего расхода.



*Технологическая схема обогащения медно-молибденовых руд*

**ТАБЛИЦА КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННОЙ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ**

№ операции прод.	Наименование операций и продуктов	Q, т/ч	γ, %	R	W
1	2	3	4		
<b>I</b>	<b>Измельчение I стадии</b>				
	поступает				
6	дроблёная руда	127,89	100	0,025	3,197
	выходит				
9	измельчённая руда	127,89	100	0,3	38,367
<b>II</b>	<b>Классификация</b>				
	поступает				
9	Измельченный продукт I ст измельчения	127,89	100	0,3	38,367
12	Измельченный продукт II ст. измельчения	88,43	69	0,5	44,215
	выходит				
13	слив	127,89	100	4	511,56
11	пески	88,43	69	0,4	35,372
<b>III</b>	<b>Измельчение II стадии</b>				
	поступает				
11	Пески классификации	88,43	69	0,4	35,372
	выходит				
12	Измельченный продукт	88,43	69	0,6	53,04
<b>IV</b>	<b>Коллективная Ск-Мо флотация</b>				
	поступает				
13	Слив классификации	127,89	100	3	383,67
19	Концентрат контрольной флотации	35,8	28	1	35,8092
22	Хвосты Мо флотации	8,9	7	2	62,66
	выходит				
15	концентрат	46,04	36	1	46,04
16	хвосты	126,6	99	2	253,22
<b>V</b>	<b>Контрольная флотация</b>				
	поступает				
16	Хвосты коллективной флотации	126,6	99	2	253,22
	выходит				
19	концентрат	35,8	28	1	35,81
20	хвосты	90,81	71	2	181,603
<b>VI</b>	<b>Си флотация</b>				
	поступает				
15	Концентрат коллективной флотации	46,04	36	1	46,04
	выходит				
17	концентрат	17,9	14	1	17,9046
18	хвосты	28,1	22	2	56,28
	<b>Мо флотация</b>				
	поступает				
18	Хвосты медной флотации	28,1	22	2	56,28
	выходит				
21	концентрат	19,1	15	1	19,1835
22	хвосты	8,9	7	2	17,94

## Практическая работа №24

### Тема: Определение выходов и извлечения по балансу металлов

Задача 1. Рассчитать выход концентрата к извлечению в него полезного компонента, если из 1000 т руды с массовой долей полезного компонента 0,8 % в процессе обогащения получено 13 т концентрата с массовой долей полезного компонента 60 %. Определять эффективность обогащения при массовой доле полезного компонента в полезном минерале 64 %.

Ответы: 1,30; 97,5; 97,2 %.

Задача 2. Установить, сколько тонн полезного концентрата в сутки выдает обогатительная фабрика, если ее суточная производительность по руде 15000 т, массовая доля железа в руде 28 %, в концентрате 63 %. Извлечение железа в концентрате 90 %.

Ответ: 6006 т,

Задача 3. Определять извлечение цинка в концентрат, если массовая доля цинка в руде 2 %, в концентрате 50%, в хвостах 0,5%.

Ответ: 75 %.

Задача 4. Рассчитать, сколько руды нужно переработать для получения 500 т концентрата, если его выход составляет 5%.

Ответ: 10000т.

Задача 5. Определить выход концентрата и хвостов после обогащения марганцевой руды. Извлечение марганца в хвосты составляет 25%, а массовая доля его в хвостах равно 10 %. На фабрику поступает 30% руды с рудника А и 70 % с рудника Б, массовая доля марганца в руде рудников А и Б составляет соответственно 22 и 27 %.

Ответы: 36,25 и 63,75 %.

Задача 6. Вычислить потери меди с цинковым концентратом, если выход цинкового концентрата 5%, а массовая доля меди в нем 2 %. Массовая доля меди в исходной руде 1,2 %.

Ответ: 8,3 %.

Задача 7. Рассчитать, сколько нужно переработать руды с массовой долей меди 1% для получения 100 т концентрата с массовой долей меди 20%. Массовая доля меди в хвостах 0,1%.

Ответ: 2212 т.

Задача 8. Найти массовую долю металла в хвостах, если извлечение его в концентрат 90%, выход хвостов 95 %, массовая доля компонента в исходном 1 %.

Ответ: 0,21 %

Задача 9. Найти массовую долю металла в хвостов , при обогащения монометаллической руды с массовой долей металла 2 %, если извлечение его в концентрат 90% при выходе 3,6%.

Ответ: 0,21 %

Задача 10. Вычислить массовую доле металла в исходной руде, если выход концентрата 8 %. Извлечение 90 %, а массовая доля металла в ном 60 %.

Ответ 5,33 %.

Задача 11. Определить извлечение свинца в концентрат и массовую доле его и хвостах, если после обогащения свинцовой руды получаем концентрат с массовой долей свинца 63 % при выходе его 5%. Рассчитать производительность по свинцу и концентрате при производительности фабрики по руде 3000 т/ сутки. На фабрику поступает руда о три: рудников: 30 % от общего количества с рудника А, 10% с рудника Б и 60% с рудника В, Массовая доля свинца а руде рудников А, Б и В равна соответственно 6,5; 8.

Ответ: 65,3 %; 1.69 %; 94,5 т/сутки.

Задача 12. Определять потери меди и цинковом концентрате, получением при обогащении медно-цинковой рудн с кассовой долей меда 1.0 %. если выход цинкового концентрата 4,5 %. а массовая доля меди и нем 4 %.

Ответ: 18 %.

Задача 13. Установить количество свинца, потерянного в хвостах при флотации 6000 т руды с массовой долей свинца 4 %, если извлечение его в концентрат 85 %.

Ответ: 36 т.

Задача 14. Найти массовую долю железа в концентрате, если при обогащении железной руды с массовой долей железа 20 % выход концентрата 30 % . а извлечение 90 %.

Ответ: 60 %.

Задача 15. Определить извлечение и массовую долю если в хвостах, если при обогащении угля извлечение если я концентрат составляет 7 % при выходе его 70 % . Массовой доля если в исходном угле 20 %.

Ответ: 93 и 62 %.

Задача 16. Вычислить выход х извлечении  $P_2O_5$  в концентрат, получаемый при обогащении апатитовой руды с массовой долей  $P_2O_5$  20 %. если массовая доля  $P_2O_5$  в концентрате 34,5 % и в хвостах 1 %.

Ответы: 56,7 и 97,8 %.

Задача 17. На Фабрику поступает уголь от трех шахт в равных количествах. Массовая доля золи в угле каждой из трех шахт равна соответственно 20; 24 и 28 %. После обогащения получен концентрат зольностью 7 % и хвосты зольностью 70 %. Рассчитать выходы концентрата и хвостов. Сколько концентрата в сутки отгружает фабрика потребителю, если производительность по исходному углю 12000 т/сутки?

Ответы: 73 %, 27 %, 8760 т/сутки.

Задача 18. Определить массовую долю молибдена в концентрате, если при обогащении руды с массовой долей молибдена 0,1 % выход концентрата 0,15 % при извлечении в него молибдена 80 %.

Ответ: 53.3 %.

Задача 19. Рассчитать, во сколько раз увеличится массовая доля меди в хвостах, если при одной и том же выходе хвостов извлечение меди в концентрат понизится с 95 до 90 %.

Ответ: в 2 раза.

Задача 20. Найти выход концентрата и потери полезного компонента в хвостах, если из 2000 т руды с содержанием полезного компонента 0.8 % и процессе обогащения получено 26 т концентрата с содержанием полезного компонента 48 %.

Ответы: 1,3 в 22 %.

Задача 21. Установить выход концентрата и извлечение в него полезного компонента, если на фабрику поступает руда с содержанием полезного компонента 15%, а после обогащения получает концентрат и хвосты с содержанием полезного компонента в них соответственно 45 и 5%.

Ответы: 25 и 75 %.

Задача 22. Определить выход медного концентрата, содержащего 20 % меди, и эффективность обогащения. Извлечение меди в концентрат 92 %. Рассчитать также потери, т.е. извлечение, меди в хвостах, если фабрика перерабатывает медную руду с содержанием в ней меди 1 % . Полезный минерал содержит 63 % меди.

Ответы: 4,6; 86,7 и 8 %.

Задача 23. Рассчитать выход концентрата и извлечение в него железа после обогащения железной руды. Массовая доля железа в концентрате и хвостах соответственно 56 и 12 % . На фабрику поступает в равном количестве руда с рудником А и Б с массовой долей железа в них соответственно 20 и 28 %. Сколько можно выплавить из полученного концентрата железа (если при плавке нет потерь железа) Производительность фабрики по руде 15 млн.т/год.

Ответы: 27,3 %; 72.7 %; 2,3 млн.т/год.

Задача 24. Вычислить массу олова и его массовую долю в суммарном концентрате, если на фабрике получают оловянный концентрат после обогащения руды на отсадочных машинах столах. С отсадочных машин получают в сутки 3 т концентрата с массовой долей олова 20%. а со столов - 2т концентрата с массовой долей олова 15 %.

Ответ: 0.9 т и 18 %.

Задача 25. Рассчитать выход концентрата и извлечение в него марганца, если фабрика обогащает марганцевую руду с массовой долей марганца 18.5. Производительность фабрики по руде 300 т/ч. Из данной руды получают 60 т/ч концентрата с массовой долей марганца 45 %. Определить также эффективность обогащения. Полезный минерал имеет массовую долю марганца 60 %.

Ответы: 20; 50 и 42,8 %.

Задача 26. Коксохимическому заводу требуется 120 т/ч концентрата зольностью (массовая доля золы) 10 %,.. Определить необходимую производительность фабрики по рядовому (необобщенному) углю и его зольность, если известно, что выход концентрата от рядового угля составляет 80 %, а зольность хвостов должна быть равна 70 %.

Ответы: 150 т/ч и 22 %.

Задача 27. Найти выход концентрата, если на обогатительную фабрику поступает оловянная руда с рудников А и Б в равном количестве с массовой долей олова соответственно 0.3 и 0,5 % и после обогащения этой смеси фабрика получает концентрат с массовой долей олова 28 % и хвосты с массовой долей олова 0,2 %.

Ответ: 0,72 %.

Задача 28. Установить, сколько тонн свинцового концентрата отгружает обогатительная фабрика, если ее суточная производительность по руде 5000 т. Массовая доля свинца в исходной руде 2 %, в концентрате 60 %, а извлечение свинца в концентрат 90 %.

Ответ: 150 т.

Задача 29. Рассчитать выход концентрата, хвостов и массовую долю свинца в хвостах . После обогащения свинцовой руды массовая доля свинца в концентрате 60 %, извлечение свинца в концентрат 79 %, производительность по концентрату 150 т/ч. На фабрику поступает руда с двух рудников: с рудника А – 30 т с массовой долей свинца 5 %, с рудника Б - 70 т с массовой долей свинца 4,5 %. Рассчитать также производительность фабрики по руде для получения заданного количества концентрата.

Отвeты: 6.1 %; 93.9 % ; 1.04 % и 2459 т/ч.

### **Список литературы**

1. Умарова И.К., Солижонова Г.Қ. Фойдали қазилмаларни бойитиш ва қайта ишлаш. Дарслик. — Т.: Чўлпон, 2009.

2. Умарова И.К. Фойдали қазилмаларни бойитиш технологияси. Ўқув қўлланма. — Т.: ТДТУ, 2004.

3. Peucker U.A., Kwade A., Teipel U., Jeckel G., Mütze T. Mineral processing. Mineral, renewable and secondary raw material processing-current engineering challenges. Dechema. Germany, 2012. 280 p.

4. Авдохин В.М. «Технология обогащения полезных ископаемых». Учебник в 2т.- М.: МГГУ, 2005.

## Практическое занятие №25

### Тема: Технология обогащения цветных металлов

**Цель работы:** Выбор принципиальной схемы флотации для отдельных типов полиметаллических руд

Руды цветных металлов весьма разнообразны по своему составу и свойствам. В настоящее время они являются источником получения 74 элементов из 104 элементов периодической системы.

Промышленные типы руд классифицируют по химическому и минеральному составу, степени окисленности, текстурно-структурными особенностями и виду вкрапленности, крепости, дробимости, обогатимости.

В зависимости от содержания основных ценных компонентов различают следующие руды: медные, медно-молибденовые, медно-никелевые, медно-цинковые, молибденовые, свинцовые полиметаллические, вольфрамовые, молибдено-вольфрамовые и др.

В зависимости от соотношения минеральных форм основных металлов различают руды сульфидные — содержат более 80 % сульфидных минералов, окисленные — содержат менее 50 % сульфидных минералов и смешанные. Основная масса цветных металлов (80-85 %) находится в сульфидных рудах.

При содержании в рудах более 50 % сульфидов их относят к массивным, при содержании сульфидов 0,4 мм; средней вкрапленности  $d = 0,15 \div 0,4$  мм и тонкой вкрапленности  $d 0,4$  %, а в Канаде и США перерабатывают руды с содержанием меди 0,2-0,3 %.

В связи с комплексным составом, мелкой и тонкой вкрапленностью ценных компонентов в рудах цветных металлов основным методом обогащения этих руд является флотация.

В результате обогащения руд цветных металлов получают более 35 видов концентратов и продуктов. Требования к качеству концентратов и продуктов определяются ГОСТами и техническими условиями, регламентирующими содержание основного металла и примесей. Например, технические требования к медным концентратам различных марок содержание меди устанавливают не менее 20-40 %, примесей цинка — не более 2-10 %, свинца — 2,5-8 %. Для цинковых концентратов: не менее 15-60 % цинка и примесей, не более 4-18 % железа, 0,9-11 % меди, 0,05-9 % мышьяка и 2-18 % кремнезема.

Некоторые данные о содержании металлов в рудах и концентратах для металлургической промышленности приведены далее.

Металл .....	Cu	Pb	Zn	Sn	Mo	W
Содержание в руде, % .....	0,4—2,0	1,3—3	2—4	0,3—1,0	0,1—0,5	0,05—0,3
Содержание в концентрате, % .....	15—40	40—73	45—56	45—60	45—51	50—65

Основными элементами технологии переработки руд цветных металлов являются рудоподготовка, дробление и измельчение, обогащение, обезвоживание продуктов обогащения.

Принципиальная технологическая схема комплексной переработки медно-цинковых руд изображена на рис. 13.1. Основными рудными минералами

являются пирит  $\text{FeS}_2$ , сфалерит  $\text{ZnS}$ , халькопирит  $\text{CuFeS}_2$ . Нерудные минералы в руде представлены кварцем, серицитом, полевым шпатом и др. Сопутствующие ценные элементы в руде: золото, серебро, кадмий, селен и теллур.



Рис. 13.1. Типовая технологическая схема обогатительной фабрики по переработке медно-цинковых руд

Руду крупностью -1000+0 мм при карьерной добыче и крупностью -300+0 мм при шахтной добыче доставляют автомобильным или железнодорожным транспортом в приемный бункер вместимостью 250-300 м<sup>3</sup> корпуса крупного дробления. Из приемного бункера руду пластинчатым питателем подают в щековую дробилку ЩДП 2100x1900, в которой осуществляется I стадия дробления до крупности -300 мм. Дробленный продукт системой конвейеров транспортируют в промежуточный бункер, из которого пластинчатым питателем подают в конусную дробилку среднего дробления КСД 2200 Б-400 на вторую стадию дробления до крупности -75 мм. Дробленный продукт II стадии дробления ленточными питателями подают на грохоты типа ГИТ. Надрешетный продукт крупностью +20 мм поступает в короткоконусную дробилку КМД 2200x410 на стадию дробления III до крупности -25 мм. Дробленный продукт стадии III объединяют с подрешетным продуктом грохочения и системой ленточных конвейеров транспортируют в склад усреднения, из которого посредством лопастных питателей и конвейеров подают в бункер корпуса обогащения.

### Технологическая схема Гайской фабрики

На Гайской обогатительной фабрике перерабатываются вкрапленные и сплошные колчеданные медно-цинковые руды (рис.4.1). Вкрапленные руды содержат до 35 % серы. Рудные минералы – пирит, халькопирит, сфалерит. Нерудные – кварц, полевой шпат и т.д. Колчеданные руды отличаются тонкой взаимной вкрапленностью сульфидов меди и цинка с пиритом. Разделение сульфидных минералов в этих рудах достигается только при измельчении до 98-100 % класса – 0.074 мм. Дробление руды, поступающей из карьера, производится в три стадии в открытом цикле до крупности – 20 мм. Руда поступает на измельчение в стержневые, а затем в шаровые мельницы. Слив классификатора крупностью 65-70 % класса – 0.074 мм направляется на 1-ю коллективную флотацию, концентрат которой подаётся сразу на 3-ю перечистную операцию. Концентрат 2-й коллективной флотации перечищается трижды. Содержание СаО в операциях основной коллективной флотации составляет 150-500 г/м<sup>3</sup>, в перечистных – 250-500 г/м<sup>3</sup>. В коллективную флотацию для активации сфалерита подают медный купорос (200-240 г/т), собиратель – смесь изопропилового (120-170 г/т) и бутилового ксантогенатов (45-55 г/т), вспениватель Т-66 (30-60 г/т). В контрольную коллективную флотацию подаётся также 15 – 20 г/т бутилового аэрофлота.

Коллективный концентрат после десорбции реагентов сернистым натрием Na<sub>2</sub>S (2200 – 3000 г/т) в присутствии активированного угля (300 г/т) сгущается и доизмельчается до крупности 90 – 95 % класса – 0.074 мм. Медная флотация осуществляется при депрессии сфалерита сернистым натрием (150 – 350 г/т) и цинковым купоросом (250 – 450 г/т) при pH 8.5 – 8.7.

Медный концентрат содержит 16-18 % меди при  $\varepsilon = 87-89\%$ . Хвосты медной флотации являются цинковым концентратом и содержат 42-45 % цинка при  $\varepsilon = 50-55\%$ .

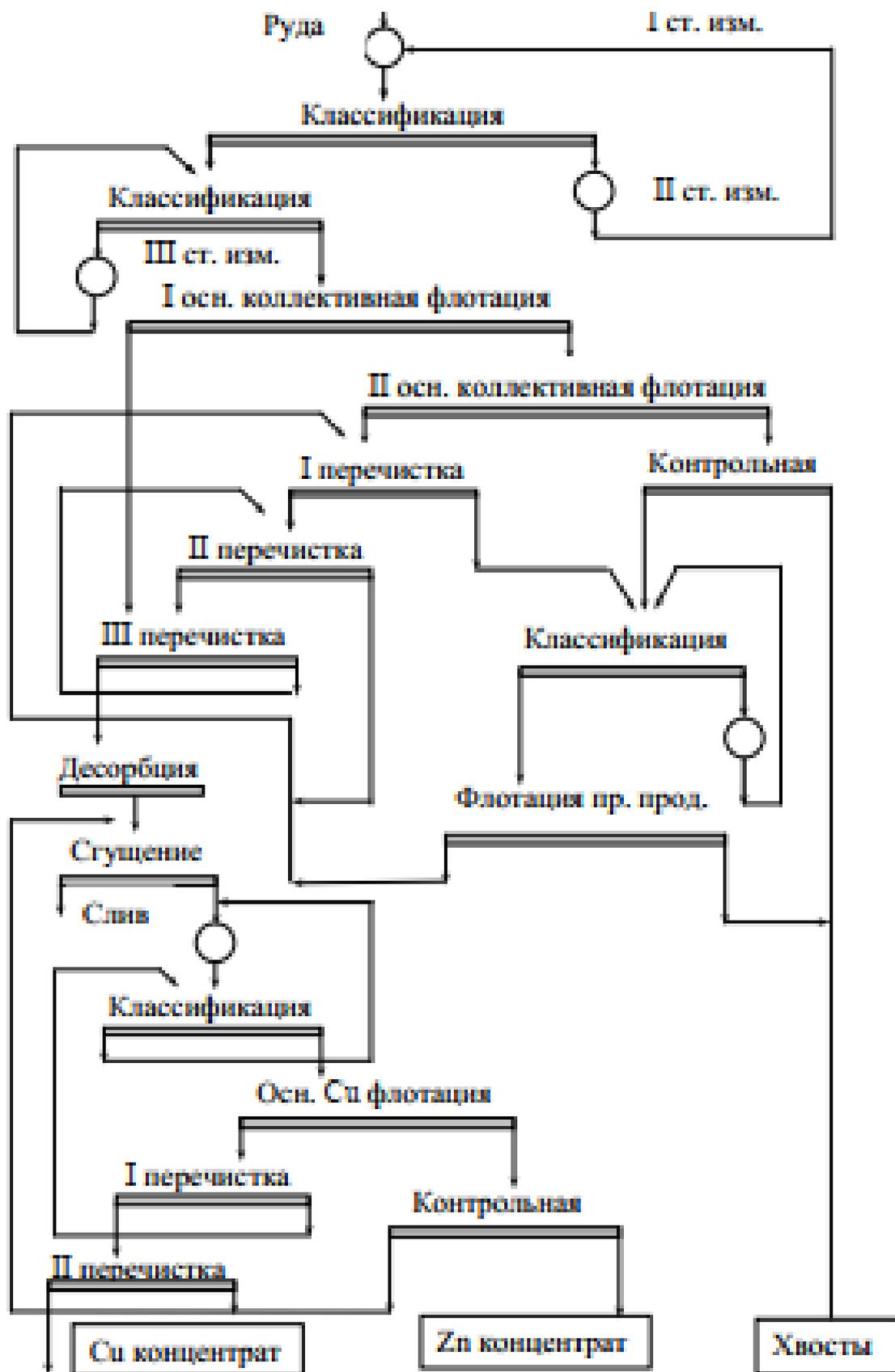


Рисунок 4.1– Схема флотации Cu-Zn руд Гайской обогатительной фабрики

Схемы флотации отличаются по числу стадий и циклов обогащения, по

числу перечисток концентрата и контрольных флотации хвостов в отдельных циклах, по точкам, в которые возвращаются промпродукты в цикл флотации. Число стадий и циклов обогащения является наиболее важным отличительным признаком, определяющим принципиальную схему флотации. Последние два признака определяются детали построения схемы флотации внутри отдельных стадий и циклов обогащения.

Принципиальной схемой флотации называется такое изображение схемы, на котором указаны только стадии и циклы обогащения, исходные и конечные продукты каждой стадии и цикла. В зависимости от числа стадий схемы флотации подразделяются на одно-, двух- и многостадийные.

Каждая стадия обогащения может включать одни или несколько циклов. Например, при одностадийной схеме флотации монометаллических руд может быть один, два или несколько циклов. В первом случае схема имеет только две ветви - ветвь перечисток концентрата и ветвь контрольных флотации хвостов. Два цикла появляются в тех случаях, когда перед флотацией разделяется на два продукта - пески и шламы с последующим раздельным их обогащением или когда промпродукты обогащаются в отдельном, самостоятельном цикле.

Понятия стадия и цикл обогащения нуждаются в уточнении. На практике нередко встречаются схемы, когда промпродукт доизмельчается не в отдельном самостоятельном цикле, а возвращается в цикл измельчения руды. Такая схема должна быть отнесена к одностадийной, так как здесь нет возможности установить специальный, самостоятельный режим для измельчения промпродукта. Обратный промпродукт всегда имеет меньшую крупность, чем питание, флотации. Поэтому возвращением промпродукта в цикл измельчения руды не достигается заметного уменьшения его крупности, так как он сразу же уходит в слив классификатора.

Число возможных вариантов принципиальных трехстадийных схем флотации значительно больше числа вариантов двухстадийных схем. Трехстадийные схемы за последние годы стали широко применяться для руд с неравномерной или сложной вкрапленностью. Схемы флотации с числом стадий более трех применяются редко.

**Выбор принципиальной схемы флотации монометаллических руд** зависит в основном от характеристики вкрапленности в руде полезного минерала и способности полезного минерала и пустой породы к ошламованию при измельчении.

Общее правило: тем более неравномерна по крупности выделений вкрапленность полезного минерала и чем он больше шламуется при измельчении, тем больше оснований для применения стадийного обогащения.

При проектировании схемы обогащения должен соблюдаться принцип: извлекать полезный минерал в окончательный концентрат и удалять пустую породу в хвосты по возможности в крупном виде (не дробить ничего лишнего).

Стадийное обогащение применяется для того, чтобы не допустить

излишнего переизмельчения полезных минералов и пустой породы. Особенно важно избежать тонкого измельчения большого количества пустой породы, что достигается выводом из процесса основной массы хвостов, по возможности в крупном виде. Если при грубом измельчении руды часть полезного минерала остается в сростках, то эти сростки должны быть выделены в промпродукт, до измельчение, которого стоит дешевле, чем измельчение всей массы руды.

Число стадий обогащения зависит от характера вкрапленности в руде полезного минерала и его способности к ошламованию при операциях измельчения. Эта зависимость устанавливается при рассмотрении ряда примеров, встречаемых в практике обогащения.

**1. Крупная вкрапленность, полезные минералы не склонны к ошламованию.** Кондиционные концентраты и отвальные хвосты могут быть получены при флотации грубоизмельченной руды. Так как полезные минералы не склонны к ошламованию, то при грубом измельчении вредное влияние ошламования проявится слабо и не вызовет ухудшение технологических показателей при обогащении руды по одностадийной схеме.

**2. Крупная вкрапленность, полезные минералы легко переизмельчаются.** Лучшие результаты обогащения будут получены при двухстадийной схеме флотации с выделением в первой стадии части кондиционного концентрата, который тем самым предохраняется от излишнего ошламования. Хвосты первой стадии, содержащие крупные зерна полезного минерала, должны доизмельчаться и направляться во вторую стадию обогащения.

**3. Агрегатная вкрапленность.** В практике обогащения часто встречаются руды, в которых полезный минерал заключен в сравнительно крупные агрегаты, представляющие собой, в свою очередь, тонкие сростки полезного минерала с другими минералами. Подобный тип вкрапленности имеют молибденитовые и графитовые руды, а также значительная часть полисульфидных руд.

Для получения чистых концентратов такие руды требуют тонкого измельчения, однако бедные хвосты могут быть получены и при грубом помоле, достаточном для освобождения из сростков крупных агрегатов. Поэтому следует после грубого измельчения руды выделить основную массу отвальных хвостов и бедный концентрат, который следует направить в отдельный цикл измельчения и далее во вторую стадию обогащения.

В некоторых случаях более высокие технологические показатели достигаются при обогащении руд с агрегатной вкрапленностью по двухстадийной трехцикловой схеме, предусматривающей измельчение и флотацию бедного концентрата и промпродукта в отдельных циклах. Это дает возможность более точного подбора условий обогащения, чем и вызывается улучшение технологических показателей.

**4. Неравномерная вкрапленность.** Наиболее часто встречаются руды, обладающие неравномерной по крупности вкрапленностью полезных минералов. Уже при сравнительно грубом измельчении такой руды часть

полезного минерала, находящаяся в более крупных выделениях, освобождается из сростков, что дает возможность извлечь ее в богатый концентрат. Для получения же отвальных хвостов требуется более тонкое измельчение руды.

Руды с подобным типом вкрапленности следует обогащать по двухстадиальной схеме с выделением в первой стадии обогащения части кондиционного концентрата и богатых хвостов, направляемых в доизмельчение и вторую стадию.

Применение стадийного обогащения особенно необходимо в тех случаях, когда неравномерно вкрапленный полезный минерал подвержен сильному ошламованию. Для таких руд может быть принята трехстадиальная схема обогащения с последовательным доизмельчением хвостов.

Если при неравномерной вкрапленности часть полезного минерала представлена чрезвычайно мелкими выделениями, то для разрушения всех сростков хвосты первой стадии пришлось бы подвергнуть очень тонкому измельчению, что невыгодно. Поэтому с целью экономии на измельчении хвосты первой стадии доизмельчаются лишь до такой крупности, чтобы получить достаточно богатые сростки для возможности извлечения их в промпродукт. Тогда во второй стадии обогащения получают три продукта: кондиционный концентрат, в который извлекают свободные зерна полезного минерала: промпродукт, куда извлекаются сростки; отвальные хвосты. Промпродукт направляется в доизмельчение и в третью стадию обогащения.

Таким образом, при флотации руд с неравномерной вкрапленностью полезного минерала следует применять двухстадиальные или трехстадиальные схемы обогащения, причем если полезный минерал при этом сильно шламуется, то наиболее экономичными будут трехстадиальные схемы.

Стадийные схемы обогащения с выделением в первой стадии части готового концентрата в последние годы стали получать широкое распространение. Примером могут служить Норильская, Балхашская, Миргилимсайская и другие обогатительные фабрики, ранее применявшие одностадийные схемы обогащения.

**5. Мелкая равномерная вкрапленность.** Этот тип вкрапленности встречается в некоторых порфировых рудах. Если бы при измельчении руды поверхности разлома проходили только по контактам сростшихся минералов, тогда при равномерной вкрапленности освобождение из сростков всех зерен полезного минерала происходило бы одновременно после достижения некоторой определенной степени измельчения. В этом случае одностадийная схема обогащения такой руды была бы наиболее рациональной. В действительности вкрапленность минералов в руде никогда не бывает вполне равномерной, а поверхности излома зерен в процессах дробления и измельчения проходят не только по контактам сростшихся минералов. Поэтому даже при измельчении руд, обладающих сравнительно равномерной вкрапленностью, освобождение полезного минерала из сростков происходит постепенно по мере повышения степени измельчения.

Так как процесс раскрытия зерен всегда происходит в некотором

диапазоне крупности измельчения, то в пределах этого диапазона в пульпе содержатся как свободные зерна полезного минерала, так и сростки. В целях экономии на измельчении и ограничения вредного влияния ошламования руду с мелкой равномерной вкрапленностью следует измельчать до крупности, обеспечивающей освобождение из сростков только части полезного минерала. Другая же его часть может остаться в сростках, если они достаточно богаты, для извлечения их в промпродукт, который затем должен направляться в доизмельчение и вторую стадию обогащения. Для извлечения сростков применяют при флотации сильные коллекторы и вспениватели.

**6. Сложная и очень неравномерная вкрапленность.** Руды с таким характером вкрапленности содержат разные по своей величине выделения полезного минерала и агрегаты, представляющие собой тонкие сростки полезного минерала с другими минералами. Наиболее экономичной для обогащения руд с такой вкрапленностью будет трехстадиальная схема.

**7. Руды, содержащие много первичных шламов и растворимых солей, вредящих флотации.** Первичные шламы иногда обогащаются в отдельном цикле, чем достигается улучшение показателей обогащения

Первичные шламы обычно выделяются после первого приема измельчения в механическом классификаторе или гидроциклоне. При этом пески классификатора обогащаются более твердыми и тяжелыми минералами. Например, при механической классификации измельченных уральских медно-пиритных руд песковая часть всегда обогащена пиритом, а слив — пустой породой и легкоизмельчающимися вторичными сульфидами.

На Красноуральской обогатительной фабрике для обогащения руды с высоким содержанием серицит-хлоритовых сланцев применялась схема с отдельной обработкой песков и шламов. Пески классификатора значительно обогащались пиритом и после выделения из них медного концентрата представляли собой кондиционный пиритный концентрат.

В некоторых рудах первичные шламы обладают высокой флотационной активностью. В этих случаях прибегают к предварительной флотации шламов с небольшими добавками вспенивателя. Иногда руды содержат первичные шламы, которые плохо флотируются сами и так вредят флотации, что их после выделения направляют в отвал. В качестве примера можно указать на схемы флотации железных руд и некоторых неметаллических полезных ископаемых — алунитов, кианитов и фосфоритов.

#### **Принципиальные схемы флотации полиметаллических руд**

При обогащении полиметаллических руд в зависимости от их состава могут получаться два, три и больше концентратов. Ниже рассмотрены принципиальные схемы флотации полиметаллических руд, содержащих три полезных компонента.

Основные выводы и положения, относящиеся к этим схемам, справедливы для биметаллических руд, а также для руд с большим числом полезных компонентов.

Для руд с тремя полезными компонентами можно применить четыре

принципиальные схемы флотации:

- с прямой селективной флотацией;
- с частичной коллективной флотацией;
- с предварительной коллективной флотацией;
- с фракционной коллективной флотацией.

Главное различие между этими схемами заключается в числе циклов, через которые проходит основной поток пульпы (содержащий пустую породу).

В схеме с прямой селективной флотацией хвосты выделяются в третьем цикле обогащения, основной поток пульпы проходит три цикла.

В схемах с частичной коллективной флотацией основной поток пульпы проходит два цикла обогащения.

В схемах с предварительной коллективной флотацией основной поток пульпы проходит только один цикл обогащения. Главной целью предварительной коллективной флотации является удаление в хвосты пустой породы, по возможности в крупном виде, в первом же цикле обогащения. Перед коллективной флотацией не требуется освобождения сульфидов из сростков друг с другом, а достаточно лишь освободить сульфидные агрегаты из сростков с пустой породой. Так как полиметаллические руды обладают, как правило, агрегатной вкрапленностью, то коллективную флотацию можно проводить при более грубом измельчении руды по сравнению с селективной флотацией.

После удаления в цикле коллективной флотации основной массы пустой породы получается коллективный концентрат, представляющий собой богатую полиметаллическую руду, которую можно дальше обогащать по схеме с прямой селективной или частичной коллективной флотацией.

Если бы пустая порода полностью удалялась в хвосты при коллективной флотации, то не потребовалось бы циклов флотации, указанных на схемах пунктиром. Практически эти циклы необходимы для удаления в хвосты небольшого количества породы, оставшейся в коллективном концентрате. Это особенно необходимо, когда выход концентрата III мал. В таких случаях даже небольшое количество оставшейся в коллективном концентрате породы сильно разубоживает концентрат после флотации третьей стадии.

Фракционная коллективная флотация дает возможность улучшить результаты обогащения руд, в которых флотационная активность отдельных разностей одного и того же минерала различна. Например, в свинцово-цинковых и в свинцово-медно-цинковых рудах иногда содержатся легко- и труднофлотируемые разности цинковой обманки.

При получении из таких руд коллективного концентрата для извлечения труднофлотируемых разностей сфалерита пришлось бы в коллективной флотации применять активатор — медный купорос и загружать значительное количество коллектора. Это вызвало бы затруднения при последующей селективной флотации коллективного концентрата.

При схеме с фракционной коллективной флотацией эти затруднения устраняются. В процессе флотации свинцово-медно-цинково-пиритных руд в

первую фракцию коллективного концентрата следует извлечь полностью свинец и медь и лишь частично — цинк и пирит. Дальнейшая селективная флотация первой фракции облегчается тем, что она получена при сравнительно малой дозировке коллектора и содержит неактивированный сфалерит. Вторая фракция коллективного концентрата, не содержащая галенита и сульфидов меди, присоединяется к цинково-пиритным хвостам селективной флотации первой фракции.

Схемы с предварительной коллективной флотацией имеют экономические преимущества по сравнению со схемами с прямой и с частичной коллективной флотацией. Эти преимущества заключаются в следующем.

1. Обычно при схемах с предварительной коллективной флотацией руда измельчается до крупности 45—55% —0,074 мм и тонкому измельчению подвергается только коллективный концентрат, выход которого невелик, особенно в случае бедных руд. Тогда, как при схемах с прямой селективной флотацией, необходимо измельчение руды до 60—80% —0,074 мм. Вследствие этого достигается экономия на измельчении.

2. Расход депрессоров и активаторов меньше.

3. Количество потребных флотационных машин меньше. Величина экономии, получаемой при схеме с предварительной коллективной флотацией, зависит от характера вкрапленности и содержания полезных минералов в руде. При крупной вкрапленности экономии на измельчении не будет, так как в этом случае необходимая степень измельчения руды определяется только размером зерен, которые могут подниматься в пену, и при любой схеме будет одинакова. Для руд с агрегатной вкрапленностью экономия на измельчении может быть очень значительной (до 30%).

### **Выбор принципиальной схемы флотации для отдельных типов полиметаллических руд**

В зависимости от минералогического состава и содержания металлов полиметаллические руды подразделяются на четыре группы.

**Первая группа** — сплошные сульфидные руды с высоким содержанием цветных металлов. Эти руды состоят в основном из сульфидов свинца, меди, цинка и железа. Общее содержание сульфидов 75—90%, содержание цветных металлов 6—15%.

Для обогащения руд этой группы обычно применяется прямая селективная флотация. В тех случаях, когда хвосты флотации достаточно богаты серой и могут быть использованы в качестве сырья для сернокислотной промышленности, схемы с прямой селективной флотацией наиболее рациональны.

Если содержание пустой породы в руде больше 15—20%, то хвосты селективной флотации будут иметь содержание серы ниже кондиционного. Тогда при равных технологических показателях предпочтение следует отдать схеме с предварительной коллективной флотацией.

**Вторая группа** — сплошные сульфидные руды с низким содержанием

цветных металлов и высоким содержанием серы. К этой группе относятся руды большинства месторождений медисто-цинковистых пиритов. Содержание меди в медисто-цинковистых пиритах составляет 1—2% и цинка 1—2,5%,

Для обогащения руд этой группы наиболее перспективной является схема с предварительной коллективной флотацией сульфидов меди и цинка и получением богатых пиритных хвостов. При пониженном содержании серы в руде хвосты коллективной флотации будут некондиционными по содержанию серы. В этом случае наиболее выгодной является схема с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов.

**Третья группа** — вкрапленные полиметаллические руды с высоким содержанием цветных металлов. К этой группе относится значительное число руд эксплуатируемых свинцово-цинковых и медно-цинковых месторождений. Суммарное содержание меди, свинца и цинка в рудах этого типа достигает 8—15%.

При крупной вкрапленности полезных минералов руды обогащаются по схеме с прямой селективной флотацией. При агрегатной вкрапленности более экономичной будет схема с предварительной коллективной флотацией.

**Четвертая группа** — вкрапленные руды с низким содержанием цветных металлов. Суммарное содержание цветных металлов в рудах, как правило, не превышает 3—4%, а в некоторых случаях — 2%. Содержание пирита иногда достигает 30—40%. Для обогащения руд этой группы по экономическим условиям следует применять схемы с предварительной коллективной флотацией.

## Практическое занятие №26

### Тема: Методы отбора проб из руд и их подготовка к обогащению.

Большинство месторождений полезных ископаемых неоднородно и содержат руды различных типов, иногда требующих применения различных технологических схем и режимов обогащения. Например, руды окисленные и сульфидные, сплошные сульфидные и вкрапленные требуют различных степеней измельчения, условий флотации и т.д. Кроме того, на обогатительную фабрику поступают руды из различных месторождений с различными химическими составами.

Для проведения бесперебойного процесса обогащения с единым технологическим режимом различные руды смешивают в различных соотношениях, чтобы полученный материал имел определенный состав. Так и поступают в металлургических заводах. По этому каждый из основных типов полезного ископаемого данного месторождения должен быть представлен отдельной пробой.

Пробой называется взятая из общей массы порция материала, в которой сохраняются все определяемые качества всего материала, например, содержание компонентов, гранулометрический состав, физические свойства, обогатимость. В зависимости от назначения выделяются пробы: химические, предназначенные для определения содержания элементов в материале; минералогические, предназначенные для определения вещественного состава, структурных особенностей руды, текстуры, химической ассоциаций минералов, их взаимного прорастания, крупности кристаллов, распределения и вкраплений ценных минералов; гранулометрические – для ситового и седиментационного анализов, устанавливающих распределение частиц минерала по крупности; технологические – для исследования на обогатимость и для выбора технологических схем переработки данного материала.

Отбор пробы осуществляется прямо в месторождениях различным способом (луночным, бороздовым), в рудных отвалах (поверхностное вычерпывание), в вагонетках. В обогатительных фабриках после последней стадии дробления и т.д.

Каждая проба должна иметь паспорт, содержащий описание места и методы взятия, а также методы подготовки пробы и ее характеристики (результаты анализа). Минимальная масса пробы зависит от следующих факторов: крупности и формы кусков, плотности минералов, назначения, содержания ценного компонента и др. Массу проб определяют по эмпирической формуле:

$$q = k \cdot d^2 \text{ кг} \quad (4-1)$$

где;  $d$  – диаметр максимальной частицы, мм

$k$  – Эмпирический коэффициент, определяемый для данного материала из справочника ( $k=0,1 - 3,0$ )

Масса пробы для химического анализа:

$$q = n \cdot d_{cp}^3 = 10^4 d_{cp}^3 \frac{t^2(1-d)}{m^2 d}, \text{ кг} \quad (4-2)$$

где:  $d$  – средний диаметр частиц, мм

$n$  – число степеней свободы (число опыта)

$t$  – распределение Стьюдента, определяется по уравнению.

$$n \geq \frac{t_p^2 \cdot S_x^2}{\delta^2} \quad (4-3)$$

$m = \frac{\Delta}{\alpha} \cdot 100$  – относительная погрешность хим. анализа, %,

$\alpha$  – содержание ценного компонента

$V$  – средняя плотность материала

$S^2$  – дисперсия

$$S^2 = \frac{\alpha(1-\alpha_v)}{n} \quad (4-4)$$

Для минералогического анализа

$$q = 10^4 \cdot d_{cp}^3 \cdot \delta \cdot \frac{t^2(1-\alpha_v)}{m^2 \cdot \delta_v} \quad (4-5)$$

где:  $\alpha_v$  – объемная доля определяемого минерала в выборке;

$m$  – относительная погрешность минералогического определения.

На действующих (например, золотоизвлекающих) фабриках перемешивание и пробоотбор осуществляется по единой, общепринятой схеме.

Чтобы получить наиболее однородной материал, пробы перед сокращением перемешивают. Перемешивают пробы руд обычно способами кольца, конуса и перекатывания.

Способ кольца и конуса состоит в следующем (рис.4.1). Пробы из ящиков с помощью лопат или совков перебрасывают в одну кучу в виде конуса. При этом необходимо материал с каждой лопаты высыпать точно на вершину конуса, чтобы куски окатывались равномерно по всей периферии конуса. Нельзя допускать смещения вершины конуса от первоначально выбранной оси. При засыпании конуса, если ось будет наклонена в одну сторону, мелкий материал сконцентрируется на одной стороне. Лучшим способом сохранения положения оси конуса является засыпание его через воронку. Полученный из руды конус (рис.2а) рассыпают (развертывают) в диск вращением доски, поставленной ребром на вершину конуса. Затем материал из внутренней части диска, начиная с центра, отбрасывают лопатой (совком) на периферию диска так, чтобы в результате образовалось кольцо. Мелочь, оставшуюся внутри кольца, тщательно заматают и равномерно рассыпают по гребню всего кольца. Следующая операция заключается в перебрасывании материала из кольца опять в конус, образуемый внутри кольца. Материал забирают лопатами, продвигаясь по кругу вдоль внешней или внутренней линии кольца. Мелочь подметают и осыпают на вершину конуса.

Перемешивание пробы по способу перекатывания состоит в чём, что

расположенный на квадратной клеенке материал перекачивают непрерывным поднятием углов клеенки и движением их в горизонтальном направлении к противоположному по диагонали углу. Для удовлетворительного перемешивания необходимо не менее 20-30 перекачиваний. Способ применим для перемешивания проб массой не более 20-30 кг с крупностью кусков не более 10 мм. Для мелкого материала эффективно перемешивание способом просеивания.

Основными способами сокращения проб является квартование, вычерпывание и сокращение с помощью сократителей.

Квартование применяют после перемешивания пробы по способу кольца и конуса. Полученный в результате перемешивания конус разворачивают доской в диск и последний делят на четыре равные части двумя взаимноперпендикулярными линиями, проходящими через центр диска (рис.4.2 а). В пробу отбирают любые две противоположные четверти например, две четверти заштрихованные). Материал оставшихся четвертей является запасным. Полученную пробу перемешивают и вновь квартуют до получения проб минимальной массы.

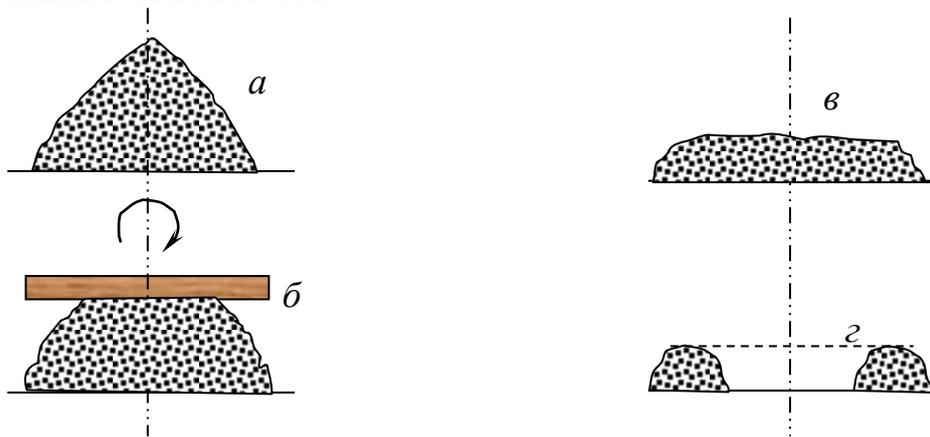


Рис. 4.1 схема перемешивания пробы способом кольцо и конуса: *а* –конус; *б* –развертывание конуса в диск; *в* –диск; *г* -кольцо

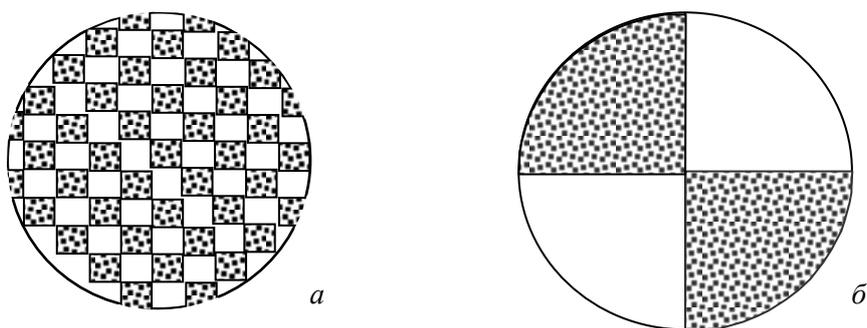


Рис. 4.2 Способ вычерпывания (а) и квартования (б)

Способ вычерпывания заключается в том, что перемешанный материал разравнивают на гладкой поверхности и линейкой или специальной решеткой наносят на нем квадраты (рис.4.2, б). Затем из каждого квадрата или квадратов, расположенных в шахматном порядке, прямоугольным совком отбирают порции, из которых и составляют пробу. От неполных квадратов на

периферии слоя вычерпывают порции, приблизительно пропорциональные площади квадратов. Совок следует погружать в слой материала вертикально до дна. Одновременно перед совком погружают тонкую пластинку и загребают материал совком до этой пластинки. Захваченный совком материал вынимают из слоя, придерживая пластинкой.

Вычерпывание чаще применяют для материала мельче 8 – 10 мм и проб массой не более 15 – 20 кг. Этот способ удобен при отборе навесок для технологических испытаний и различных анализов. В этом случае руду отбирают сразу на чашку весов. Если масса руды, отобранной от всех намеченных квадратов, меньше требуемой навески, то в чашку добавляют новые порции руды, отбирая их через один квадрат, а если масса руды больше, то перемешав ее в чашке весов совком вычерпывают лишнее. Отобранный излишек возвращают в исходную пробу только перед новым перемешиванием ее. Из одних и тех же квадратов можно отбирать навески до тех пор, пока правильность расположения сетки не будет нарушена.

#### **Необходимые приборы и материалы**

1. Руда, весом 4 – 8 кг (измельченная до крупности -1 мм)
2. Клеенка размером 0,5 – 1,0 м<sup>2</sup>
3. Воронка в кольце на консоли - 1 шт
4. Доска или линейка - 0,5 м
5. Шпатель 1 шт
6. Совок 1 шт
7. Пакетная бумага
8. Весы технические
9. Пластинка из металла или пластмассы.

#### **Методика проведения опыта**

Пробу высыпают на чистую и ровную площадь (клеенки) в виде конуса при помощи воронки. Методом кольца и конуса перемешивают 3 раза. Затем методом квартования сокращают пробу в четыре раза. Получается четыре пробы, весом по 1 кг. Далее пробы весом 1 кг, высыпают на клеенку и перемешивают способом перекачивания 20 раз. После этого, пробы разравнивают ровной толщиной (гладкой поверхностью) и отбирают пробу методом вычерпывание по 100 гр. Полученная проба упаковывается в пакетики. На пакете записывают паспорт пробы: название руды, способ и степень измельчения, способ перемешивания и сокращения проб, дату приобретения, фамилии студентов. Которые произвели проботбор, вес пробы и т.д. (если известно или определено-химический состав руды)

## Практическое занятие №27

### Тема: Выбор и расчет технологические схемы обогащения медных руд.

Для расчёта второго цикла флотации приводится его схема с ранее обозначенными продуктами

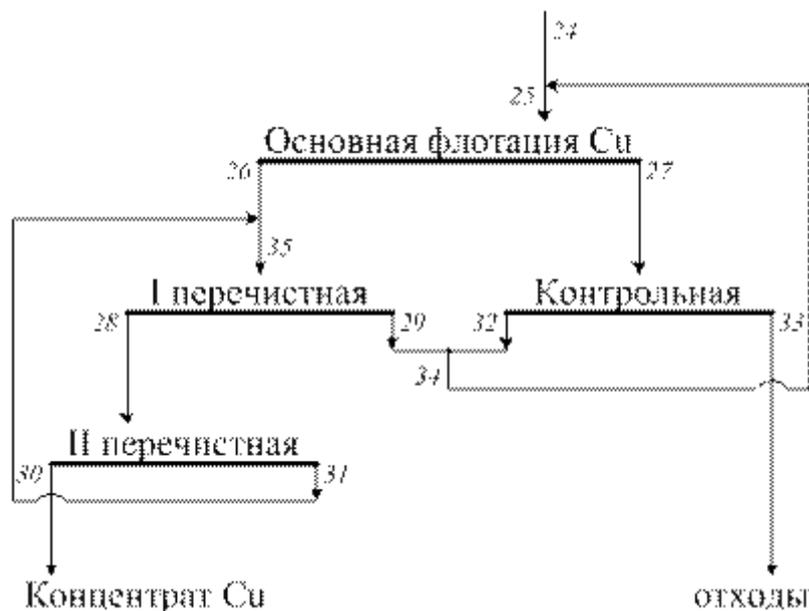


Рис.4. технологические схемы флотации медных руд.

Расчёт ведётся по двум продуктам: твёрдому и полезному металлу – меди. Необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся к продуктам обогащения, определяется формулой (2):  $N_n = C(n_p - a_p) = 2(8 - 4) = 8$ . По формулам (8) и (9) определяются отдельные компоненты числа  $N_n$ :  $N_\gamma = 0$ ;  $N_\varepsilon = n_p - a_p = 8 - 4 = 4$ ;  $N_\beta = N_n - N_\varepsilon = 8 - 4 = 4$ .

Таким образом, для расчёта цикла медной флотации исходными показателями являются:

- два показателя, относящиеся к исходным данным ( $Q_I$  и  $a^{Cu}$ );
- четыре показателя извлечения меди в продукты флотации;
- четыре показателя содержания меди в концентратах операций.

На основании практики работы обогатительных фабрик, обогащающих аналогичные руды, принимаются следующие численные значения исходных показателей:

- извлечение меди в окончательный концентрат  $\varepsilon_{30} = 48,03\%$ ;
- частное извлечение в тот же продукт  $E_{30} = 96,92\%$ ;
- частное извлечение в концентрат I перекидки  $E_{28} = 80,14\%$ ;
- частное извлечение в концентрат основной флотации  $E_{26} = 49,81\%$ ;
- содержание меди в кондиционном концентрате  $\beta_{30} = 16,61\%$ ;
- содержание в концентрате I перекидки  $\beta_{28} = 13,72\%$ ;
- содержание в концентрате основной флотации  $\beta_{26} = 9,59\%$ ;
- содержание в пенном продукте контрольной флотации  $\beta_{32} = 1,86\%$ ;

Далее определяются показатели, необходимые для полной характеристики каждого продукта, т. е.  $\varepsilon$ ,  $\gamma$ ,  $\beta$ ,  $Q$ .

$$\varepsilon_{28} = \frac{\varepsilon_{30}}{E_{30}} \cdot 100\% = \frac{48,03}{96,92} \cdot 100\% = 49,56\%;$$

$$\varepsilon_{35} = \frac{\varepsilon_{28}}{E_{28}} \cdot 100\% = \frac{49,56}{80,14} \cdot 100\% = 61,84\%;$$

$$\varepsilon_{31} = \varepsilon_{28} - \varepsilon_{30} = 49,56 - 48,03 = 1,53\%;$$

$$\varepsilon_{29} = \varepsilon_{35} - \varepsilon_{28} = 61,84 - 49,56 = 12,28\%;$$

$$\varepsilon_{26} = \varepsilon_{35} - \varepsilon_{31} = 61,84 - 1,53 = 60,31\%;$$

$$\varepsilon_{25} = \frac{\varepsilon_{26}}{E_{26}} \cdot 100\% = \frac{60,31}{49,81} \cdot 100\% = 121,08\%;$$

$$\varepsilon_{34} = \varepsilon_{25} - \varepsilon_{24} = 121,08 - 99,92 = 21,16\%;$$

$$\varepsilon_{32} = \varepsilon_{34} - \varepsilon_{29} = 21,16 - 12,28 = 8,88\%;$$

$$\varepsilon_{27} = \varepsilon_{25} - \varepsilon_{26} = 121,08 - 60,31 = 60,77\%;$$

$$\varepsilon_{33} = \varepsilon_{27} - \varepsilon_{32} = 60,77 - 8,88 = 51,89\%;$$

Проверка:  $\varepsilon_{24} = \varepsilon_{30} + \varepsilon_{33} = 48,03 + 51,89 = 99,92\%$ .

$$\gamma_{26} = \frac{\alpha\varepsilon_{26}}{\beta_{26}} = \frac{1,9 \cdot 60,31}{9,59} = 11,95\%;$$

$$\gamma_{28} = \frac{\alpha\varepsilon_{28}}{\beta_{28}} = \frac{1,9 \cdot 49,56}{13,72} = 6,86\%;$$

$$\gamma_{30} = \frac{\alpha\varepsilon_{30}}{\beta_{30}} = \frac{1,9 \cdot 48,03}{16,61} = 5,49\%;$$

$$\gamma_{32} = \frac{\alpha\varepsilon_{32}}{\beta_{32}} = \frac{1,9 \cdot 8,88}{1,86} = 9,07\%;$$

$$\gamma_{31} = \gamma_{28} - \gamma_{30} = 6,86 - 5,49 = 1,37\%;$$

$$\gamma_{35} = \gamma_{26} + \gamma_{31} = 11,95 + 1,37 = 13,32\%;$$

$$\gamma_{29} = \gamma_{35} - \gamma_{28} = 13,32 - 6,86 = 6,46\%;$$

$$\gamma_{34} = \gamma_{29} + \gamma_{32} = 6,46 + 9,07 = 15,53\%;$$

$$\gamma_{25} = \gamma_{24} + \gamma_{34} = 99,76 + 15,53 = 115,29\%;$$

$$\gamma_{27} = \gamma_{25} - \gamma_{26} = 115,29 - 11,95 = 103,34\%;$$

$$\gamma_{33} = \gamma_{27} - \gamma_{32} = 103,34 - 9,07 = 94,27\%.$$

Проверка:  $\gamma_{24} = \gamma_{30} + \gamma_{33} = 5,49 + 94,27 = 99,96\%$ ;

$$\beta_{24} = \frac{\alpha\varepsilon_{24}}{\gamma_{24}} = \frac{1,9 \cdot 99,92}{99,76} = 1,90\%;$$

$$\beta_{25} = \frac{\alpha \varepsilon_{25}}{\gamma_{25}} = \frac{1,9 \cdot 121,08}{115,29} = 2,00\%;$$

$$\beta_{27} = \frac{\alpha \varepsilon_{27}}{\gamma_{27}} = \frac{1,9 \cdot 60,77}{103,34} = 1,18\%;$$

$$\beta_{29} = \frac{\alpha \varepsilon_{29}}{\gamma_{29}} = \frac{1,9 \cdot 12,28}{6,46} = 3,61\%;$$

$$\beta_{31} = \frac{\alpha \varepsilon_{31}}{\gamma_{31}} = \frac{1,9 \cdot 1,53}{1,37} = 2,12\%;$$

$$\beta_{33} = \frac{\alpha \varepsilon_{33}}{\gamma_{33}} = \frac{1,9 \cdot 51,89}{94,27} = 1,05\%;$$

$$\beta_{34} = \frac{\alpha \varepsilon_{34}}{\gamma_{34}} = \frac{1,9 \cdot 21,16}{15,53} = 2,59\%;$$

$$\beta_{35} = \frac{\alpha \varepsilon_{35}}{\gamma_{35}} = \frac{1,9 \cdot 61,84}{13,32} = 8,82\%;$$

$$Q_{24} = \gamma_{24} \cdot Q_1 = 0,9976 \cdot 2400 = 2394,24 \text{ т/сут};$$

$$Q_{25} = \gamma_{25} \cdot Q_1 = 1,1529 \cdot 2400 = 2766,96 \text{ т/сут};$$

$$Q_{26} = \gamma_{26} \cdot Q_1 = 0,1195 \cdot 2400 = 286,80 \text{ т/сут};$$

$$Q_{27} = \gamma_{27} \cdot Q_1 = 1,0334 \cdot 2400 = 2480,16 \text{ т/сут};$$

$$Q_{28} = \gamma_{28} \cdot Q_1 = 0,0686 \cdot 2400 = 164,64 \text{ т/сут};$$

$$Q_{29} = \gamma_{29} \cdot Q_1 = 0,0646 \cdot 2400 = 155,04 \text{ т/сут};$$

$$Q_{30} = \gamma_{30} \cdot Q_1 = 0,0549 \cdot 2400 = 131,76 \text{ т/сут};$$

$$Q_{31} = \gamma_{31} \cdot Q_1 = 0,0137 \cdot 2400 = 32,88 \text{ т/сут};$$

$$Q_{32} = \gamma_{32} \cdot Q_1 = 0,0907 \cdot 2400 = 217,68 \text{ т/сут};$$

$$Q_{33} = \gamma_{33} \cdot Q_1 = 0,9427 \cdot 2400 = 2262,48 \text{ т/сут};$$

$$Q_{34} = \gamma_{34} \cdot Q_1 = 0,1553 \cdot 2400 = 372,72 \text{ т/сут};$$

$$Q_{35} = \gamma_{35} \cdot Q_1 = 0,1332 \cdot 2400 = 319,68 \text{ т/сут};$$

## Практическое занятие №28

Тема: Выбор и расчет технологических схем обогащения гематитовых руд.

### Исходные данные:

1. Железосодержащая руда добывается открытым способом
2. Производительность фабрики 15 тысяч тонн в сутки.
3. Характеристика крупности горной массы, поступающей на грохочение, прямолинейная.
4. Циркулирующая нагрузка в замкнутом цикле операции дробления –  $c = 190\%$
5. Содержание железа в руде:  
магнетитового  $\alpha_m = 19\%$   
гематитового  $\alpha_r = 5\%$   
породообразующий минерал – кварц
6. Содержание железа в концентрате:  
магнитного обогащения  $\beta_m = 61\%$   
гравитационного обогащения  $\beta_r = 64\%$   
флотационного обогащения  $\beta_f = 60\%$
7. Извлечение магнетита (магнетитового железа) при магнитном обогащении равно  $\varepsilon_m = 85\%$
8. Извлечение гематита (гематитового железа) при гравитационном обогащении равно  $\varepsilon_r = 81\%$
9. Извлечение обоих минералов при флотации равно  $\varepsilon_f = 91\%$ .

Основным технологическими показателями процессов переработки полезных ископаемых являются выход и качество продуктов, извлечение ценных компонентов, эффективность обогащения.

Качество продуктов определяется гранулометрическим составом, содержанием ценных компонентов, примесей и должно отвечать требованиям, предъявляемым к ним потребителями. Требования к качеству концентратов называются кондициями, и регламентируются ГОСТами, техническими условиями (ТУ), временными нормами и разрабатываются с учетом технологии и экономики переработки данного сырья, его основных свойств возможностей технологии обогащения. Кондиции устанавливают среднее и минимально или максимально допустимое содержание различных компонентов в конечных продуктах обогащения и, если необходимо, их гранулометрический состав.

Содержание компонентов в исходном полезном ископаемом ( $\alpha$ ), концентратах ( $\beta$ ) и хвостах ( $\theta$ ) обычно указывается в процентах.

Выходом продукта ( $\gamma$ ) называют отношение его массы к массе исходной руды, выраженных в процентах или в долях единиц. Суммарный выход всех продуктов равен выходу исходной перерабатываемой руды, принимаемому за 100 %. При разделении руды на два конечных продукта – концентрат (с выходом  $\gamma_k$ ) и хвосты (с выходом  $\gamma_x$ ) – это условие записывается следующим образом:

$$\gamma_k + \gamma_{xb} = 100\%$$

Считая, что количество ценного компонента в руде ( $100 \cdot \alpha$ ) равно его суммарному количеству в концентрате ( $\gamma_k \cdot \beta$ ) и отвальных хвостах ( $\gamma_x \cdot \theta$ ), можно составить с учетом равенства (1) уравнение баланса в руде и продуктах обогащения:

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

Решением уравнение (2) относительно  $\gamma_k$  (в %), получаем зависимость:

$$\gamma_k = (\alpha - \theta) / (\beta - \theta) \cdot 100 \% \quad (3)$$

Выражение (3) можно использовать и для определения выхода подрешетного продукта при грохочении, принимая, что  $\alpha$ ,  $\beta$ , и  $\gamma$  – соответственно содержание "мелочи", то есть класса крупностью  $\alpha$ , в исходном, подрешетном и надрешетном продуктах.

Извлечение ( $\varepsilon$ ) является показателем, выражающим, какая часть компонента, содержащегося в обогащаемой руде, перешла в концентрат или в долях единицы и вычисляются как отношение массы компонента в данном продукте ( $\gamma_i \cdot \beta_i$ ) в обогащаемой руде ( $100 \cdot \alpha_i$ ).

Извлечение компонента в концентрат составляет (в %):

$$\varepsilon = \gamma_k \cdot \beta / (100 \cdot \alpha) \cdot 100\% = \gamma_k \cdot \beta / \alpha \% \quad (4)$$

Если выход концентрата неизвестен, извлечение компонента в концентрат можно рассчитать по уравнению:

$$E = \beta / \alpha \cdot (\alpha - \theta) / (\beta - \theta) \cdot 100\%, \quad (5)$$

Полученное постановкой в уравнение (4) выражение для  $\gamma_k$  из уравнения (3).

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

Как известно, минералы, входящие в состав рассматриваемой руды, могут быть разделены методами магнитного, гравитационного и флотационного обогащения.

При этом возможны два принципиальных варианта технологической схемы:

1. Магнитное обогащение исходной руды (с получением гематитового концентрата) и последующее гравитационное обогащение хвостов магнитной сепарации (с получением гематитового концентрата и отвальных хвостов).

2. Флотационное обогащение исходной руды (с получением коллективного магнетит – гематитового концентрата и отвальных хвостов).

Условно принимаем:

1. Извлечение магнетита и гематита при флотации одинаково, то есть относительное количество магнетита и гематита, перешедшее в пенный продукт флотации, пропорционально их количеству в исходной руде.

2. при магнитном обогащении из железосодержащих минералов в концентрат переходит только магнетит.

3. при гравитационном обогащении из железосодержащих минералов в концентрат переходит только гематит, а оставшийся после магнитной сепарации магнетит полностью уходит в отвальные хвосты.

Результаты расчетов основных технологических показателей.

1. Выход магнетитового концентрата

$$\gamma_M^K = \varepsilon_M \alpha_M / \beta \% = 85 \cdot 19 / 61 = 26,4 \%$$

2. Выход хвостов при магнитном обогащении

$$\gamma_M^{XB} = \gamma_{исх} - \gamma_M^K = 100 - 26,4 = 73,6 \%$$

3. Извлечение магнетита в хвосты при магнитном обогащении

$$\varepsilon_M^{XB} = \varepsilon_{исх} - \varepsilon_M^K = 100 - 85 = 15 \%$$

4. Содержание магнетитового железа в хвостах при магнитном обогащении

$$\theta_M^{XB} = (100 \cdot \alpha_M - \gamma_M^K \cdot \beta_M) / \gamma_M^{XB} = (100 \cdot 19 - 26,4 \cdot 61) / 73,6 = 3,9 \%$$

5. Количество магнетитового концентрата

$$Q_M^K = Q_{исх} \cdot \gamma_M^K / 100 = 625 \cdot 26,4 / 100 = 165 \text{ т/ч}$$

6. Количество хвостов при магнитном обогащении

$$Q_M^{XB} = Q_{исх} - Q_M^K = 791,7 - 308,7 = 483 \text{ т/ч}$$

7. Выход гематитового концентрата

$$\gamma_\Gamma^K = \varepsilon_\Gamma^K \cdot \alpha_\Gamma / \beta_\Gamma = 81 \cdot 5 / 64 = 6,4\%$$

8. Выход суммарного концентрата

$$\gamma_{сум} = \gamma_M^K + \gamma_\Gamma^K = 26,4 + 6,4 = 32,8 \%$$

9. Содержание железа в суммарном концентрате

$$\beta_{\text{сум}} = (\gamma_{\text{м}}^{\text{к}} \cdot \beta_{\text{м}} + \gamma_{\text{г}}^{\text{к}} \beta_{\text{г}}) / \gamma_{\text{сум}} = (26,4 \cdot 61 + 6,4 \cdot 64) / 32,8 = 61,5\%$$

10. Выход хвостов гравитационного обогащения

$$\gamma_{\text{хв}} = 100 - \gamma_{\text{сум}} = 100 - 32,8 = 67,2 \%$$

11. Содержание железа в хвостов при гравитационном обогащении

$$\theta_{\text{хв}} = (100 \cdot \alpha_{\text{сум}} - \gamma_{\text{сум}} \cdot \beta_{\text{сум}}) / \gamma_{\text{хв}} = (100 \cdot 24 - 32,8 \cdot 61,5) / 67,2 = 25,2$$

$$\alpha_{\text{сум}} = \alpha_{\text{м}} + \alpha_{\text{г}} = 19 + 5 = 24 \%$$

12. Извлечение железа в суммарном концентрате

$$\varepsilon_{\text{сум}} = \gamma_{\text{сум}} \cdot \beta_{\text{сум}} / \alpha_{\text{сум}} = 32,8 \cdot 61,5 / 24 = 84,05 \%$$

13. Извлечение железа в хвосты при гравитационном обогащении

$$\varepsilon_{\text{хв}} = \gamma_{\text{хв}} \cdot \theta_{\text{хв}} / \alpha_{\text{сум}} = 67,2 \cdot 25,2 / 24 = 15,68 \%$$

14. Количество гематитового концентрата

$$Q_{\text{г}}^{\text{к}} = Q_{\text{исх}} \cdot \gamma_{\text{г}}^{\text{к}} / 100 = 625 \cdot 6,4 / 100 = 40 \text{ т/ч}$$

15. Количество суммарного концентрата

$$Q_{\text{сум}} = Q_{\text{м}}^{\text{к}} + Q_{\text{г}}^{\text{к}} = 165 + 40 = 205 \text{ т/ч}$$

16. Количество хвостов при гравитационном обогащении

$$Q_{\text{хв}} = Q_{\text{исх}} - Q_{\text{сум}} = 625 - 205 = 420 \text{ т/ч}$$

17. Содержание магнетитового железа в суммарном концентрате

$$\beta_{\text{м}}^{\text{сум}} = \varepsilon_{\text{м}}^{\text{к}} \cdot \alpha_{\text{м}} / \gamma_{\text{сум}} = 85 \cdot 19 / 32,8 = 49,2 \%$$

18. Содержание гематитового железа в суммарном концентрате

$$\beta_{\text{г}}^{\text{сум}} = \varepsilon_{\text{г}}^{\text{к}} \cdot \alpha_{\text{г}} / \gamma_{\text{сум}} = 81 \cdot 5 / 32,8 = 12,3\%$$

19. Содержание магнетитового железа в хвостов при гравитационном обогащении

$$\theta_{\text{м}}^{\text{хв}} = (100 \cdot \alpha_{\text{м}} - \gamma_{\text{сум}} \cdot \beta_{\text{м}}) / \gamma_{\text{хв}} = (100 \cdot 19 - 32,8 \cdot 61) / 67,2 = 1,5$$

20. Содержание гематитового железа в хвостов при гравитационном обогащении

$$\theta_{\Gamma}^{XB} = (100 \cdot \alpha_{\Gamma} - \gamma_{\text{сум}} \cdot \beta_{\Gamma}) / \gamma_{\text{XB}} = (100 \cdot 5 - 32,8 \cdot 64) / 67,2 = 23,7\%$$

21. Извлечение общего железа из магнетитового концентрата

$$\varepsilon_{\text{M}}^{\text{общ}} = \gamma_{\text{M}}^{\text{K}} \cdot \beta_{\text{M}} / \alpha_{\text{сум}} = 26,4 \cdot 61 / 24 = 67,1 \%$$

22. Извлечение общего железа из гематитового концентрата

$$\varepsilon_{\Gamma}^{\text{общ}} = \gamma_{\Gamma}^{\text{K}} \cdot \beta_{\Gamma} / \alpha_{\text{сум}} = 6,4 \cdot 64 / 24 = 17\%$$

23. Содержание общего железа в гематитовом концентрате

$$\theta_{\Gamma}^{XB} = \alpha_{\Gamma} \cdot Q_{\text{исх}} / Q_{\text{M}}^{XB}$$

$$\theta_{\text{M}} = \theta_{\text{M}}^{XB} + \theta_{\Gamma}^{XB}$$

$$\theta_{\text{M}} = \theta_{\text{M}}^{XB} + \alpha_{\Gamma} \cdot Q_{\text{исх}} / Q_{\text{M}}^{XB} = 1,5 + 5 \cdot 625 / 483 = 6,4 \%$$

24. Извлечение общего железа из хвостов при магнитном обогащении

$$\varepsilon_{\text{XB}} = \gamma_{\text{XB}}^{\text{M}} \cdot \theta_{\text{M}} / \alpha_{\text{сум}} = 73,6 \cdot 6,4 / 24 = 19,6 \%$$

25. Содержание общего железа при флотационном обогащении

$$\theta_{\text{XB}} = (100 \cdot \alpha_{\text{сум}} - \gamma_{\text{ф}} \cdot \beta_{\text{ф}}) / \gamma_{\text{XB}} = (100 \cdot 24 - 36,4 \cdot 60) / 67,2 = 3,3 \%$$

26. Количество коллективного концентрата

$$Q_{\text{ф}} = Q_{\text{исх}} \cdot \gamma_{\text{ф}} / 100 = 625 \cdot 36,4 / 100 = 227,5 \text{ т/ч}$$

27. Количество хвостов при флотационном обогащении

$$Q_{\text{XB}}^{\text{от}} = Q_{\text{исх}} - Q_{\text{ф}} = 625 - 227,5 = 397,5 \text{ т/ч}$$

28. Содержание магнетитового и гематитового железа при флотационном обогащении

$$\beta_{\text{M}}^{\text{кол.к}} = \varepsilon_{\text{ф}} \cdot \alpha_{\text{M}} / \gamma_{\text{ф}} = 91 \cdot 19 / 36,4 = 47,5 \%$$

$$\beta_{\Gamma}^{\text{кол.к}} = \varepsilon_{\text{ф}} \cdot \alpha_{\Gamma} / \gamma_{\text{ф}} = 91 \cdot 5 / 36,4 = 12,5 \%$$

29. Содержание общего магнетитового железа при флотационном обогащении

$$\theta_{\text{M}}^{\text{отв}} = \varepsilon_{\text{XB}} \cdot \alpha_{\text{M}} / \gamma_{\text{XB}} = 15,68 \cdot 19 / 67,2 = 4,4 \%$$

30. Содержание общего гематитового железа при флотационном обогащении

$$\theta_{\text{Г}}^{\text{отв}} = \varepsilon_{\text{XB}} \cdot \alpha_{\text{Г}} / \gamma_{\text{XB}} = 15,68 \cdot 5 / 67,2 = 1,16 \%$$

31. Выход коллективного концентрата при флотационном обогащении

$$\gamma_{\text{Ф}} = \varepsilon_{\text{Ф}} \cdot \alpha_{\text{Сум}} / \beta_{\text{Ф}} = 91 \cdot 24 / 60 = 36,4 \%$$

Результаты расчетов основных технологических показателей можно представить в виде следующей таблицы:

Таблица 4

Продукты обогащения	Выход продуктов		Содержание железа, %			Извлечение железа, %		
	т	%	всего	Магнетитового	Гематитового	всего	Магнетитового	Гематитового
<b>1-й вариант технологической схемы</b>								
Магнетитовый концентрат	165	26,4	61	61	-	67,1	85	-
Гематитовый концентрат	40	6,4	64	-	64	17	-	81
Суммарный железосодержащий концентрат.	205	32,8	61,5	49,2	12,3	84,05	85	81
Отвальные хвосты	420	67,2	25,2	1,5	23,7	19,6	15	17
Исх. руда	625	100	24	19	5	100	100	100
<b>2-й вариант технологической схемы</b>								
Коллективный концентрат.	227,5	26,4	60	47,5	12,5	84	85	81
Отвальные хвосты	397,5	73,6	5,56	1,5	4,4	16	15	19
Исходная руда	625	100	24	19	5	100	100	100

## Практическое занятие №29

### Тема: Выбор и расчет технологических схем обогащения свинцовых (галенита) руд.

В природе насчитывается 144 минерала, содержащих свинец, однако немногие из них имеют промышленное значение (таб.5.1).

Таблица 5.1 – Характеристика основных свинцовых минералов

Минерал	Хим. формула	Сод. Pb, %	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Тверд. по шк. Мооса
Галенит	PbS	86.6	7400-7600	2-3
Церуссит	PbCO <sub>3</sub>	77.5	6400-6600	2.5-3
Англезит	PbSO <sub>4</sub>	68.3	6100-6400	2.5-3
Вульфенит	PbMoO <sub>4</sub>	55.8	6300-7000	3

Руды, содержащие только свинцовые минералы, встречаются крайне редко. Кроме свинца в них содержится барит, цинк, медь и др.

**Галенит (свинцовый блеск)** является основным свинцовым минералом в промышленных рудах. Кристаллическая решётка галенита имеет кубическую структуру типа NaCl. Цвет галенита свинцово – серый с металлическим блеском. Разрушение кристаллов галенита происходит по плоскостям спайности без разрыва ионных связей, поэтому свежееобнажённая поверхность галенита плохо смачивается водой, и он может флотироваться одним вспенивателем. Однако на воздухе галенит легко окисляется. Тогда он флотируется ксантогенатами.

**Депрессорами галенита** являются соли хромовой кислоты – хроматы и бихроматы (K<sub>2</sub>Cr<sub>2</sub>O<sub>7</sub> и K<sub>2</sub>CrO<sub>4</sub>). Под действием этих солей на поверхности галенита образуются гидрофильные соединения хромата свинца. Депрессируется галенит также крахмалом. Цианидом галенит **не** подавляется. Поэтому цианид широко применяется при отделении галенита от медных минералов. Флотированность галенита снижается при повышении щёлочности пульпы.

**Схемы и реагентные режимы флотации свинцовых руд**  
Сульфидные свинецсодержащие руды обогащаются по довольно простым схемам. Выбор схемы зависит от крупности вкрапленности зёрен галенита и равномерности его распределения в массе руды. При крупной вкрапленности галенита руды обогащаются по комбинированным гравитационно – флотационным схемам. Основная масса галенита выделяется в голове процесса в тяжёлых средах. Полученный концентрат (тяжёлая фракция) после измельчения флотируется при pH 8-8.5. Флотируется галенит ксантогенатами, аэрофлотами (30-60 г/т). Если в руде присутствует пирит, его депрессируют цианидом. К смешанным сульфидно – окисленным относятся руды, содержащие 15-80 % свинца в виде окисленных минералов. В зависимости от соотношения сульфидов и окислов возможно применение одной из двух схем.

1. При равном соотношении сульфидов и окислов руды обогащаются по схеме раздельной флотации сульфидных и несульфидных минералов. Сначала флотируют галенит при небольших расходах сернистого натрия ( $\text{Na}_2\text{S}$ ) и собирателя. Затем производят сульфидизацию и флотацию окислов. По способности к сульфидизации окисленные минералы делят на три группы:

- Легкосульфидизируемые (церуссит, англезит, вульфенит);
- Плохосульфидизируемые (пироморфит  $\text{Pb}_5(\text{PO}_4)_3\text{Cl}$ );
- Не поддающиеся сульфидизации и нефлотируемые – плюмбоярозит  $\text{PbFe}_6[(\text{OH})_6(\text{SO}_4)_2]_2$ .

Для сульфидизации сульфидизатор загружают либо в начало процесса, либо стадийно (до 3 – 6 точек).

2. Обычно в промышленных рудах преобладает одна из форм минералов. Поэтому флотация галенита и окислов осуществляется совместно после сульфидизации последних.

При флотации **окисленных** руд применяются жирные кислоты. Однако селективность процесса при этом низкая.

#### **Схемы и реагентные режимы флотации свинцово – цинковых руд**

На большинстве обогатительных фабрик применяется схема **селективной флотации**, по которой сначала флотируют свинцовые минералы при депрессии сфалерита ( $\text{ZnS}$ ). Затем после активации сфалерита медным купоросом ( $\text{CuSO}_4$ ) производится цинковая флотация. Для получения богатого цинкового концентрата увеличивают щёлочность, добавляя известь, которая депрессирует пирит. При высоком содержании пиритной серы в руде из хвостов цинковой флотации флотируют пиритный концентрат.

Депрессия сфалерита осуществляется по методу Шеридана – Гризволда. Метод заключается в том, что сфалерит депрессируется цианидом либо цианидом в сочетании с цинковым купоросом в щелочной среде.

**По коллективной схеме** флотации свинцово – цинковый концентрат перед разделением десорбируют сернистым натрием ( $\text{Na}_2\text{S}$  4 - 6 кг/т). После доизмельчения добавляют депрессор сфалерита и флотируют галенит. После флотации галенита сфалерит активируют медным купоросом ( $\text{CuSO}_4$  100 – 1000 г/т) в известковой среде для депрессии пирита и производят флотацию сфалерита ксантогенатом.

**Коллективно – селективная схема** в СНГ применяется только на Алтын – Топканской фабрике, т.к. разделение коллективного концентрата затруднено. Трудность разделения свинцовых и цинковых минералов связана с активацией сфалерита, который трудно депрессируется. Это вызывает необходимость введения обязательной операции десорбции собирателя перед селективной флотацией.



Рисунок 5.1 – Технологическая схема переработки Рb – Zn руд



Рисунок 5.2 – Технологическая схема переработки Pb – Zn руд (Упрощённый вариант)

## Практическая работа №30

### Тема: выбор и расчет технологических схем медно пиритных руд

**Цель работы:** Изучение выбор и расчет технологические схемы флотации медных руд.

Для расчёта второго цикла флотации приводится его схема с ранее обозначенными продуктами

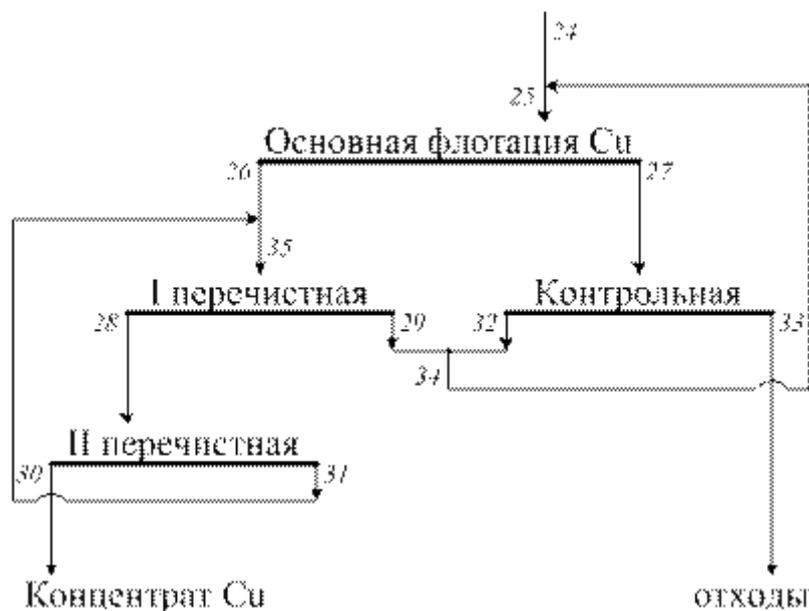


Рис.4. технологические схемы флотации медных руд.

Расчёт ведётся по двум продуктам: твёрдому и полезному металлу – меди. Необходимое и достаточное число исходных показателей, относящихся к продуктам обогащения, определяется формулой (2):  $N_n = C(n_p - a_p) = 2(8 - 4) = 8$ . По формулам (8) и (9) определяются отдельные компоненты числа  $N_n$ :  $N_\gamma = 0$ ;  $N_\epsilon = n_p - a_p = 8 - 4 = 4$ ;  $N_\beta = N_n - N_\epsilon = 8 - 4 = 4$ .

Таким образом, для расчёта цикла медной флотации исходными показателями являются:

- два показателя, относящиеся к исходным данным ( $Q_1$  и  $\alpha^{Cu}$ );
- четыре показателя извлечения меди в продукты флотации;
- четыре показателя содержания меди в концентратах операций.

На основании практики работы обогатительных фабрик, обогащающих аналогичные руды, принимаются следующие численные значения исходных показателей:

- извлечение меди в окончательный концентрат  $\epsilon_{30} = 48,03\%$ ;
- частное извлечение в тот же продукт  $E_{30} = 96,92\%$ ;
- частное извлечение в концентрат I перефлотации  $E_{28} = 80,14\%$ ;
- частное извлечение в концентрат основной флотации  $E_{26} = 49,81\%$ ;
- содержание меди в кондиционном концентрате  $\beta_{30} = 16,61\%$ ;
- содержание в концентрате I перефлотации  $\beta_{28} = 13,72\%$ ;
- содержание в концентрате основной флотации  $\beta_{26} = 9,59\%$ ;

· содержание в пенном продукте контрольной флотации  $\beta_{32}=1,86\%$ ;

Далее определяются показатели, необходимые для полной характеристики каждого продукта, т. е.  $\varepsilon$ ,  $\gamma$ ,  $\beta$ ,  $Q$ .

$$\varepsilon_{28} = \frac{\varepsilon_{30}}{E_{30}} \cdot 100\% = \frac{48,03}{96,92} \cdot 100\% = 49,56\%;$$

$$\varepsilon_{35} = \frac{\varepsilon_{28}}{E_{28}} \cdot 100\% = \frac{49,56}{80,14} \cdot 100\% = 61,84\%;$$

$$\varepsilon_{31} = \varepsilon_{28} - \varepsilon_{30} = 49,56 - 48,03 = 1,53\%;$$

$$\varepsilon_{29} = \varepsilon_{35} - \varepsilon_{28} = 61,84 - 49,56 = 12,28\%;$$

$$\varepsilon_{26} = \varepsilon_{35} - \varepsilon_{31} = 61,84 - 1,53 = 60,31\%;$$

$$\varepsilon_{25} = \frac{\varepsilon_{26}}{E_{26}} \cdot 100\% = \frac{60,31}{49,81} \cdot 100\% = 121,08\%;$$

$$\varepsilon_{34} = \varepsilon_{25} - \varepsilon_{24} = 121,08 - 99,92 = 21,16\%;$$

$$\varepsilon_{32} = \varepsilon_{34} - \varepsilon_{29} = 21,16 - 12,28 = 8,88\%;$$

$$\varepsilon_{27} = \varepsilon_{25} - \varepsilon_{26} = 121,08 - 60,31 = 60,77\%;$$

$$\varepsilon_{33} = \varepsilon_{27} - \varepsilon_{32} = 60,77 - 8,88 = 51,89\%;$$

Проверка:  $\varepsilon_{24} = \varepsilon_{30} + \varepsilon_{33} = 48,03 + 51,89 = 99,92\%$ .

$$\gamma_{26} = \frac{\alpha\varepsilon_{26}}{\beta_{26}} = \frac{1,9 \cdot 60,31}{9,59} = 11,95\%;$$

$$\gamma_{28} = \frac{\alpha\varepsilon_{28}}{\beta_{28}} = \frac{1,9 \cdot 49,56}{13,72} = 6,86\%;$$

$$\gamma_{30} = \frac{\alpha\varepsilon_{30}}{\beta_{30}} = \frac{1,9 \cdot 48,03}{16,61} = 5,49\%;$$

$$\gamma_{32} = \frac{\alpha\varepsilon_{32}}{\beta_{32}} = \frac{1,9 \cdot 8,88}{1,86} = 9,07\%;$$

$$\gamma_{31} = \gamma_{28} - \gamma_{30} = 6,86 - 5,49 = 1,37\%;$$

$$\gamma_{35} = \gamma_{26} + \gamma_{31} = 11,95 + 1,37 = 13,32\%;$$

$$\gamma_{29} = \gamma_{35} - \gamma_{28} = 13,32 - 6,86 = 6,46\%;$$

$$\gamma_{34} = \gamma_{29} + \gamma_{32} = 6,46 + 9,07 = 15,53\%;$$

$$\gamma_{25} = \gamma_{24} + \gamma_{34} = 99,76 + 15,53 = 115,29\%;$$

$$\gamma_{27} = \gamma_{25} - \gamma_{26} = 115,29 - 11,95 = 103,34\%;$$

$$\gamma_{33} = \gamma_{27} - \gamma_{32} = 103,34 - 9,07 = 94,27\%.$$

Проверка:  $\gamma_{24} = \gamma_{30} + \gamma_{33} = 5,49 + 94,27 = 99,96\%$ ;

$$\beta_{24} = \frac{\alpha\varepsilon_{24}}{\gamma_{24}} = \frac{1,9 \cdot 99,92}{99,76} = 1,90\%;$$

$$\beta_{25} = \frac{\alpha\varepsilon_{25}}{\gamma_{25}} = \frac{1,9 \cdot 121,08}{115,29} = 2,00\%;$$

$$\beta_{27} = \frac{\alpha\varepsilon_{27}}{\gamma_{27}} = \frac{1,9 \cdot 60,77}{103,34} = 1,18\%;$$

$$\beta_{29} = \frac{\alpha\varepsilon_{29}}{\gamma_{29}} = \frac{1,9 \cdot 12,28}{6,46} = 3,61\%;$$

$$\beta_{31} = \frac{\alpha\varepsilon_{31}}{\gamma_{31}} = \frac{1,9 \cdot 1,53}{1,37} = 2,12\%;$$

$$\beta_{33} = \frac{\alpha\varepsilon_{33}}{\gamma_{33}} = \frac{1,9 \cdot 51,89}{94,27} = 1,05\%;$$

$$\beta_{34} = \frac{\alpha\varepsilon_{34}}{\gamma_{34}} = \frac{1,9 \cdot 21,16}{15,53} = 2,59\%;$$

$$\beta_{35} = \frac{\alpha\varepsilon_{35}}{\gamma_{35}} = \frac{1,9 \cdot 61,84}{13,32} = 8,82\%;$$

$$Q_{24} = \gamma_{24} \cdot Q_1 = 0,9976 \cdot 2400 = 2394,24 \text{ т/сут};$$

$$Q_{25} = \gamma_{25} \cdot Q_1 = 1,1529 \cdot 2400 = 2766,96 \text{ т/сут};$$

$$Q_{26} = \gamma_{26} \cdot Q_1 = 0,1195 \cdot 2400 = 286,80 \text{ т/сут};$$

$$Q_{27} = \gamma_{27} \cdot Q_1 = 1,0334 \cdot 2400 = 2480,16 \text{ т/сут};$$

$$Q_{28} = \gamma_{28} \cdot Q_1 = 0,0686 \cdot 2400 = 164,64 \text{ т/сут};$$

$$Q_{29} = \gamma_{29} \cdot Q_1 = 0,0646 \cdot 2400 = 155,04 \text{ т/сут};$$

$$Q_{30} = \gamma_{30} \cdot Q_1 = 0,0549 \cdot 2400 = 131,76 \text{ т/сут};$$

$$Q_{31} = \gamma_{31} \cdot Q_1 = 0,0137 \cdot 2400 = 32,88 \text{ т/сут};$$

$$Q_{32} = \gamma_{32} \cdot Q_1 = 0,0907 \cdot 2400 = 217,68 \text{ т/сут};$$

$$Q_{33} = \gamma_{33} \cdot Q_1 = 0,9427 \cdot 2400 = 2262,48 \text{ т/сут};$$

$$Q_{34} = \gamma_{34} \cdot Q_1 = 0,1553 \cdot 2400 = 372,72 \text{ т/сут};$$

$$Q_{35} = \gamma_{35} \cdot Q_1 = 0,1332 \cdot 2400 = 319,68 \text{ т/сут};$$

**Практическое занятие №32**  
**Тема: Выбор и расчет флотационных машин**

Флотационные машины для обогащения руд изготавливают трех типов: ФМ — механические; ФПМ — пневмомеханические; ФП — пневматические.

Основные параметры флотационных машин по ГОСТ 6702—76 приведены в табл. 25-27.

Выпускаемые флотационные машины механического типа могут иметь прямоточное либо камерное исполнение, пневмомеханические машины — прямоточное исполнение без перегородок либо с перегородками.

Все флотационные машины перечисленных типов рассчитаны на работу с достаточно тонким питанием, содержащим не менее 40 % класса —0,074 мм, а прямоточные пневмомеханические машины малых типоразмеров (ФПМ 1,6; ФПМ 3,2 и ФПМ 6,3) и пневматические машины типа ФП — на еще более тонкое питание, содержащее не менее 60 % класса —0,074 мм.

Для флотации крупных частиц разработаны и применяются флотационные машины с кипящим слоем ФКМ 63 и флотационные машины пенной сепарации ФП 16 и ФПС 16.

Помимо указанных типов на вновь строящихся фабриках могут применяться импортные флотационные машины ОК38, выпускаемые финской фирмой «Оутокумпу» [16].

Таблица 25

**Основные параметры механических флотационных машин типа ФМ (ГОСТ 6702—76)**

Параметры	ФМ 0,2	ФМ 0,4	ФМ 1,2	ФМ 3,2	ФМ 6,3	ФМ 2,5
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	0,2	0,4	1,2	3,2	6,3	12,5
Мощность электродвигателя привода аэратора на камеру, кВт, не более	1,1	2,2	7,5	15,0	30,0	45,0
Объем воздуха, подаваемого в аэратор	0,15	0,3	0,9	2,3	4,4	8,7
(аэраторы) на камеру, м <sup>3</sup> /мин, не менее*						
Масса двухкамерной секции с электро-двигателем (без футеровки), т, не более	0,55	0,75	2,4	4,3	7,2	13,5

\* Объем воздуха указан в пересчете на давление  $9,81 \times 10^4$  Па (атмосферное давление).

**Выбор типа флотационных машин.**

1. В операциях межцикловой, основной и контрольной флотации на фабриках большой и средней производственной мощности целесообразна установка пневмомеханических машин, обеспечивающих большую скорость флотации по сравнению с механическими. Эти же машины следует

устанавливать в перемешивающих операциях при большом выходе пенных продуктов.

2. В операциях основных и контрольных флотации, на продуктах крупностью менее 0,15 мм (60% класса —0,074), могут применяться пневматические машины. Их применение сдерживается из-за ненадежной конструкции аэраторов. Машины рекомендуется устанавливать при недостатке рабочей площади на реконструируемых фабриках, не более трех камер на операцию.

Таблица 26

**Основные параметры пневмомеханических флотационных машин типа ФПМ (ГОСТ 6702—76)**

Параметры	ФПМ 0,8	ФПМ 1,6	ФПМ 3,2	ФПМ 6,3	ФПМ 8,5	ФПМ 12,5	ФПМ 16	ФПМ 25	ФПМ 40
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	0,8	1,6	3,2	6,3	8,5	12,5	16,0	25,0	40,0
Мощность электродвигателя привода аэратора на камеру, кВт, не более	5,5	7,5	11,0	22,0	30,0	45,0	45,0	75,0	120,0
Объем воздуха, подаваемого в аэратор (аэраторы) на камеру, м <sup>3</sup> /мин, не менее*	0,6	1,2	2,3	4,4	6,0	8,7	11,2	17,5	28,0
Масса двухкамерной секции с электродвигателем (без футеровки), т, не более	1,7	3,45	4,4	7,8	12,5	13,0	17,0	23,0	—

\* Давление воздуха должно быть в пределах  $1,8 \times 10^4$  —  $13,5 \times 10^4$  Па. Объем воздуха указан в пересчете на  $9,81 \times 10^4$  Па (атмосферное давление).

Таблица 27

**Основные параметры пневматических флотационных машин типа ФП (ГОСТ 6702—76)**

Параметры	ФПМ 0,8								
Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	0,20	0,40	1,0	2,5	6,3	10,0	25,0	40,0	80,0
Расход воздуха на камеру (на аэрацию пульпы), м <sup>3</sup> /мин, не менее*	0,15	0,3	0,75	1,8	4,4	7,0	17,5	28	56,0
Масса двухкамерной секции с электродвигателем (без футеровки), т, не более	0,45	0,75	1,75	4,0	8,2	12,8	24,8	36,6	66,8

Примечание. Давление воздуха должно быть не более  $15,7 \times 10^4$  Па. Расход воздуха указан в пересчете на давление  $9,81 \times 10^4$  Па (атмосферное давление).

3. На фабриках малой производственной мощности при отсутствии воздушного хозяйства, а также в перечистных операциях и циклах разделения коллективных концентратов с относительно небольшими выходами целесообразно применение механических машин. Они обеспечивают безнасосный возврат промпродуктов по замкнутой схеме и подсос пенных продуктов из предыдущей перечистки в последующую.

4. При использовании пневмомеханических и механических машин в операциях основной и контрольной флотации необходимо, чтобы общее число камер в операциях было бы не менее 6—8, а время пребывания пульпы в одной камере флотационной машины не превышало 0,5—0,7 мин. Для операций перечистки указанные ограничения могут не соблюдаться.

*Порядок определения типоразмера и числа камер флотационных машин.*

1. Определяется минутный дебит пульпы ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ) в каждой операции флотации

$$W_m = \frac{Q_m}{1440} (R_m + 1/\rho),$$

где  $Q_m$  — производительность по твердому в данной операции, т/сут;  $R_m$  — отношение Ж:Т в данной операции флотации;  $\rho$  — плотность твердой фазы, т/м<sup>3</sup>.

2. Определяется оптимальный объем флотационных машин из расчета нахождения пульпы в одной камере операций основной и контрольных флотации около 0,5 мин и выбранного числа параллельных секций на фабрике. На крупных фабриках желательнее иметь не менее двух секций.

3. Для выбранных типоразмеров камер определяется промышленное время флотации по известным данным о времени флотации в лабораторных условиях либо по результатам работы промышленного аналога.

*Время флотации* в промышленных условиях  $t$  определяется по формуле

$$t = K t_n,$$

где  $t_n$  — время флотации в лабораторных условиях;  $K$  — коэффициент перехода, зависящий от времени ( $\tau$ ) пребывания пульпы в одной камере, типоразмера камер и их исполнения; значения коэффициента перехода  $K$  даны в табл. 28.

Для пневматических машин коэффициент перехода принимается  $K' = 4$ .

В случае использования промышленного аналога время флотации  $t_m$  в операции с номером  $m$  на устанавливаемых машинах определяется по формуле

$$t_m = t_\phi K_m / K_\phi,$$

где  $t_\phi$  и  $K_\phi$  — время флотации и коэффициент перехода для машин, работающих на действующей фабрике;  $K_m$  — коэффициент перехода для устанавливаемых машин.

4. Подсчитывается необходимое число камер  $n_m$  в каждой операции по формуле

$$n_m = W_m t_m / V_m$$

где  $V_m$  — полезный объем одной камеры флотационной машины в операции с номером  $m$ .

5. Уточняется устанавливаемое число камер исходя из условий изготовления и компоновки машин.

Например, механические машины малого типоразмера изготавливаются двухкамерными секциями и поэтому число камер в машине должно быть четным.

6. При возможности использования флотационных машин двух типов проводится технико-экономическое сравнение вариантов с установкой машин разного типоразмера и выбирается оптимальный по суммарной потребляемой мощности (с учетом подачи сжатого воздуха в пневмомеханических и пневматических машинах), по рабочей площади, занимаемой машинами, и стоимости машин.

Таблица 28

**Коэффициент перехода  $K$  времени флотации от лабораторных условий к промышленным (составлена по данным Механобра)**

Типоразмер и исполнение флотом а шин	Время пребывания пульпы в одной камере, мин						
	0,5	1	1,5	2	3	5	7
ФПМ 25, ФПМ 40 с перегородками	1,0	1,3	1,7	2,0	2,2	2,5	3
ФПМ 8,5; ФПМ 12,5; ФПМ 16 прямоточные с перегородками	1,0	1,8	2,5	2,9	3,2	—	—
ФПМ 8,5; ФПМ 12,5 прямоточные без перегородок	1,0	2,1	3,2	4,3	6,1	—	—
ФПМ 1,2 — ФПМ 6,3 прямоточные без перегородок	1,5	3,2	4,8	5,9	7,5	—	—
ФМ 1,2 — ФМ 6,3 камерное исполнение	2,0	3,9	5,5	6,6	8,7	—	—
ФМ 1,2 — ФМ 6,3 прямоточное исполнение	2,0	4,4	6,5	8,2	—	—	—

Срок службы машин всех типов—10 лет (кроме машин на кислых пульпах); ресурс до среднего ремонта — 4000 ч.

*Техническая характеристика флотационной машины ОКЗ8*

Объем камеры, м <sup>3</sup> .....	38
Размеры камеры, м:	
ширина .....	3,59
длина.....	3,49
глубина.....	3,23
Установочная мощность электродвигателя, кВт.....	55
Расход диспергируемого воздуха, м <sup>3</sup> /мин .....	11,4—28,4

*Выбор флотационных машин для крупнозернистой флотации* производится на основании сравнения с аппаратами, действующими в промышленных условиях.

Область применения машин кипящего слоя ФМ 6,3КСМ — флотация калийных, фосфатных и серных руд с повышенной крупностью флотируемых

частиц. Так, при флотации сильвина максимальная крупность питания возрастает до 3 мм, на фосфатных рудах— до 1—1,2 мм, на серных рудах до 0,8—0,5 мм.

Габаритные размеры камеры аналогичны размерам машины ФМ 6,3.

Машины для флотации калийных руд komponуются из двухкамерных секций. Производительность одной машины — 120—140 т/ч.

Флотационные машины пенной сепарации применяют на марганцевых рудах и алмазных песках. Серийно выпускаемые машины ФПС 16 и ФП 16 имеют камеру вместимостью 2,5 м<sup>3</sup> и следующие габаритные размеры (для двухкамерной секции ФП 16): длина 2450 мм, ширина 2000 мм, высота 3500 мм. Производительность по питанию до 3 м<sup>3</sup>/мин.

## Практическое занятие №33

### Тема: Выбор технологических схем магнитного обогащения

Богатые железные руды, содержащие железа: 37% (сферосидеритовые), 50% (бурые железняки), до 60—61% (магнетитовые, гематитовые, мартитовые), подвергаются лишь дроблению и предварительной сортировке грохочением. Промывкой обогащают руды, содержащие распыленную пустую породу, представленную преимущественно глиной и кварцевым песком. В простейшем случае получают мытую руду — готовый концентрат и отвальные хвосты с потерей тонких железных минералов. В более сложных случаях мытую руду додрабливают и обогащают либо промывкой и грохочением, выделяя песковую фракцию железных минералов классификацией, либо способами магнитного обогащения (при наличии магнетита) и отсадки.

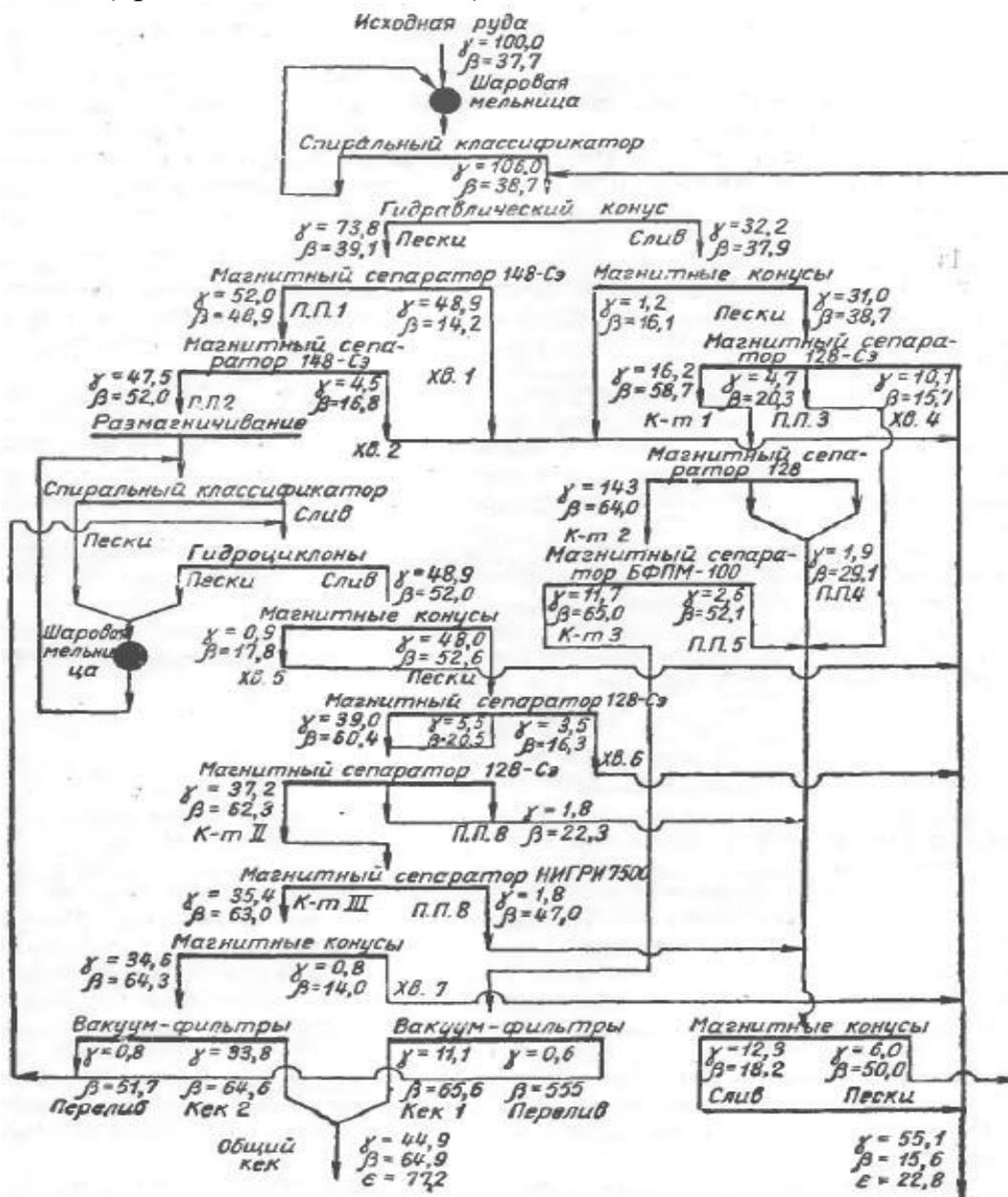
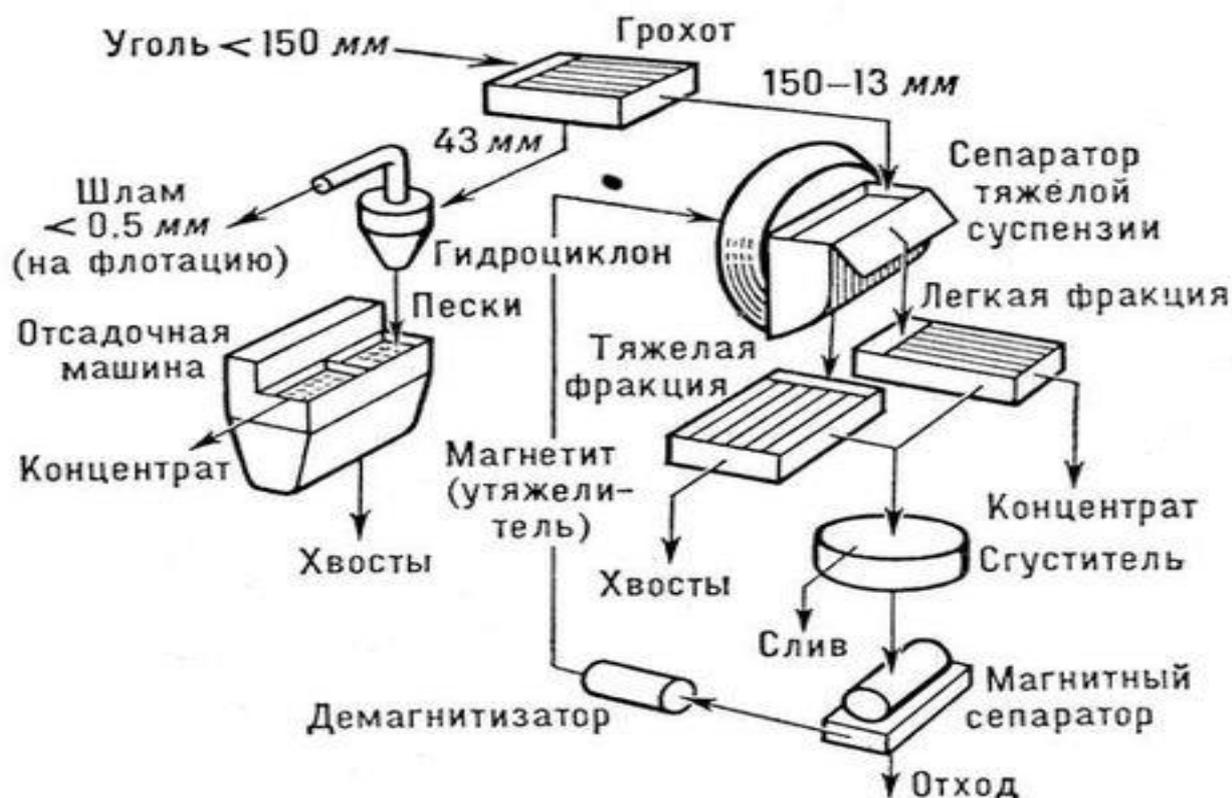


Рис. 29. Схема обогащения криворожских кварцитов (по Н. И. Титкову) для получения концентратов с содержанием 64,9% Fe

Магнитное обогащение применяют к магнетитовым рудам, представляющим основное железорудное сырье на Урале. Северном Казахстане, КМА и др. При крупной вкрапленности магнетита схема включает операции дробления, грохочения на классы, магнитное обогащение каждого класса с получением концентратов и хвостов. При мелкой вкрапленности после дробления руды до —25 мм и разделения на классы производится магнитное (сухое для крупных классов) обогащение с получением отвальных хвостов и концентрата — промпродукта, который идет на размагничивание, измельчение до -0,5 ММ (примерно) в замкнутом цикле с классификацией, намагничивание, обесшламливание и обогащение песков. В случае особо тонкой вкрапленности полученный концентрат крупностью -0,5 мм еще раз размагничивают, измельчают до -0,1 мм. намагничивают, обесшламливают и обогащают пески, получая готовый концентрат. Криворожские кварциты и руды КМА очень тонко вкраплены и требуют тонкого измельчения до 0,5 и даже до 0,1 мм, если необходимо повысить содержание железа в концентратах до 64%. Полученный магнитный концентрат перед обезвоживанием еще раз можно промыть и обесшламить. Огромные запасы магнетитовых кварцитов вызывают необходимость строительства больших обогатительных фабрик. Только для обогащения криворожских кварцитов будет построено пять крупных горнообогатительных комбинатов (ГОК) с крупным современным оборудованием. Четырехстадийные схемы дробления и обогащения обеспечат получение концентратов с содержанием железа около 64% (рис. 29).



Расчет качественно-количественной схемы магнитного обогащения рассмотрим на примере технологической схемы мокрой магнитной сепарации титано-магнетитовой руды, приведенной на рис. 1.4.

Рассматриваемая схема обогащения является многостадийной: концентраты магнитной сепарации доизмельчают и вновь подвергают сепарации, при этом в каждой стадии выделяют отвальные хвосты.

Расчет схемы производится по отдельным стадиям. Для первой стадии измельчения необходимо задать лишь массовую долю класса  $-0,071 \text{ мм}$  в продуктах 1 и 2 ( $\beta_1^{-0,071}$  и  $\beta_2^{-0,071}$ ). Согласно выражениям (1.1-1.3) для расчета первой стадии мокрой магнитной сепарации необходимо задать содержание железа в исходном питании сепарации и продуктах разделения ( $\beta_2, \beta_3, \beta_4$ ). При этом  $\gamma_1 = \gamma_2$  и  $\beta_1 = \beta_2$ .

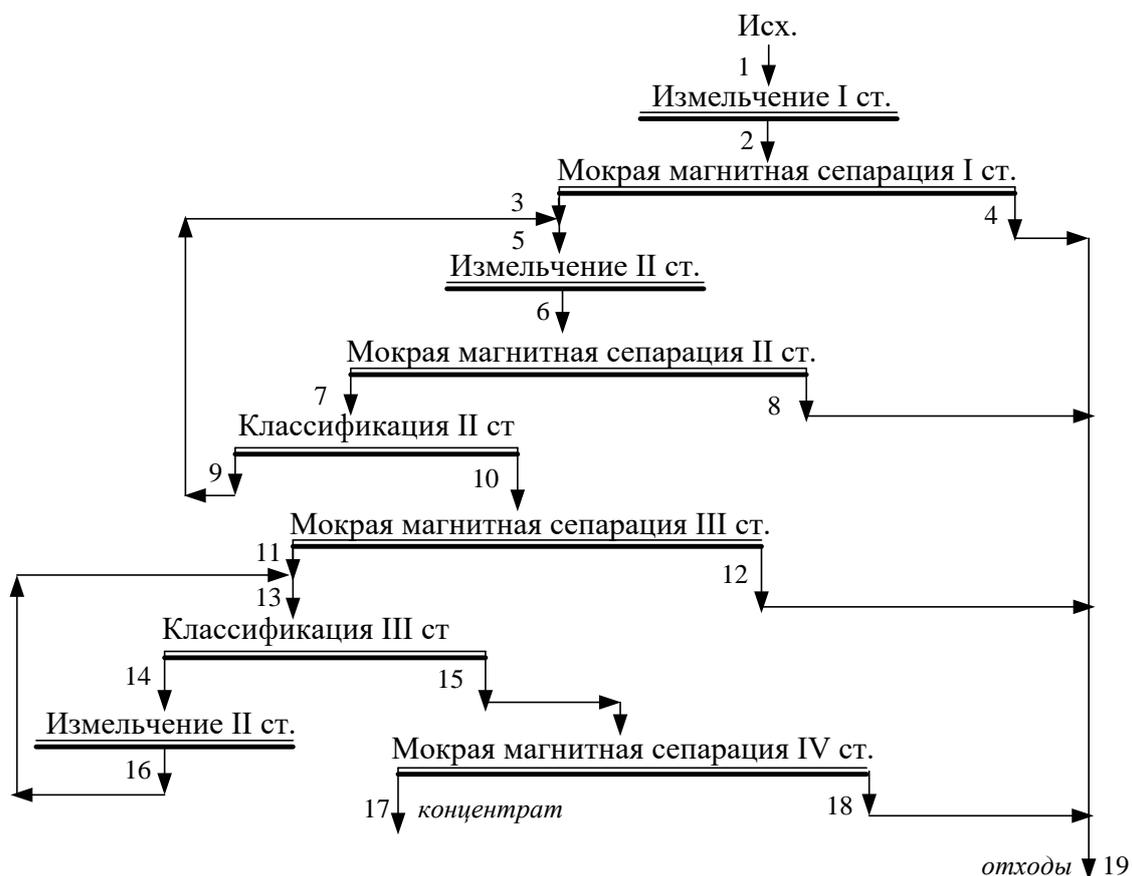


Рис. 1.4. Схема мокрой магнитной сепарации титано-магнетитовой руды

Находим, %:

$$\begin{cases} \gamma_2 = \gamma_3 + \gamma_4 & \gamma_3 \\ \gamma_2 \beta_2 = \gamma_3 \beta_3 + \gamma_4 \beta_4 & \gamma_4 \end{cases} \quad (1.40)$$

Во второй стадии мокрой магнитной сепарации цикл доизмельчения «разорван» операцией магнитной сепарации. В этом случае операцию классификации следует рассматривать как операцию обогащения и задавать содержание железа в песках и сливе классификатора. Согласно выражениям (1.1-1.3) задаем:  $\beta_3$  (уже задано),  $\beta_7$ ,  $\beta_8$ ,  $\beta_9$ ,  $\beta_{10}$ . При этом  $\gamma_3$  определено ранее и  $\gamma_5 = \gamma_6$ .

Находим, %:

$$\begin{cases} \gamma_3 = \gamma_8 + \gamma_{10} & \gamma_8 \\ \gamma_3 \beta_3 = \gamma_8 \beta_8 + \gamma_{10} \beta_{10} & \gamma_{10} \end{cases} \quad (1.41)$$

Далее, «снизу вверх» для второй стадии:

$$\begin{cases} \gamma_7 = \gamma_9 + \gamma_{10} & \gamma_7 \\ \gamma_7 \beta_7 = \gamma_9 \beta_9 + \gamma_{10} \beta_{10} & \gamma_9 \end{cases} \quad (1.42)$$

$$\begin{cases} \gamma_6 = \gamma_7 + \gamma_8 & \gamma_6 \\ \gamma_6 \beta_6 = \gamma_7 \beta_7 + \gamma_8 \beta_8 & \beta_6 \end{cases} \quad (1.43)$$

Следует сделать проверку по «узловому» продукту 6 (или 5):

$$(1.44) \quad \begin{cases} \gamma_6 = \gamma_3 + \gamma_9 & \gamma_6 \\ \gamma_6 \beta_6 = \gamma_3 \beta_3 + \gamma_9 \beta_9 & \beta_6 \end{cases}$$

Значения, полученные по выражениям (1.43) и (1.44), должны совпадать.

Поскольку выходы всех продуктов найдены, для выбора оборудования для измельчения и классификации второй стадии мокрой магнитной сепарации необходимо лишь задать значения массовой доли класса  $-0,071$  мм в продуктах измельчения:  $\beta_3^{-0,071}$ ,  $\beta_6^{-0,071}$ ,  $\beta_7^{-0,071}$ ,  $\beta_{10}^{-0,071}$ .

Массовая доля класса  $-0,071$  мм в песках классификатора ( $\beta_9^{-0,071}$ ) определится по выражению, %:

$$\beta_9^{-0,071} = (\gamma_7 \beta_7^{-0,071} - \gamma_{10} \beta_{10}^{-0,071}) / \gamma_9, \quad (1.45)$$

а в продукте 5

$$\beta_5^{-0,071} = (\gamma_3 \beta_3^{-0,071} + \gamma_9 \beta_9^{-0,071}) / (\gamma_3 + \gamma_9) \quad (1.46)$$

Для расчета операции мокрой магнитной сепарации третьей стадии необходимо задать массовую долю железа в продуктах 10, 11, 12.

Находим, %:

$$\begin{cases} \gamma_{10} = \gamma_{11} + \gamma_{12} & \gamma_{11} \\ \gamma_{10} \beta_{10} = \gamma_{11} \beta_{11} + \gamma_{12} \beta_{12} & \gamma_{12} \end{cases} \quad (1.47)$$

Для расчета цикла доизмельчения третьей стадии необходимо задать значения  $\beta_{11}^{-0,071}$ ,  $\beta_{14}^{-0,071}$ ,  $\beta_{15}^{-0,071}$ ,  $\beta_{16}^{-0,071}$ . Порядок расчета приведен в разделе 1.2.

Операция мокрой магнитной сепарации VI стадии рассчитывается аналогично операции сепарации III стадии. Для расчета необходимо задать содержание железа в продуктах 15 (уже задано  $\beta_{11} = \beta_{15}$ ), 17, 18:

Находим, %:

$$\begin{cases} \gamma_{15} = \gamma_{17} + \gamma_{18} & \gamma_{17} \\ \gamma_{15} \beta_{15} = \gamma_{17} \beta_{17} + \gamma_{18} \beta_{18} & \gamma_{18} \end{cases} \quad (1.48)$$

Выход общих хвостов (отходов) и массовая доля железа в них определяется по выражениям, %:

$$\gamma_{19} = \gamma_4 + \gamma_8 + \gamma_{12} + \gamma_{18} \quad (1.49)$$

$$\beta_{19} = (\gamma_4 \beta_4 + \gamma_8 \beta_8 + \gamma_{12} \beta_{12} + \gamma_{18} \beta_{18}) / \gamma_{19} \quad (1.50)$$

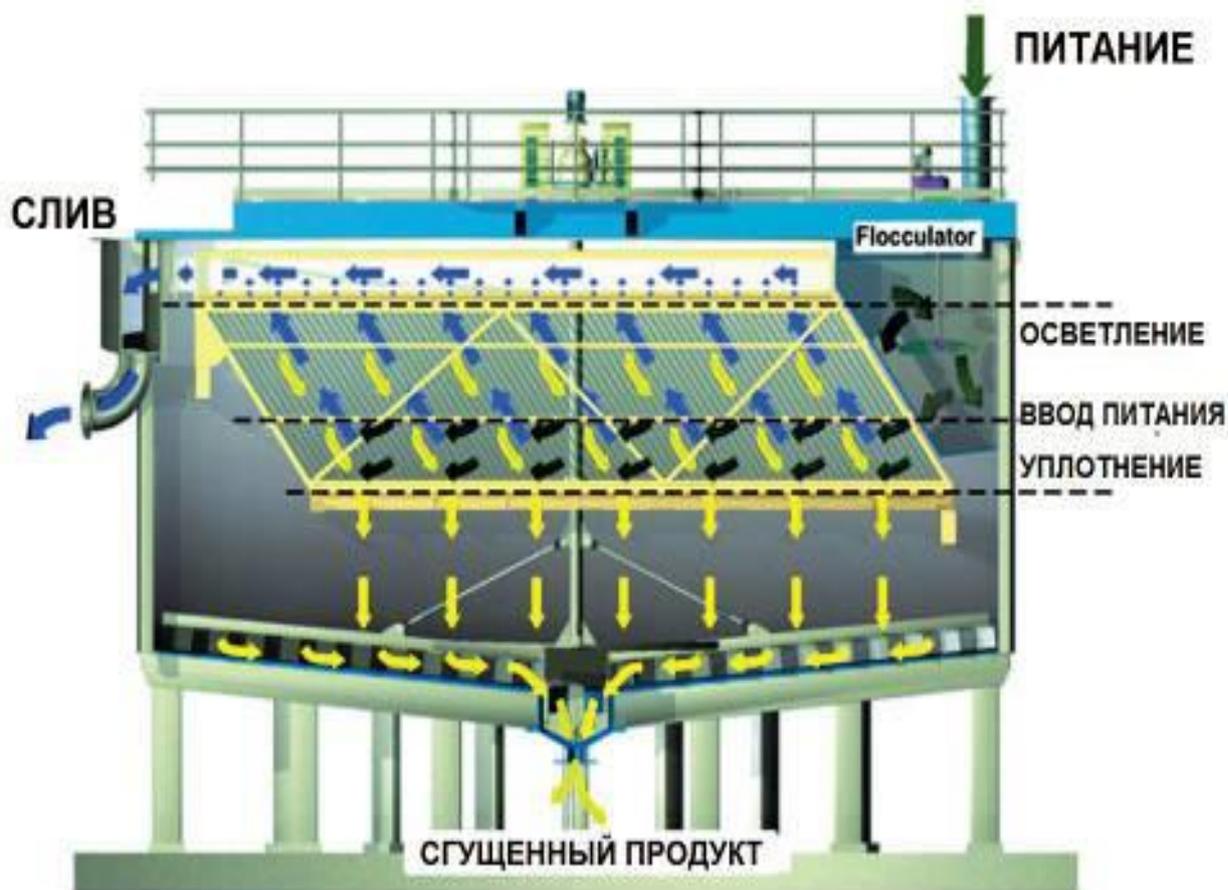
Проверкой правильности расчета схемы является выполнение условия:

$$\gamma_1 \beta_1 = \gamma_{17} \beta_{17} + \gamma_{19} \beta_{19} \quad (1.51)$$

Производительность схемы по каждому продукту определяется по выражению (1.17), извлечение компонента в продукты – по выражению (1.39).

**Практическое занятие №34**  
**Тема: Расчет параметров процесса сгущения.**

При технологическом расчете и выборе сгустителей заданными величинами являются:  $G_T$  -производительность по твердому (т/ч); отношение Ж:Т в исходной пульпе  $R_{и}$  и в сгущенном продукте  $R_K$ ;  $\delta$  — плотность твердой фазы пульпы (т/м<sup>3</sup>);  $\Delta$  — плотность жидкой фазы (т/м<sup>3</sup>).



Удельную площадь сгущения и производительность сгустителя принимают по данным, полученным при сгущении аналогичного продукта в промышленных условиях (табл. 32). Если таких данных нет, то предварительно экспериментально определяют скорость  $v$  (м/ч) осаждения твердой фазы пульпы с отношением Ж:Т, находящимся в пределах от  $R_{и}$  до  $R_K$ .

Удельную площадь сгущения  $S_{y\delta}$  (м<sup>2</sup>·ч/т) определяют по формуле

$$S_{y\delta} = (R_{и} - R_K) / (v\Delta) \quad (26)$$

Общая площадь сгущения  $S$  (м<sup>2</sup>) составит

$$S = G_T S_{y\delta} \quad (27)$$

Расход слива  $Q$  (м<sup>3</sup>/ч):

$$Q = Sv \quad (28)$$

**Удельная площадь сгущения и удельная производительность цилиндрических сгустителей (при работе без флокулянтов).**

Таблица 32.

Сгущаемые продукты	Удельная площадь сгущения, м <sup>2</sup> ·ч/т	Удельная производительность	
		т/(м <sup>2</sup> ·ч)	т/(м <sup>2</sup> ·сут)
Питание флотации, хвосты флотации			
Флотационные сульфидные концентраты:			
медные	12-24	0,08-0,04	1-2
свинцовые	16-24	0,04-0,06	1-1,5
цинковые	24-32	0,03-0,04	0,75-1
пиритные	20-30	0,03-0,05	0,75-1,2
молибденовые	12-34	0,04-0,08	1,0-2
железорудные (95% кл 0,074 мм)	30-50	0,03-0,05	0,5-0,8
марганцевые	4-8	0,12-0,24	3,0-6
Первичные рудные шламы	30-50	0,02-0,03	0,5-0,7
Суспензия с высоким содержанием:	60-90	0,01-0,02	0,25-0,5
шлама	35-50	0,02-0,03	0,5-0,8
кристаллического материала	10-16	0,06-0,1	1,5-2,5
Хвосты обогащения руд:	16-40	0,025-0,06	0,6-1,5
железных	100-200	0,005-0,01	0,12-0,24
марганцевых			

Диаметр сгустителя  $D$  (м) рассчитывают по формуле

$$D = \sqrt{4Q\pi v} \quad (29)$$

По технической характеристике принимают сгуститель с диаметром, близким к расчетному.

Необходимое число сгустителей  $n$  составит

$$n = S/(KS_C), \quad (30)$$

где  $K$  — коэффициент использования площади сгустителя ( $K = 0,7-0,8$ );  $S_C$  — площадь сгущения принятого к установке сгустителя, м.

Пример. Требуется выбрать сгуститель для обеспечения следующих условий сгущения: производительность по твердому  $Q_T = 100$  т/ч; отношение Ж:Т в исходной пульпе и сгущенном продукте соответственно  $R_{,,} = 4,5$  и  $R_K = 1$ , плотность твердой фазы пульпы  $\rho = 3200$  кг/м<sup>3</sup>, плотность жидкой фазы пульпы  $D = 1000$  кг/м<sup>3</sup> = 1 т/м<sup>3</sup>.

I. Выбор сгустителя для суспензии с ясно выраженной границей между слоем осветленной жидкости и сгущающейся суспензией.

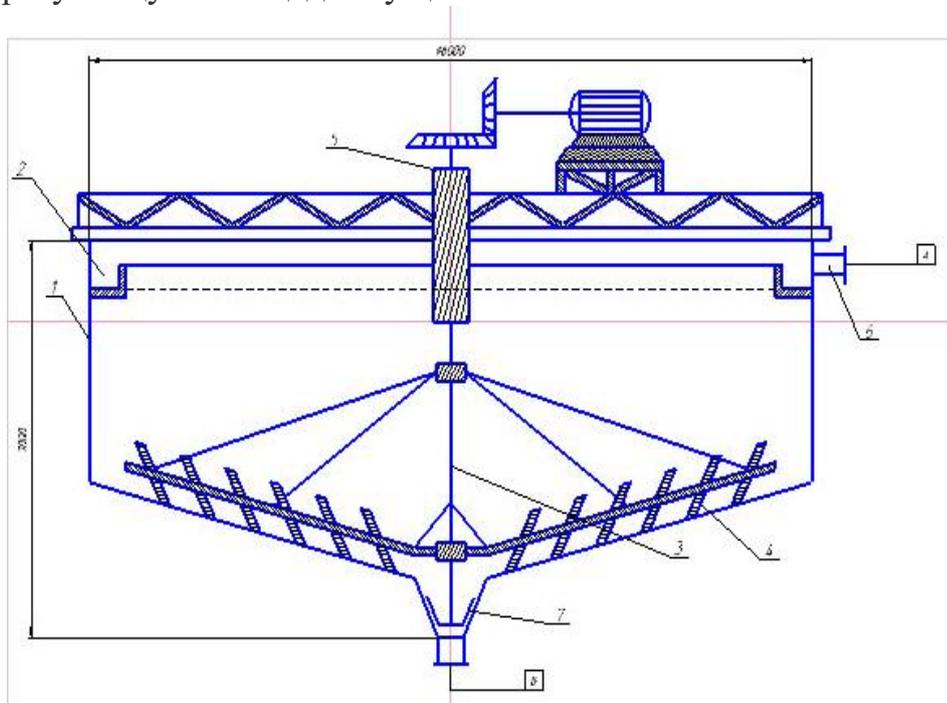
В результате проведения предварительных опытов определяют  $v$  — скорость осаждения твердой фазы при оптимальной дозировке реагентов и

значениях Ж: Т от 4,5 до 1. Пусть  $v = 0,23$  м/ч.

Тогда по формуле (26) удельная площадь сгущения

$$S_{\text{уд}} = \frac{4,5-1}{0,23 \cdot 1} = 15,22 \text{ м}^2 \cdot \text{ч/Т}$$

Если удельная площадь сгущения известна из опыта работы действующей фабрики (для аналогичного сгущаемого продукта), то по формуле (27) рассчитывают сразу общую площадь сгущения.



В нашем примере

$$S = 100 \cdot 15,22 = 1522 \text{ м}^2.$$

Расход слива находим по формуле (28):

$$Q_c = 1522 \cdot 0,23 = 350 \text{ м}^3/\text{ч},$$

а диаметр сгустителя по формуле (29).

$$D = \sqrt{\frac{4 \cdot 350}{3,14 \cdot 0,23}} = 44$$

По технической характеристике (см. табл. 2) принимаем к установке сгуститель с центральным приводом Ц-50 и площадью сгущения  $S_c = 1950 \text{ м}^2$ . Требуемое число сгустителей определяем по формуле (30):

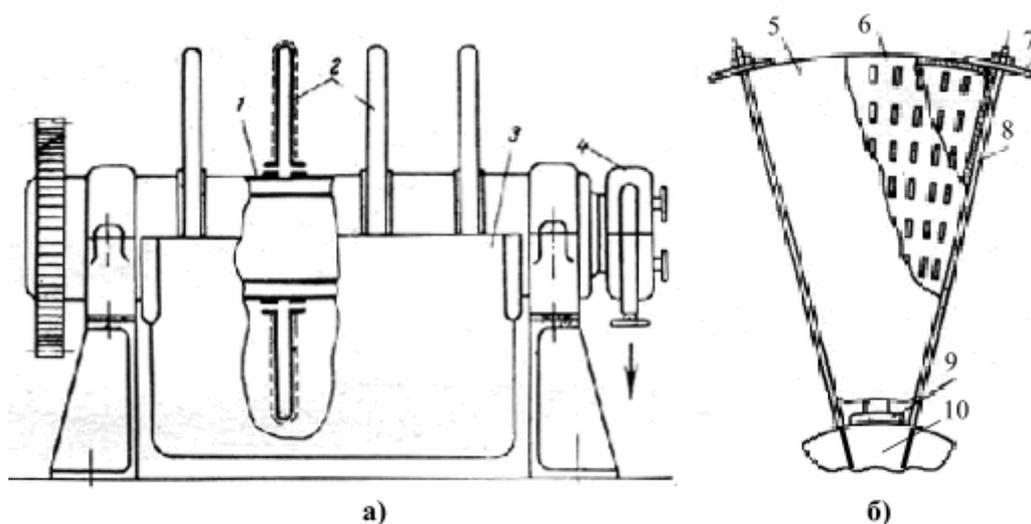
$$n = 1522 / (0,75 \cdot 1950) = 1,04$$

Принимаем к установке один сгуститель Ц-50.

## Практическое занятие №35

### Тема: Расчет параметров процесса Фильтрация и сушки.

Дисковые фильтры применяют для разделения тонкодисперсных суспензий, содержащих однородные и медленно осаждающиеся твёрдые частицы, работают под давлением с намывным слоем вспомогательного вещества.



Дисковый вакуум-фильтр

а) - общая схема; б) - сектор диска.

1 - вал, 2 - диски, 3 - корыто, 4 - распределительная головка, 5 - ткань, 6 - стенки сектора, 7 - накладка, 8 - шпилька, 9 - штуцер, 10 - ячейка вала.

Поверхность фильтрации **дисковых вакуум-фильтров** образована несколькими полыми дисками, собранными из отдельных секторов. При равной поверхности они занимают меньший объем и имеют меньшую массу, чем барабанные фильтры. Они предназначены для разделения суспензий с частицами одинаковых размеров и небольшой скоростью осаждения (до 8 мм/мин). Концентрация твердой фазы и другие свойства суспензии должны обеспечивать получение осадка толщиной 8 мм не более чем за 3 мин.

На торцах несущей рамы дискового фильтра установлены подшипники скольжения, в которых вращается полый литой вал. На валу установлены от 1 до 14 дисков, каждый из которых собран из 12, 16 или 18 полых секторов с перфорированными стенками. Сектора скреплены между собой и с валом шпильками и накладками, на каждый из них надевается трапецевидный мешок из фильтровальной ткани, туго затянутый шнуром в узкой части. Вал разделен внутри на ячейки, число которых равно числу секторов в диске. Внутренняя полость каждого сектора сообщается с одной из ячеек вала. На одном торце вала установлено зубчатое колесо, которое вращается электродвигателем через вариатор и клиноременную передачу, к другому прижата распределительная головка, аналогичная используемой в барабанном фильтре. Если поверхность фильтра превосходит 34 м.кв., то распределительные головки устанавливают на обоих торцах, а вал делят пополам глухой перегородкой. Диски почти до половины погружены в корыто с суспензией, имеющее отдельные камеры

(карманы) для каждого диска. Промежутки между карманами служат для удаления осадка с дисков. В нижней части корыта расположено перемешивающее устройство, предотвращающее отстаивание суспензии. Это двухопорный вал, пропущенный через все корыто, на котором напротив карманов закреплены пропеллерные мешалки.

Во время работы фильтра каждый сектор диска последовательно сообщается с камерами распределительной головки: на секторах, погруженных в суспензию, образуется осадок, на непогруженных вначале производится его осушка, а затем отдувка импульсной подачей сжатого воздуха и удаление с поверхности диска ножом или валиком. Для регенерации ткани во внутреннюю полость сектора подается сжатый воздух или пар. Промывка осадка на вертикальной поверхности дисков затруднена и как правило не включается в рабочий цикл. Заметим, что угол фильтрации в дисковых фильтрах зависит от текущего радиуса диска. Его наименьшее значение соответствует внутреннему радиусу и здесь же откладывается слой осадка наименьшей толщины.

Дисковые фильтры маркируют буквами ДУ и ДК (соприкасающиеся с обрабатываемой средой элементы выполнены из углеродистой или коррозионностойкой стали). Площадь поверхности стандартных фильтров 0.3-250 м.кв., диаметр дисков 0.6-3.75 м, частота вращения вала 0.13-2 1/мин.

#### Технологический расчёт дискового вакуумного-фильтра

Вначале определяется ориентирующая поверхность фильтрования  $F_{ос} = V_{\Phi} / (w_{\text{цф}} \cdot K_{\text{п}})$ , исходя из величины скорости фильтрования за

$$w_{\text{цф}} = n_1 \cdot \left( \sqrt{v_0^2 + \frac{\tau_z}{b_1}} - v_0 \right)$$

цикл по внутреннему радиуса диска.

Время фильтрования  $\tau_z$ , требуемое для набора на внутреннем радиусе  $R_z$  диска осадка заданной толщины  $k_z$ , определяется по формулам:

$$\tau = \frac{b_1 \cdot k_0}{\alpha_0^2} \cdot (k_0 + 2 \cdot \alpha_0 \cdot v_0)$$

$$b_1 = \frac{\mu \cdot \alpha_T \cdot r_T}{2 \cdot \Delta p}, \quad v_0 = \frac{R_{\text{п}}}{\alpha_T \cdot r_T}$$

Где, а частота вращения диска

$$n_1 = \varphi_{\text{цф}} / (\tau_z \cdot 360^\circ),$$

где угол фильтрации по внутреннему радиусу  $\varphi_{\text{вн}}$  принимается равным  $105-118^\circ$ .

По найденным значениям  $F_{\text{об}}$  и  $n_1$  выбирается стандартный фильтр и определяется их необходимое количество.

Затем на основе технических характеристик выбранного фильтра (числа дисков  $z$ , их наружного радиуса  $R_{\text{н}}$ , поверхности фильтрования  $F$ , угла погружения диска в суспензию по наружному радиусу  $\psi_{\text{н}}$ , угла фильтрования  $\varphi_{\text{вн}}$  и обезвоживания осадка  $\varphi_{\text{сн}}$  по наружному радиусу) определяются:

- расстояние от центра диска до уровня суспензии в корыте  $h = R_{\text{н}} \cdot \cos(\psi_{\text{н}}/2)$ ;

- внутренний радиус диска  $R_{\text{в}} = \sqrt{R_{\text{н}}^2 - \frac{F}{2 \cdot \pi \cdot z}}$ ;

- действительный угол фильтрования по внутреннему радиусу  $\varphi_{\text{вн}} = \arccos(h/R_{\text{в}}) + \varphi_{\text{вн}} - \psi_{\text{н}}/2$ ;

- действительное значение  $n_1$ ;

- частота вращения из условия обеспечения заданного времени обезвоживания осадка  $\tau_{\text{с}}: n_2 = \varphi_{\text{сн}} / (\tau_{\text{с}} \cdot 360^\circ)$ ;

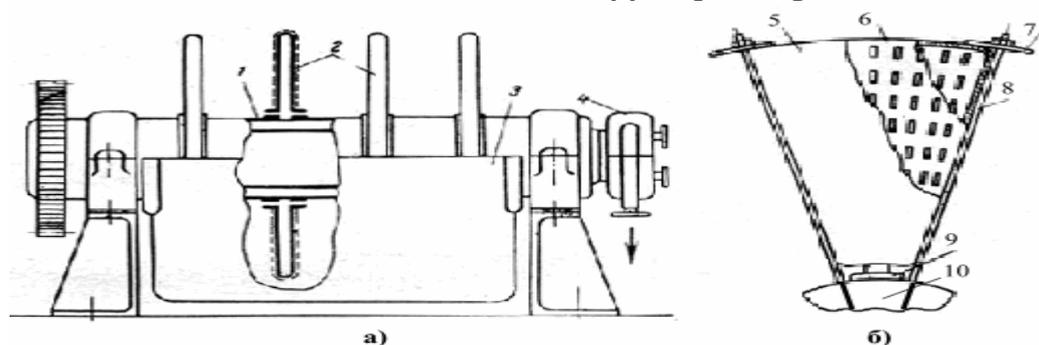
- частота вращения диска  $n = \min\{n_1, n_2\}$  (при  $n_1 > n_2$  на распределительной шайбе уменьшается угол фильтрования);

- время фильтрования на наружном радиусе  $\tau_{\text{н}} = \varphi_{\text{вн}} / (n \cdot 360^\circ)$ ;

- производительность фильтра  $V_{\text{ф}} = (R_{\text{н}} - R_{\text{в}}) \cdot [2 \cdot \pi \cdot (R_{\text{н}} \cdot w_{\text{вн}} + R_{\text{в}} \cdot w_{\text{вн}})] \cdot z \cdot K_{\text{п}}$ , где скорости фильтрования за цикл на внутреннем и наружном радиусах рассчитываются по формуле с использованием значения  $n$  и  $\tau_{\text{в}}$ ,  $\tau_{\text{н}}$  соответственно:

$$F_{\text{об}} = \frac{V_{\text{ф}} \cdot X_0 \cdot \tau_{\text{ц}}}{h_0 \cdot K_{\text{п}}}$$

### Схемы дискового вакуум-фильтра



Дисковый вакуум-фильтр

а) - общая схема; б) - сектор диска.

1 - вал, 2 - диски, 3 - корыто, 4 - распределительная головка, 5 - ткань, 6 - стенки сектора, 7 - накладка, 8 - шпилька, 9 - штуцер, 10 - ячейка вала.

Произвести технологический расчёт вакуумного - фильтра. Принять:

Характеристики фильтра:

- перепад давления:  $p = 65000$ , Па
- Сопротивление перегородки  $R_{\Pi} = 4.7 \cdot 10^{10}$  1/м

Характеристики суспензии:

- Содержание твёрдой фазы:  $x_m = 0.1$  мас. долей.
- Плотность твёрдой фазы:  $\rho_{\tau} = 2400$  кг/м<sup>3</sup>
- Плотность жидкой фазы:  $\rho_{\text{ж}} = 1020$  кг/м<sup>3</sup>

Характеристики осадка:

- Удельное сопротивление при  $p$ :  $r_t = 6.1 \cdot 10^{10}$  м/кг
- Толщина по внутреннему радиусу диска:  $h_b = 0.008$  м.

Таблица 33.

Вариант	Вязкость фильтрата (Па*с)	Влажность (масс.доля)	Производительность по суспензии (т/сут.)	Угол фильтрования по внутреннему радиусу (град)
1	0,00030	0,50	1000	118
2	0,00035	0,60	1250	117
3	0,00040	0,65	1300	116
4	0,00045	0,55	2000	115
5	0,00050	0,80	1650	105
6	0,00055	0,70	1100	106
7	0,00060	0,45	1950	107
8	0,00065	0,40	1700	114
9	0,00070	0,35	1325	113
10	0,00075	0,30	980	112
11	0,00080	0,25	1100	108
12	0,00085	0,20	1875	109
13	0,00090	0,15	1900	110
14	0,00095	0,10	1370	111
15	0,00100	0,05	1520	118

#### Обработка экспериментальных данных

На основе данных, полученных в виртуальной лаборатории, производится технологический расчёт фильтра:

Порядок технологического расчёта:

1. Используя данные **плотность суспензии:**

$$\rho_c = \frac{\rho_T \cdot \rho_{ж}}{\rho_T - x_m \cdot (\rho_T - \rho_{ж})}$$

2. Отношение объёма осадка к объёму фильтрата, по формуле:

$$x_0 = \frac{x_m \cdot \rho_{ж}}{\rho_0 \cdot (1 - W - x_m)}$$

2. Производительность фильтра по фильтрату, рассчитать по формуле:

$$V_{\Phi} = \frac{G_c \cdot 1000}{24 \cdot 3600 \cdot \rho_c \cdot (1 + x_0)}$$

3. Выберите значение величины угла фильтрования

4. Ориентировочная частота вращения

5. Средняя скорость фильтрования по внутреннему радиусу диска,

находится по формуле:

$$w_{\Sigma} = \pi_1 \sqrt{v_0^2 + \frac{r_{\Sigma}}{b_1} - v_0}$$

6. Требуемая поверхность фильтрования.

В последствии на основании технологического расчёта может выбраться стандартный фильтр, и количество стандартных фильтров.

Расчет процесса сушки производится для нахождения необходимого для нормальной работы сушила количества сушильного агента и определения расхода тепла (топлива). Тип сушила, характеристики высушиваемого материала и вид топлива обычно бывают заданы. Режим сушки выбирают, исходя из технологических соображений и вида форм и стержней.

При такой постановке задачи расчет сводится к совместному рассмотрению балансов влаги и тепла при процессе сушки. Очевидно, что вся влага, удаляемая из материала при сушке, переходит к сушильному агенту, повышая влагосодержание последнего от начального  $d_{нач}$  (на выходе в сушило) до конечного  $d_{кон}$  (на выходе из сушила). Тогда, исходя из закона постоянства массы:

$$m_{вл} = L(d_{кон} - d_{нач}) \text{ кг, (1)}$$

где  $L$  — количество сухого сушильного агента, кг сухого газа (возд).

Количество необходимого сухого сушильного агента удобно выразить, отнеся его к 1 кг удаляемой из высушиваемого материала влаги:

$$l = L / m_{вл} = 1 / (d_{кон} - d_{нач}) \text{ кг/кг исп. вл. (2)}$$

Все последующие операции по совместному анализу балансов тепла и массы для процесса сушки могут быть наиболее эффективно осуществлены с помощью  $I-d$  диаграммы, подробно описанной в гл. II первого тома учебника. Основными параметрами  $I-d$  диаграммы служат энтальпия  $I$  (кДж/кг) и влагосодержание  $d$  (кг/кг сух. возд). Диаграмма  $I-d$  построена для влажного воздуха, однако с ее помощью можно производить расчеты сушки не только воздухом, но и дымовыми газами, а также смесью дымовых газов с воздухом.

При расчете процессов сушки с помощью  $I-d$  диаграммы следует последовательно отображать на ней имеющие место в сушиле явления:

подготовку сушильного агента перед его подачей в рабочую камеру (т. е. подогрев воздуха в случае использования воздуха в качестве сушильного агента); смешение продуктов горения с воздухом или возвратом в случае сушки дымовыми газами и собственно процесс сушки.

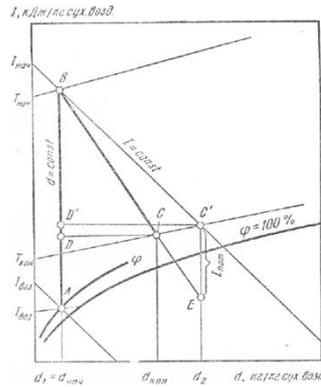
Ниже рассмотрен порядок отображения на  $I-d$  диаграмме процессов сушки различными сушильными агентами. Это отображение будет в дальнейшем называться «построение процесса сушки».

*Сушка воздухом.* Для построения на  $I-d$  диаграмме процесса сушки воздухом предварительно определяют его начальные параметры  $\varphi_{\text{воз}}$  и  $T_{\text{воз}}$  в зависимости от времени года и местности. По этим данным на диаграмме находят точку А (рис. 10). Для осуществления процесса сушки воздух необходимо подогреть до температуры  $T_{\text{нач}}$  (температура воздуха на входе в сушильную камеру). Эту температуру принимают на  $150-250^\circ \text{C}$  выше рекомендуемой технологией температуры сушки, поскольку указанная разность температур между сушильным агентом и поверхностью сушимых изделий характерна для значительного большинства сушил с теплопередачей преимущественно конвекцией. Эта разность температур и создает необходимый для процесса сушки тепловой поток к высушиваемой поверхности. Процесс подогрева на диаграмме изображается прямой линией АВ, параллельной линиям постоянного влагосодержания  $d=\text{const}$ , так как при подогреве начальное влагосодержание воздуха остается неизменным, а изменяется только его энтальпия. Точка В характеризуется параметрами

$$d_{\text{нач}} = d_{\text{воз}}, T_{\text{нач}}, I_{\text{нач}}.$$

В процессе сушки влагосодержание воздуха и его температура изменяются. Влагосодержание воздуха возрастает за счет удаления влаги из материала, а его температура снижается до величины  $T_{\text{кон}}$  вследствие затраты тепла на процесс сушки. Температура  $T_{\text{кон}}$  соответствует моменту выхода сушильного агента из сушильной камеры. Эту температуру принимают равной рекомендуемой (по технологическим условиям) температуре сушки или величине несколько меньшей в случае, если садка загружается в холодную камеру, и тогда учитывается средняя за период температура уходящих газов. (Во всех случаях выбирать параметры процесса сушки ниже линии относительной влажности  $\varphi=100\%$  нельзя, так как насыщенный пар частично конденсируется и влага оседает на высушиваемых изделиях, что резко ухудшает качество форм и стержней.)

Если в процессе сушки все вводимое в сушило тепло расходуется исключительно на удаление влаги из материала, то происходит так называемый *теоретический процесс сушки*, который протекает при постоянной энтальпии сушильного агента. На  $I-d$  диаграмме он изображен прямой линией ВС', параллельной линиям постоянной энтальпии  $I=\text{const}$  до пересечения в точке С' с изотермой  $T_{\text{кон}}=\text{const}$ . Энтальпия сушильного агента (в данном случае воздуха) при теоретическом процессе сушки остается постоянной, поскольку тепло, затраченное на испарение влаги, возвращается воздуху с водяными парами, несущими в себе скрытую теплоту парообразования.



**Рисунок 10 – Построение I–d-диаграмме процесса сушки нагретым воздухом.**

Для определения количества сухого воздуха  $I_{\text{теор}}$ , требующегося для удаления 1 кг влаги из материала, находят по шкале влагосодержаний разность конечного  $d_2$  и начального  $d_1 = d_{\text{нач}}$  влагосодержаний воздуха, соответствующих началу и концу теоретического процесса сушки, а затем подставляют эту величину в выражение (XIII-37). Отрезок  $(d_2 - d_1)$  можно заменить отрезком  $(D' - C')$ , измеренным в миллиметрах и умноженным на масштаб. Точку  $D'$  находят следующим построением. Из точки  $C'$  проводят линию, параллельную оси абсцисс до пересечения с вертикальной прямой, характеризующей влагосодержание воздуха в начале процесса. Масштаб влагосодержаний  $M_d$  зависит от общего масштаба диаграммы и указывается обычно на оси абсцисс.

*Действительный процесс сушки* отличается от теоретического тем, что учитывается расход тепла на потери разного рода (аккумуляцию тепла высушиваемым материалом, транспортирующими устройствами, непосредственно сушильной камерой и т. п.). Эти затраты тепла уменьшают энтальпию сушильного агента. Расчет действительного процесса сушки сводится к определению изменения энтальпии сушильного агента, зависящего от величины тепловых потерь. Для построения действительного процесса сушки по I–d диаграмме предварительно находят величину перечисленных выше потерь, относя их к единице массы (1 кг) испаренной влаги.

Потери тепла на нагрев материала  $q_M$ , отнесенные к 1 кг испаренной влаги, находят с помощью выражения:

$$q_M = M_M c_M (T_{\text{кон}}^M - T_{\text{нач}}^M) / m_{\text{вл}} \text{ кДж/кг исп. вл.}, (3)$$

где  $M_M$  — масса материала после сушки, кг;

$c_M$  — средняя теплоемкость песчано-глинистых смесей,

Принимаемая равной 0,837 кДж/(кг\*К);

$T_{\text{кон}}^M$  — конечная температура материала, °С;

$T_{\text{нач}}^M$  — начальная температура материала, °С.

Потери тепла на нагрев транспортирующих устройств  $q_{\text{тр}}$ , отнесенные к 1 кг испаренной влаги:

$$q_{\text{тр}} = M_{\text{тр}} c_M (T_{\text{кон}}^{\text{тр}} - T_{\text{нач}}^{\text{тр}}) / m_{\text{вл}} \text{ кДж/кг исп. вл.}, (4)$$

где  $M_{\text{тр}}$  — масса транспортирующих устройств, кг;

$c_{\text{тр}}$  — средняя теплоемкость материала транспортирующих

устройств, кДж/(кг\*К).

Потери тепла на аккумуляцию камерой сушила  $q_{акк}$ , отнесенные к 1 кг испаренной влаги:

$$q_{акк} = M_{кл} c_{кл} (T_{кон}^{ср} - T_{нач}^{ср}) / m_{вл} \text{ кДж/кг исп. вл.}, (5)$$

где  $M_{кл}$  — масса кладки камеры сушила, кг;

$C_{ср}$  — средняя теплоемкость материала кладки камеры, кДж/(кг\*К);

$T_{кон}^{ср}$  — средняя конечная температура кладки, °С;

$T_{нач}^{ср}$  — средняя начальная температура кладки, °С.

Для нахождения средних температур по толщине стен используют метод конечных разностей.

Неучтенные потери принимают равными 5-10% от величины найденных суммарных потерь (исключая потери тепла на нагрев сухого материала).

После суммирования величин найденных тепловых потерь находят потери теплосодержания, относя их к 1 кг сухого воздуха:

$$I_{пот} = \sum q_{пот} / l_{теор} \text{ кДж/кг сух.воз.} (6)$$

Полученную величину в масштабе энтальпий откладывают от точки С' по вертикали  $d_2 = \text{const}$  вниз (отрезок С'Е). Точку Е соединяют с точкой В начала процесса сушки. Таким образом, действительный процесс сушки, протекающий с уменьшением энтальпии воздуха, изображается на I-d диаграмме прямой линией ВЕ. Поскольку процесс сушки заканчивается при заданной температуре уходящего из сушила воздуха  $T_{кон}$ , то на пересечении линии ВЕ с изотермой  $T_{кон}$  находят точку С, соответствующую концу действительного процесса сушки и характеризующуюся параметрами воздуха  $d_{кон}$ ,  $T_{кон}$ ,  $I_{кон}$ . Проведя из точки С прямую линию, параллельную оси абсцисс, до пересечения с прямой АВ ( $d_{нач} = \text{const}$ ) в точке D, находят величину отрезка CD, соответствующую разности влагосодержаний воздуха ( $d_{кон} - d_{нач}$ ) в действительном процессе сушки. Подставляя величину ( $d_{кон} - d_{нач}$ ) в выражение (2), определяют действительное количество сухого воздуха, необходимого для удаления 1 кг влаги из высушиваемого материала.

Расчет воздуха в объемных единицах можно найти по формуле

$$V_{действ} = V l_{действ} M^3 / \text{кг исп. вл.}, (7)$$

где V — объем влажного воздуха, приходящего на 1 кг сухого воздуха при атмосферном давлении. При температуре 20°С можно принять  $V = 0,86 \text{ м}^3/\text{кг}$ .

Расход тепла для удаления 1 кг влаги можно найти по изменению энтальпии воздуха при его подогреве от  $T_{воз}$  до  $T_{нач}$ :

$$q = l_{действ} (I'_{нач} - I'_{воз}) - c T_{нач}^M \text{ кДж/кг исп. вл.}, (8)$$

где  $(I'_{нач} - I'_{воз})$  — разность энтальпий воздуха, определяемая по отрезку АВ с учетом масштаба энтальпии  $M_r$  (указываемом обычно на оси ординат).

$c T_{нач}^M$  — количество тепла, кДж/кг исп. вл., внесенного в сушило влагой, содержащейся в материале при начальной температуре материала  $T_{нач}^M$ ;

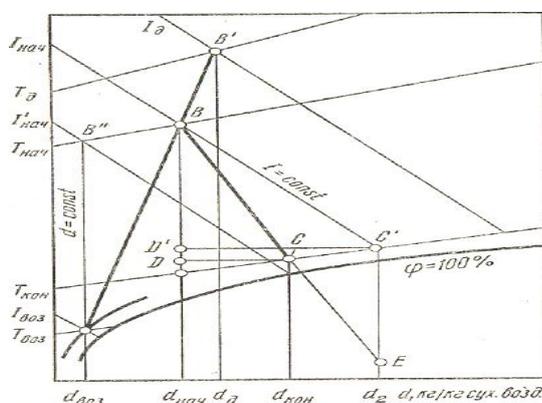
$c$  – теплоемкость воды, равная 4,187 кДж/(кг\*К);

Расход тепла на подогрев воздуха за цикл сушки равен

$$Q_{\text{цикл}} = q m_{\text{вл}} \text{кДж.} \quad (9)$$

*Сушка дымовыми газами.* Для построения процесса сушки дымовыми газами предварительно определяют начальные параметры продуктов горения  $T_{\text{д}}$  (как действительную температуру горения) и  $d_{\text{д}}$  на выходе из топки. По этим данным строят точку  $B'$ , соответствующую параметрам продуктов горения на воздухе в сушильную камеру (рис. 11).

Как уже отмечалось, температуру  $T_{\text{нач}}$  выбирают, исходя из требований технологии процесса сушки. Так как эта температура должна быть существенно меньше температуры продуктов горения, то для снижения последней смешивают дымовые газы с атмосферным воздухом или возвратом. Рассмотрим сначала порядок построения процесса сушки смесью дымовых газов с воздухом.



**Рисунок 11 – Построение на I—d-диаграмме процесса сушки смесью дымовых газов и воздуха.**

Для построения этого процесса на I—d диаграмме описанным выше путем находят точку A, характеризующуюся начальными параметрами воздуха  $d_{\text{воз}}$ ,  $T_{\text{воз}}$ , и затем соединяют ее с точкой  $B'$ . Прямая  $AB'$  изображает процесс смешения дымовых газов с воздухом. Значение температуры воздушно-дымовой смеси на входе в сушильную камеру принимают так же, как и в предыдущем случае (для сушки воздухом), т. е. на 150—250°С выше технологически рекомендуемой температуры сушки.

Пересечение прямой  $AB'$  с изотермой  $T_{\text{нач}}$  дает точку B, характеризующуюся параметрами  $d_{\text{нач}}$ ,  $T_{\text{нач}}$ ,  $I_{\text{нач}}$ . Принимая температуру уходящих из сушила газов  $T_{\text{кон}}$  равной технологически рекомендуемой температуре сушки, дальнейшее построение процессов сушки дымовыми газами проводят аналогично построению процесса сушки воздухом.

Количество исходной смеси воздуха и дымовых газов, требующееся для удаления 1 кг влаги из высушиваемого материала в теоретическом процессе сушки, находят из выражения

$$l_{\text{теор}} = 1 / (d_2 - d_{\text{нач}}) \text{ кг/кг исп. вл.,} \quad (10)$$

здесь отрезок  $C'D'$  соответствует разности влагосодержаний  $(d_2 - d_{\text{нач}})$  (см. рис. 11). То же в действительном процессе

$$I_{\text{действ}} = 1 / (d_{\text{кон}} - d_{\text{нач}}) \text{ кг/кг исп. вл.}, (11)$$

Здесь отрезок CD соответствует разности влагосодержаний ( $d_{\text{кон}} - d_{\text{нач}}$ ) с учетом масштаба влагосодержаний  $M_d$ .

Расход тепла на удаление влаги определяют по формуле (аналогичной процессу сушки воздухом) по разности энтальпий дымовых газов. В технических расчетах обычно используется величина низшей теплоты сгорания топлива  $Q_p^n$ , определяемая при условии, что вся влага, образующаяся при горении топлива, находится в парообразном состоянии при температуре  $20^\circ \text{C}$ . Поэтому вместо энтальпии  $I_{\text{нач}}$ , фактически соответствующей точке В, следует учесть энтальпию  $I_{\text{нач}}$  (см. рис. 11), соответствующую точке В'', характеризующейся энтальпией тех же газов, при той же температуре  $T_{\text{нач}}$ , но при влагосодержании, соответствующем  $20^\circ \text{C}$  (т. е. практически  $d_{\text{воз}}$ ).

Тогда

$$q = I_{\text{действ}} (I'_{\text{нач}} - I_{\text{воз}}) - c T_{\text{нач}}^M \text{ кДж/кг исп. вл.} (12)$$

Здесь с учетом масштаба энтальпии  $M_T$  разности ( $I'_{\text{нач}} - I_{\text{воз}}$ ) соответствует отрезок АВ''.

Расход тепла за цикл сушки находят по формуле (9). Далее, зная величину низшей теплоты сгорания топлива, можно легко найти количество топлива, которое надо сжечь в сушиле за 1 цикл сушки:

$$V_{\text{цикл}} = Q_{\text{цикл}} / Q_p^n \text{ кг (м}^3\text{)}. (13)$$

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕ-СПЕЦИАЛЬНОГО  
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**«ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ» ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



## **САМОСТОЯТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ**

**ПО КУРСУ**

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД**

### **Темы самостоятельных работ:**

Конструкция и принцип работы короткоконусных сепараторов и барабанных концентраторов

Технология обогащения полиметаллических руд.

Химические методы обогащения полезных ископаемых

Кучное выщелачивание руд.

Принципиальные схемы обогащения

Технология обогащения вольфрамитовых руд

Характеристика месторождений золотосодержащих руд и россыпей.

Технологические схемы флотационного обогащения медно-пиритовых руд.

Флотация золотосодержащих руд

Технология обогащения вольфрамовых руд.

Технология обогащения медно – порфириновых руд

Обогащение малосульфидных золотосодержащих руд

Технология обогащения медно – пиритных, медно – цинковых руд.

Технология обогащения медно - молибденовых руд.

Технология обогащения свинцовых руд.

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕ-СПЕЦИАЛЬНОГО  
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ  
ИНСТИТУТ**

**«ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ» ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



**ГЛОССАРИЙ**

**ПО КУРСУ**

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД**

## Глоссарий

**Активатор** – реагент, повышающий флотационную активность ценного компонента при флотации.

**Вводно-шламовая схема** содержит данные о соотношении воды и твердого в продуктах обогащения.

**Вредные примеси** - называют отдельные примеси и элементы, или природные химические соединения, содержащиеся в полезных ископаемых и оказывающие отрицательное влияние в полезных ископаемых на качество извлекаемых ценных компонентов.

**Выход продукта** - отношение массы продукта, полученного при обогащении, к массе переработанной исходной руды, выраженное в долях единицы или процентах. Выход концентрата ( $\gamma$ ) показывает, какую долю от общего количества руды составляет концентрат.

**Гравитационные процессы** - процессы обогащения, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся плотностью, размером или формой, обусловлено различием в характере и скорости их движения в среде под действием силы тяжести и сил сопротивления.

**Грохочение** - процесс разделения кусковых и зернистых материалов на продукты различной крупности, называемые классами, с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями (колосниковые решетки, листовые и проволочные решета).

**Грохочение** - процесс разделения кусковых и зернистых материалов на продукты различной крупности, называемые классами, с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями (колосниковые решетки, листовые и проволочные решета и др.).

**Грохочение** - процесс разделения материала на классы крупности, осуществляемый на устройствах (грохотах) с просеивающими поверхностями;

**Дробление** - процесс разрушения кускового, минерального сырья под действием внешних механических сил, осуществляемый в дробильных агрегатах;

**Дробление и измельчение** – процесс разрушения полезных ископаемых под действием внешних сил до заданной крупности, требуемого гранулометрического состава или необходимой степени раскрытия материалов. При дроблении и измельчении нельзя допускать переизмельчения материалов, так как это ухудшает процесс обогащения полезного ископаемого.

**Извлечение металла**- это отношение массы металла в концентрате к массе металла в исходной руде, выраженное в процентах

**Качественная схема** содержит сведения о качественных измерениях полезного ископаемого, в процессе его переработки, а так же данные о режиме отдельных технологических операций.

**Качественно–количественная схема** совмещает в себе данные качественной и количественной схем обогащения.

**Классификация** - процесс разделения неоднородных по размеру

зернистых и полидисперсных частиц сырья на классы разной крупности при помощи грохочения, гидравлической (пневматической) классификации или в центробежном поле;

**Классификация** – процесс разделения смеси минеральных зерен на классы различной крупности по скоростям их осаждения в водной или воздушной средах. Классификация осуществляется в специальных аппаратах, называемых классификаторами, если разделение происходит в водной среде (гидроклассификация), и воздушными сепараторами, если разделение происходит в воздушной среде.

**Количественная схема** включает количественные данные о распределении полезного ископаемого по отдельным технологическим операциям и выход получаемых продуктов.

**Концентрат** - продукт обогащения минерального сырья, в котором содержание ценных компонентов выше, чем в исходном материале (руде);

**Концентраты** – продукты, в которых сосредоточено основное количество того или иного ценного компонента. Концентраты, по сравнению с обогащаемой рудой характеризуются значительно более высоким содержанием полезных компонентов и более низким содержанием пустой породы и вредных примесей.

**Магнитные методы обогащения** полезных ископаемых основаны на различии магнитных свойств разделяемых минералов. Разделение по магнитным свойствам осуществляется в магнитных полях.

**Микроскопический анализ** – измерение частиц под микроскопом и классификация их на группы в узких границах определенных размеров (для материалов крупностью 50 мкм до десятых долей микрометра).

**Обогатительная фабрика** - промышленные предприятия, на которых методами обогащения обрабатывают полезные ископаемые и выделяют из них один или несколько товарных продуктов с повышенным содержанием ценных компонентов и пониженным содержанием вредных примесей.

**Обогащение** - совокупность процессов переработки минерального сырья с целью выделения из него полезных компонентов с концентрацией, превышающей их содержание в исходном сырье;

**Оборотное водоснабжение** - система промышленного водоснабжения с рециркуляцией воды, предусматривающая необходимую ее очистку при условии постоянного использования воды одними и теми же ее потребителями;

**Полезные примеси** - отдельные химические элементы или их природные соединения, которые входят в состав полезного ископаемого в небольших количествах и могут быть выделены и использованы совместно с основным ценным компонентом, улучшая его качество. Например: полезными примесями в железных рудах являются хром, вольфрам, ванадий, марганец и другие.

**Продукты обогащения** - продукты, получаемые в процессе обогащения полезного ископаемого: концентрат, промежуточный продукт, хвосты;

**Промпродукты** – продукты, получаемые при обогащении полезных ископаемых и представляющие собой смесь зерен, содержащих полезные

компоненты, с зернами пустой породы. Промпродукты характеризуются более низким по сравнению с концентратами и более высоким по сравнению с хвостами содержанием полезных компонентов.

**Пустые породы** - минералы, не содержащие ценных компонентов. При обогащении они удаляются в отходы (хвосты) совместно с вредными примесями.

**Руда** - это такая порода, из которой на данном этапе развития техники экономически выгодно извлекать ценные компоненты.

**Сгущение** - процесс разделения пульпы на сгущенный продукт и жидкую фазу - слив, происходящий в результате осаждения (перемещения) в пульпе твердых частиц под действием силы тяжести или центробежных сил;

**Седиментационный анализ** – распределение материала по скорости частиц различной крупности в водной среде для материала крупностью от 40 (50) до 5 мкм (для более мелких материалов применяют седиментацию в центробежном поле);

**Ситовый анализ** – рассев на наборе сит на классы различной крупности.

**Содержание металла в руде или продукте обогащения** - это отношение массы этого металла в руде или продукте обогащения к массе сухой руды или продукта, выраженное в процентах. Содержание металла принято обозначать греческими буквами  $\alpha$  (в исходной руде),  $\beta$  (в концентрате) и  $\theta$  (в хвостах). Содержание драгоценных металлов выражается обычно в единицах массы (г/т).

**Сопутствующие компоненты** - ценные химические элементы и отдельные минералы, содержащиеся в полезных ископаемых в сравнительно небольших количествах, выделяемые при обогащении попутно в самостоятельный или комплексный продукт совместно с основным ценным компонентом, и извлекаемые из него в дальнейшем в процессе металлургической плавки или химической переработки. Например: в некоторых рудах цветных металлов сопутствующими являются золото, серебро, молибден и другие.

**Степень сокращения** - величина, обозначающая во сколько раз выход полученного концентрата меньше количества переработанной руды

**Сточные воды** - воды, отводимые после использования в бытовой и производственной деятельности человека, которые должны быть подвергнуты необходимой очистке с учетом их дальнейшего использования;

**Сушка при обогащении минерального сырья** - процесс обезвоживания материалов, в том числе продуктов обогащения, основанный на испарении влаги при нагревании;

**Схема цепи аппаратов** – графическое изображение пути движения полезного ископаемого и продуктов обогащения через аппараты.

**Технологическая схема** - включает сведения о последовательности технологических операций по переработки полезных ископаемых на обогатительной фабрике.

**Флотационные методы обогащения** – процесс разделения тонкоизмельченных полезных ископаемых, осуществляемый в водной среде и

основанный на различии их способности, естественной или искусственно создаваемой, смачиваться водой, что определяет избирательное прилипание частиц минералов к поверхности раздела двух фаз. Большую роль при флотации играют флотационные реагенты – вещества, позволяющие процессу идти без особых осложнений и ускоряющие сам процесс флотации, а так же выход концентрата.

**Хвосты** - отходы процесса обогащения, состоящие в основном из породообразующих минералов и содержащие незначительное количество полезных компонентов, доизвлечение которых в отдельных случаях целесообразно и технологически возможно;

**Хвосты** – продукты, в которых сосредоточено основное количество пустой породы, вредных примесей и небольшое (остаточное) количество полезного компонента.

**Ценный компонент** - отдельные химические элементы или минералы, входящие в состав полезного ископаемого и представляющие интерес для их дальнейшего использования.

**Шламохранилище (хвостохранилище)** - гидротехническое сооружение, предназначенное для гидравлической укладки отвальных продуктов переработки сырья (хвостов обогащения), их осаждения, отделения из хвостовых пульп технической воды, используемой для оборотного водоснабжения.

**Электрический обогащения** - процесс разделения минералов в электрическом поле, основанный на различии их электрических свойств. Этими свойствами являются электропроводность, диэлектрическая проницаемость, трибоэлектрический эффект.

## GLOSSARY

**Mineral processing**, - art of treating crude ores and [mineral](#) products in order to separate the valuable minerals from the waste rock, or gangue. It is the first process that most ores undergo after [mining](#) in order to provide a more concentrated material for the procedures of extractive [metallurgy](#). The primary operations are comminution and concentration, but there are other important operations in a modern mineral processing plant, including sampling and analysis and dewatering. All these operations are discussed in this article.

**Sampling And Analysis** - Routine sampling and analysis of the raw material being processed are undertaken in order to acquire information necessary for the economic appraisal of ores and concentrates. In addition, modern plants have fully automatic control systems that conduct in-stream analysis of the material as it is being processed and make adjustments at any stage in order to produce the richest possible concentrate at the lowest possible operating cost.

**Sampling**- Sampling is the removal from a given lot of material a portion that is representative of the whole yet of convenient size for analysis. It is done either by hand or by machine. Hand sampling is usually expensive, slow, and inaccurate, so that it is generally applied only where the material is not suitable for machine sampling (slimy [ore](#), for example) or where machinery is either not available or too expensive to install.

Many different sampling devices are available, including shovels, pipe samplers, and automatic machine samplers. For these sampling machines to provide an accurate representation of the whole lot, the quantity of a single sample, the total number of samples, and the kind of samples taken are of decisive importance. A number of mathematical sampling models have been devised in order to arrive at the appropriate [criteria](#) for sampling.

**Analysis** - After one or more samples are taken from an amount of ore passing through a material stream such as a conveyor belt, the samples are reduced to quantities suitable for further analysis. [Analytical](#) methods include chemical, mineralogical, and particle size.

**Chemical analysis** - Even before the 16th century, [comprehensive](#) schemes of assaying (measuring the value of) ores were known, using procedures that do not differ materially from those employed in modern times. Although conventional methods of chemical analysis are used today to detect and estimate quantities of elements in ores and minerals, they are slow and not sufficiently accurate, particularly at low concentrations, to be entirely suitable for process control. As a consequence, to achieve greater [efficiency](#), sophisticated analytical instrumentation is being used to an increasing extent.

In [emission spectroscopy](#), an [electric discharge](#) is established between a pair of electrodes, one of which is made of the material being analyzed. The electric discharge vaporizes a portion of the sample and excites the elements in the sample to emit characteristic spectra. Detection and measurement of the wavelengths and intensities of the emission spectra reveal the identities and concentrations of the

elements in the sample.

In [X-ray](#) fluorescence spectroscopy, a sample bombarded with X rays gives off fluorescent X-radiation of wavelengths characteristic of its elements. The amount of emitted X-radiation is related to the concentration of individual elements in the sample. The sensitivity and precision of this method are poor for elements of low [atomic number](#) (*i.e.*, few protons in the nucleus, such as boron and beryllium), but for slags, ores, sinters, and pellets where the majority of the elements are in the higher atomic number range, as in the case of gold and lead, the method has been generally suitable.

**Mineralogical analysis** - A successful separation of a valuable mineral from its ore can be determined by heavy-liquid testing, in which a single-sized fraction of a ground ore is suspended in a liquid of high [specific gravity](#). Particles of less density than the liquid remain afloat, while denser particles sink. Several different fractions of particles with the same density (and, hence, similar composition) can be produced, and the valuable mineral components can then be determined by chemical analysis or by microscopic analysis of polished sections.

**Size analysis** - Coarsely ground minerals can be classified according to size by running them through special sieves or screens, for which various national and international standards have been accepted. One old standard (now obsolete) was the Tyler Series, in which wire screens were identified by mesh size, as measured in wires or openings per inch. Modern standards now classify sieves according to the size of the aperture, as measured in millimetres or micrometres ( $10^{-6}$  metre).

Mineral particles smaller than 50 micrometres can be classified by different optical measurement methods, which employ light or laser beams of various frequencies.

**Comminution** - In order to separate the valuable components of an ore from the waste rock, the minerals must be liberated from their interlocked state physically by comminution. As a rule, comminution begins by crushing the ore to below a certain size and finishes by grinding it into powder, the ultimate fineness of which depends on the fineness of dissemination of the desired mineral.

In primitive times, crushers were small, hand-operated pestles and mortars, and grinding was done by millstones turned by men, horses, or waterpower. Today, these processes are carried out in mechanized crushers and mills. Whereas crushing is done mostly under dry conditions, grinding mills can be operated both dry and wet, with wet grinding being predominant.

**Crushing** - Some ores occur in nature as mixtures of discrete mineral particles, such as gold in gravel beds and streams and diamonds in mines. These mixtures require little or no crushing, since the valuables are recoverable using other techniques (breaking up placer material in log washers, for instance). Most ores, however, are made up of hard, tough rock masses that must be crushed before the valuable minerals can be released.

In order to produce a crushed material suitable for use as [mill feed](#) (100 percent of the pieces must be less than 10 to 14 millimetres, or 0.4 to 0.6 inch, in diameter), crushing is done in stages. In the primary stage, the devices used are

mostly jaw crushers with openings as wide as two metres. These crush the ore to less than 150 millimetres, which is a suitable size to serve as feed for the secondary crushing stage. In this stage, the ore is crushed in cone crushers to less than 10 to 15 millimetres. This material is the feed for the [grinding](#) mill.

**Grinding** - In this process stage, the crushed material can be further disintegrated in a cylinder mill, which is a cylindrical container built to varying length-to-diameter ratios, mounted with the axis substantially horizontal, and partially filled with grinding bodies (*e.g.*, flint stones, iron or steel balls) that are caused to tumble, under the influence of gravity, by revolving the container.

A special development is the autogenous or semiautogenous mill. Autogenous mills operate without grinding bodies; instead, the coarser part of the ore simply grinds itself and the smaller fractions. To semiautogenous mills (which have become widespread), 5 to 10 percent grinding bodies (usually metal spheres) are added.

**Crushing/grinding** - Yet another development, combining the processes of crushing and grinding, is the roll crusher. This consists essentially of two cylinders that are mounted on horizontal shafts and driven in opposite directions. The cylinders are pressed together under high pressure, so that comminution takes place in the material bed between them.

**Concentration** - Concentration involves the separation of valuable minerals from the other raw materials received from the grinding mill. In large-scale operations this is accomplished by taking advantage of the different properties of the minerals to be separated. These properties can be colour (optical sorting), density (gravity separation), magnetic or electric (magnetic and electrostatic separation), and physicochemical (flotation separation).

**Optical separation** - This process is used for the concentration of particles that have sufficiently different [colours](#) (the best contrast being black and white) to be detected by the naked eye. In addition, electro-optic detectors collect data on the responses of minerals when exposed to infrared, visible, and [ultraviolet light](#). The same principle, only using [gamma radiation](#), is called radiometric separation.

**Gravity separation** - Gravity methods use the difference in the density of minerals as the concentrating agent.

In heavy-media separation (also called sink-and-float separation), the medium used is a suspension in water of a finely ground heavy mineral (such as magnetite or arsenopyrite) or technical product (such as ferrosilicon). Such a suspension can simulate a fluid with a higher density than water. When ground ores are fed into the suspension, the gangue particles, having a lower density, tend to float and are removed as tailings, whereas the particles of valuable minerals, having higher density, sink and are also removed. The magnetite or ferrosilicon can be removed from the tailings by magnetic separation and recycled.

## CONNECT WITH BRITANNICA

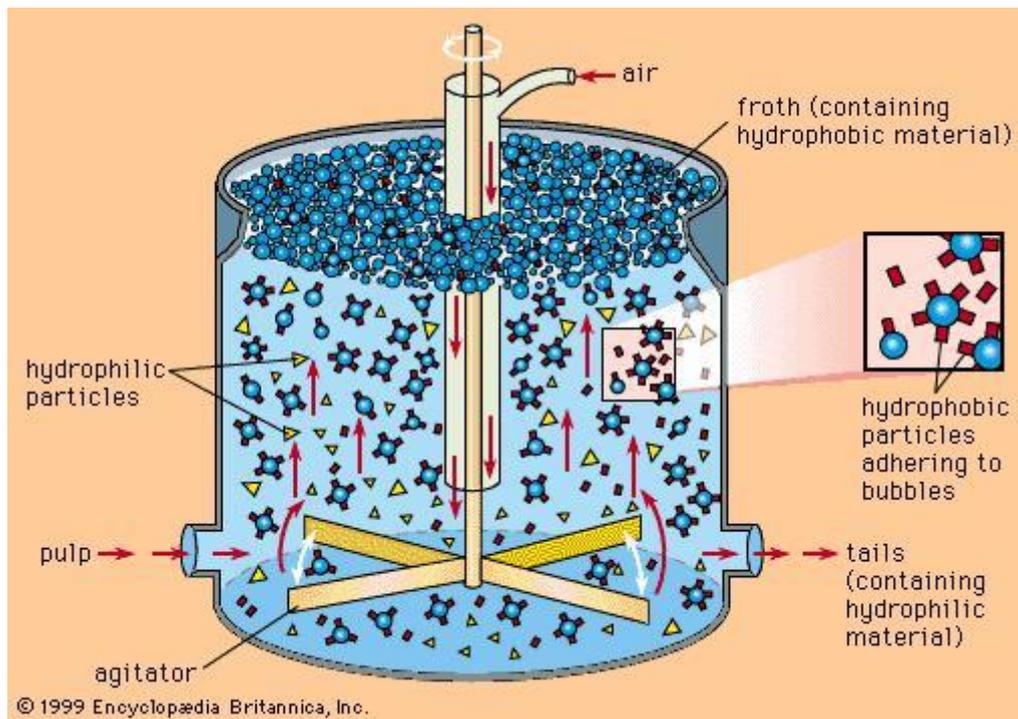
In the process called jiggling, a water stream is pulsed, or moved by pistons upward and downward, through the material bed. Under the influence of this oscillating motion, the bed is separated into layers of different densities, the heaviest

concentrate forming the lowest layer and the lightest product the highest. Important to this process is a thorough classification of the feed, since particles less than one millimetre in size cannot be separated by jiggling.

Finer-grained particles (from 1 millimetre to 50 micrometres) can be effectively separated in a flowing stream of water on horizontal or inclined planes. Most systems employ additional forces—for example, [centrifugal force](#) on spirals or impact forces on shaking tables. Spirals consist of a vertical spiral channel with an oval [cross section](#). As the pulp flows from the top to the bottom of the channel, heavier particles concentrate on the inner side of the stream, where they can be removed through special openings. Owing to their low energy costs and simplicity of operation, the use of spirals has increased rapidly. They are especially effective at concentrating heavy mineral sands and gold ores.

Gravity concentration on inclined planes is carried out on shaking tables, which can be smoothed or grooved and which are vibrated back and forth at right angles to the flow of water. As the pulp flows down the incline, the ground material is stratified into heavy and light layers in the water; in addition, under the influence of the vibration, the particles are separated in the impact direction. Shaking tables are often used for concentrating finely grained ores of tin, tungsten, niobium, and tantalum.

Flotation is the most widely used method for the concentration of fine-grained minerals. It takes advantage of the different physicochemical surface properties of minerals—in particular, their wettability, which can be a natural property or one artificially changed by chemical reagents. By altering the hydrophobic (water-repelling) or hydrophilic (water-attracting) conditions of their surfaces, mineral particles suspended in water can be induced to adhere to air bubbles passing through a flotation cell or to remain in the pulp. The air bubbles pass to the upper surface of the pulp and form a froth, which, together with the attached hydrophobic minerals, can be removed. The tailings, containing the hydrophilic minerals, can be removed from the bottom of the cell.



Schematic diagram of a flotation separation cell.  
*Encyclopædia Britannica, Inc.*

Flotation makes possible the processing of complex intergrown ores containing copper, lead, zinc, and pyrite into separate concentrates and tailings—an impossible task with gravity, magnetic, or electric separation methods. In the past, these metals were recoverable only with expensive metallurgical processes.

**Magnetic separation** - Magnetic separation is based on the differing degrees of attraction exerted on various minerals by magnetic fields. Success requires that the feed particles fall within a special size spectrum (0.1 to 1 millimetre). With good results, strongly magnetic minerals such as magnetite, franklinite, and pyrrhotite can be removed from gangue minerals by low-intensity magnetic separators. High-intensity devices can separate oxide iron ores such as [limonite](#) and [siderite](#) as well as iron-bearing manganese, titanium, and tungsten ores and iron-bearing silicates.

**Electrostatic separation** - The electrostatic method separates particles of different electrical charges and, when possible, of different sizes. When particles of different polarity are brought into an electrical field, they follow different motion trajectories and can be caught separately. Electrostatic separation is used in all plants that process heavy mineral sands bearing [zircon](#), [rutile](#), and [monazite](#). In addition, the cleaning of special iron ore and [cassiterite](#) concentrates as well as the separation of cassiterite-scheelite ores are conducted by electrostatic methods.

**Dewatering** - Concentrates and tailings produced by the methods outlined above must be dewatered in order to convert the pulps to a transportable state. In addition, the water can be recycled into the existing water circuits of the processing plant, greatly reducing the demand for expensive fresh water.

**Filtration** - Filtration is the separation of a suspension into a solid filter cake and a liquid filtrate by passing it through a permeable filtering material. Important

factors in this process are the properties of the suspension (*e.g.*, size distribution, concentration), the properties of the filtering materials (*e.g.*, the width and shape of pores), and the forces applied to the suspension. Filtration is carried out in gravity filters (screens, dewatering bins), in centrifugal filters (screen centrifuges), in vacuum filters (drum cell filters, disk filters), or in pressure filters (filter presses). Such devices make it possible to produce filter cakes containing 8 to 15 percent moisture.

**Thickening** - In the process of thickening (also called sedimentation), the solids in a suspension settle under the influence of gravity in a tank and form a thick pulp. This pulp, and the clear liquid at the top of the tank, can be removed continuously or intermittently. In comparison with filtration, thickening offers the advantage of low operation costs; on the other hand, it has the disadvantage of leaving a higher moisture content in the pulp. For this reason, the dewatering of pulps containing fine particles often involves a combination of thickening and filtration. The thickening of finely grained pulps is often aided by the use of flocculating agents.

**Drying** - The removal of water from solid materials by thermal drying plays a significant role in modern mineral processing. A great number of dryer types are available. Convection dryers, employing a flow of hot combustion gases to remove moisture from a pulp stream, are the most common. To this type belong rotary drum, conveyor, and fluidized-bed dryers.

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕ-СПЕЦИАЛЬНОГО  
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**«ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ» ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



## **РАЗДАТОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ**

**ПО КУРСУ**

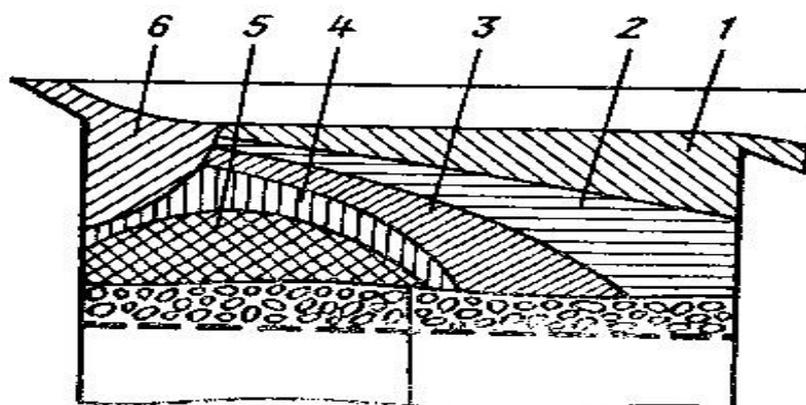
**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ  
РУД**



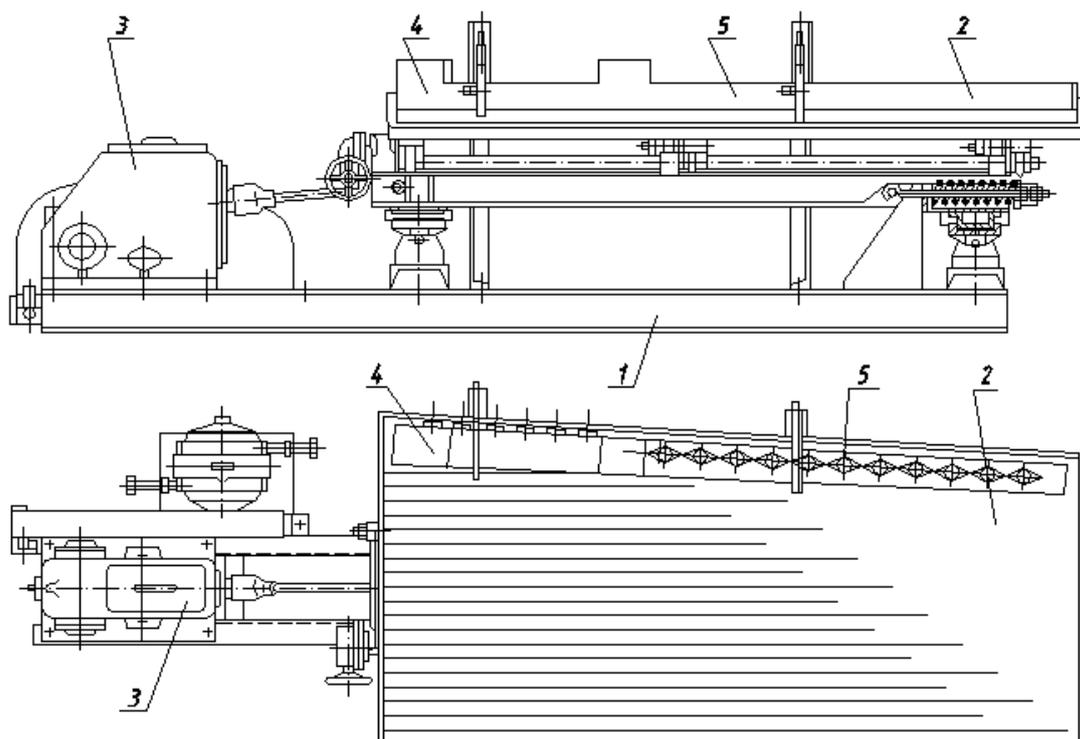
Молибденит



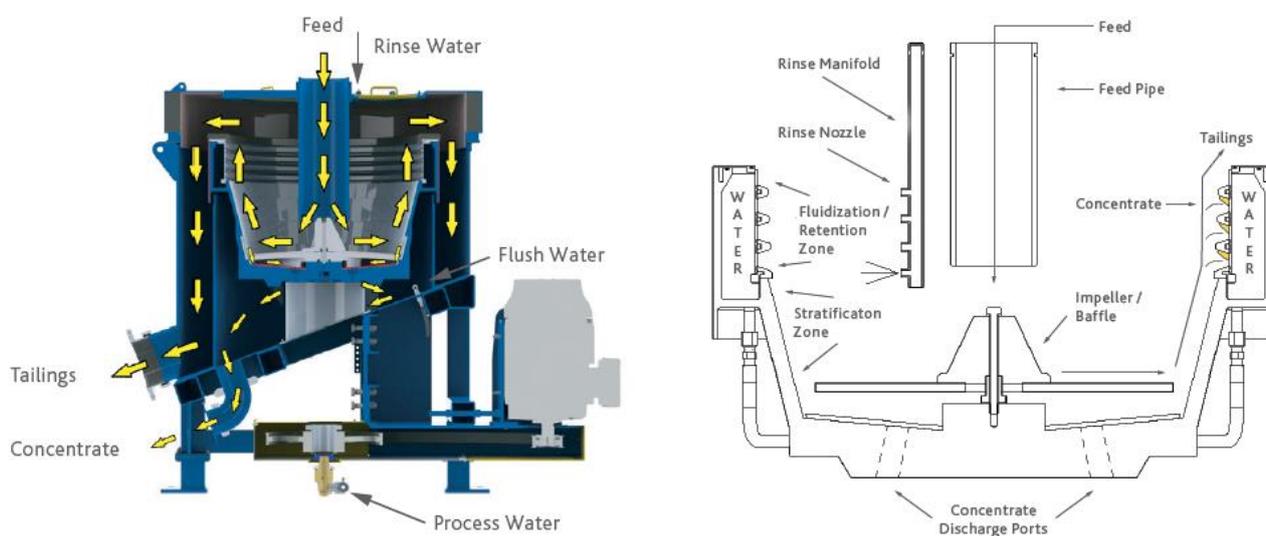
Сфалерит



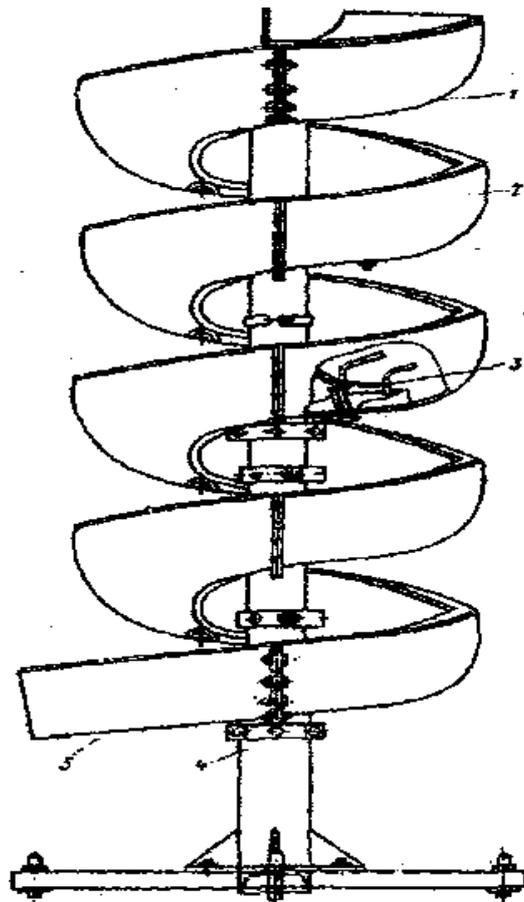
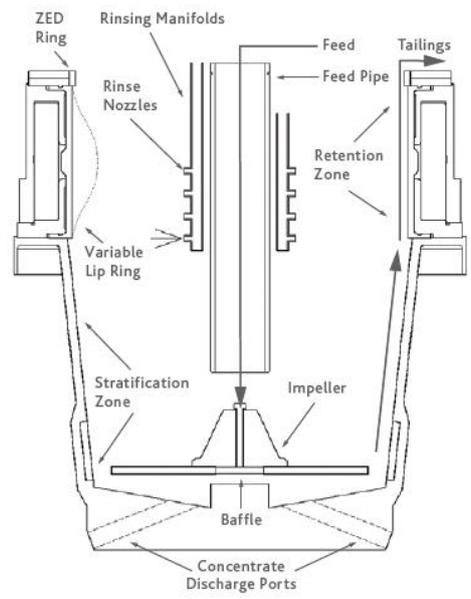
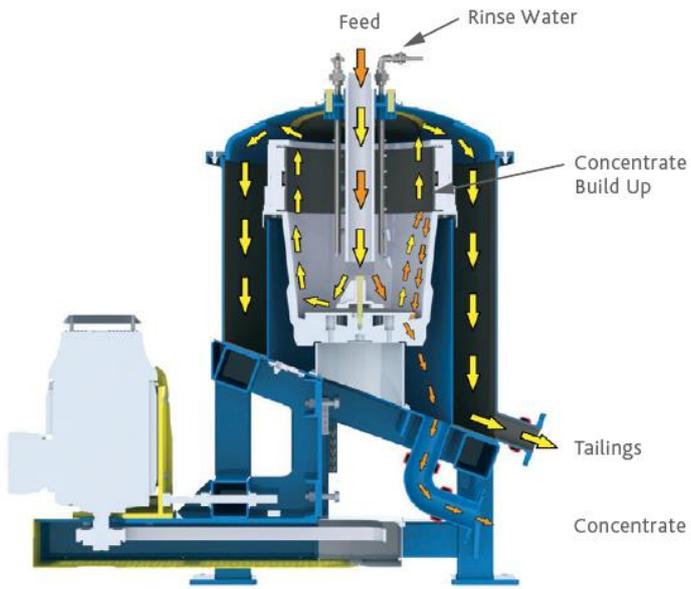
Отсадочная машина



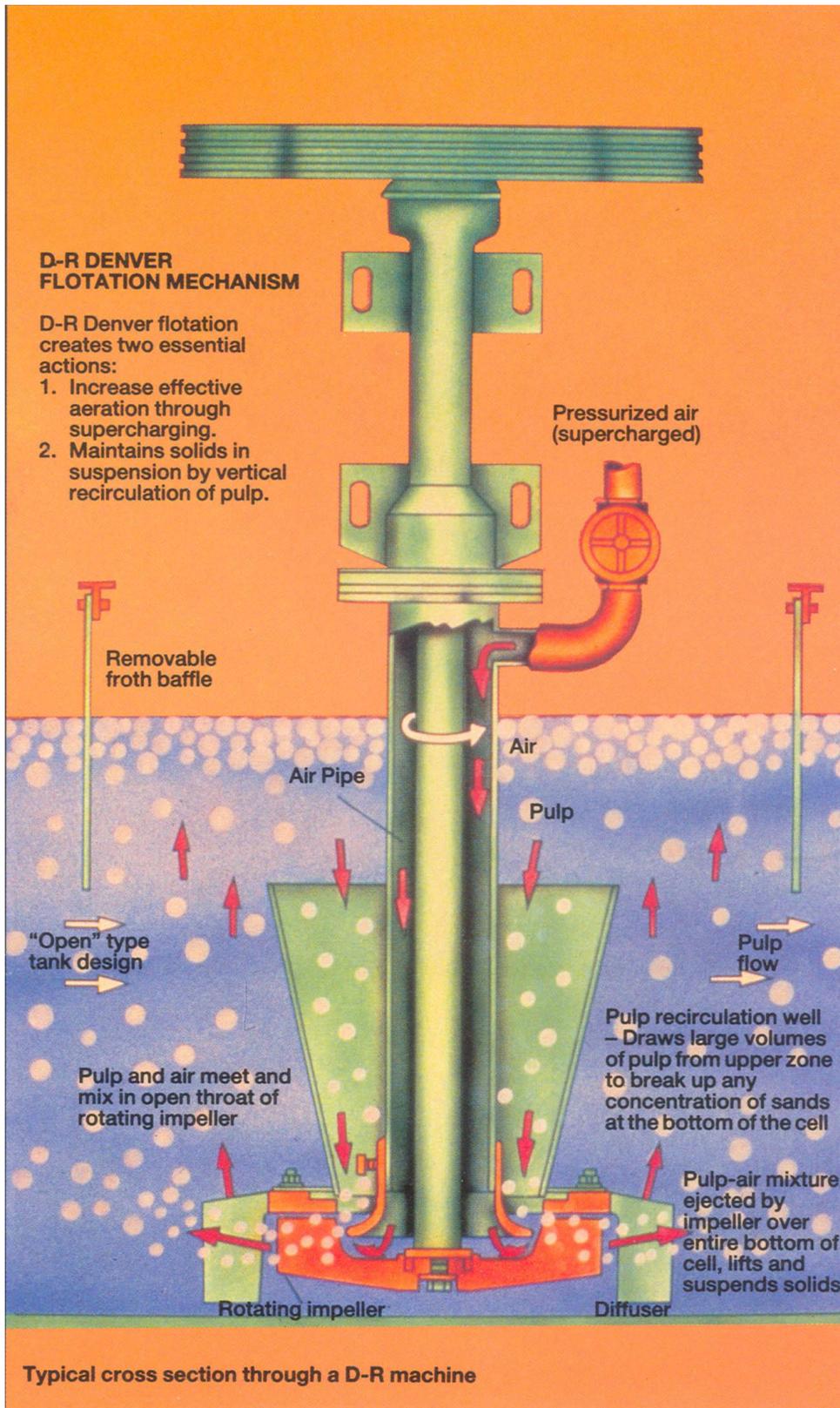
Концентрационный стол



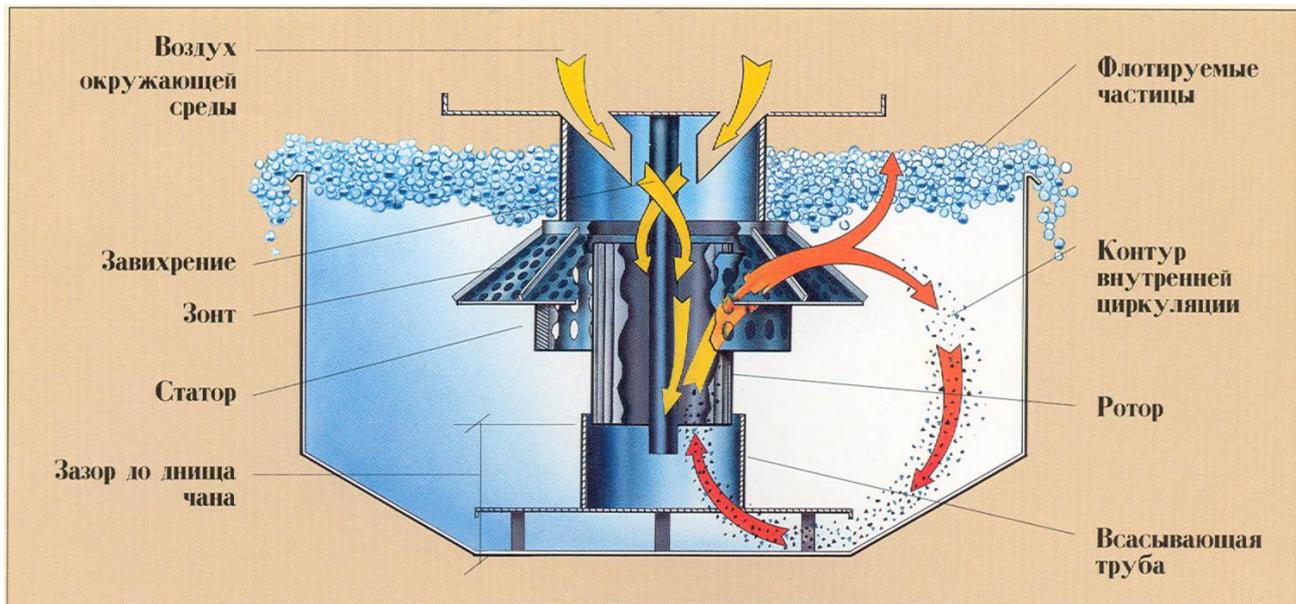
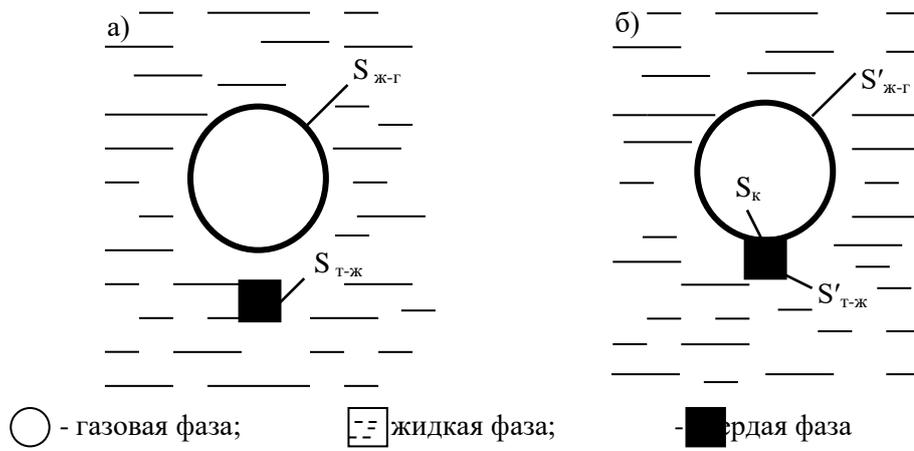
Центробежный концентратор

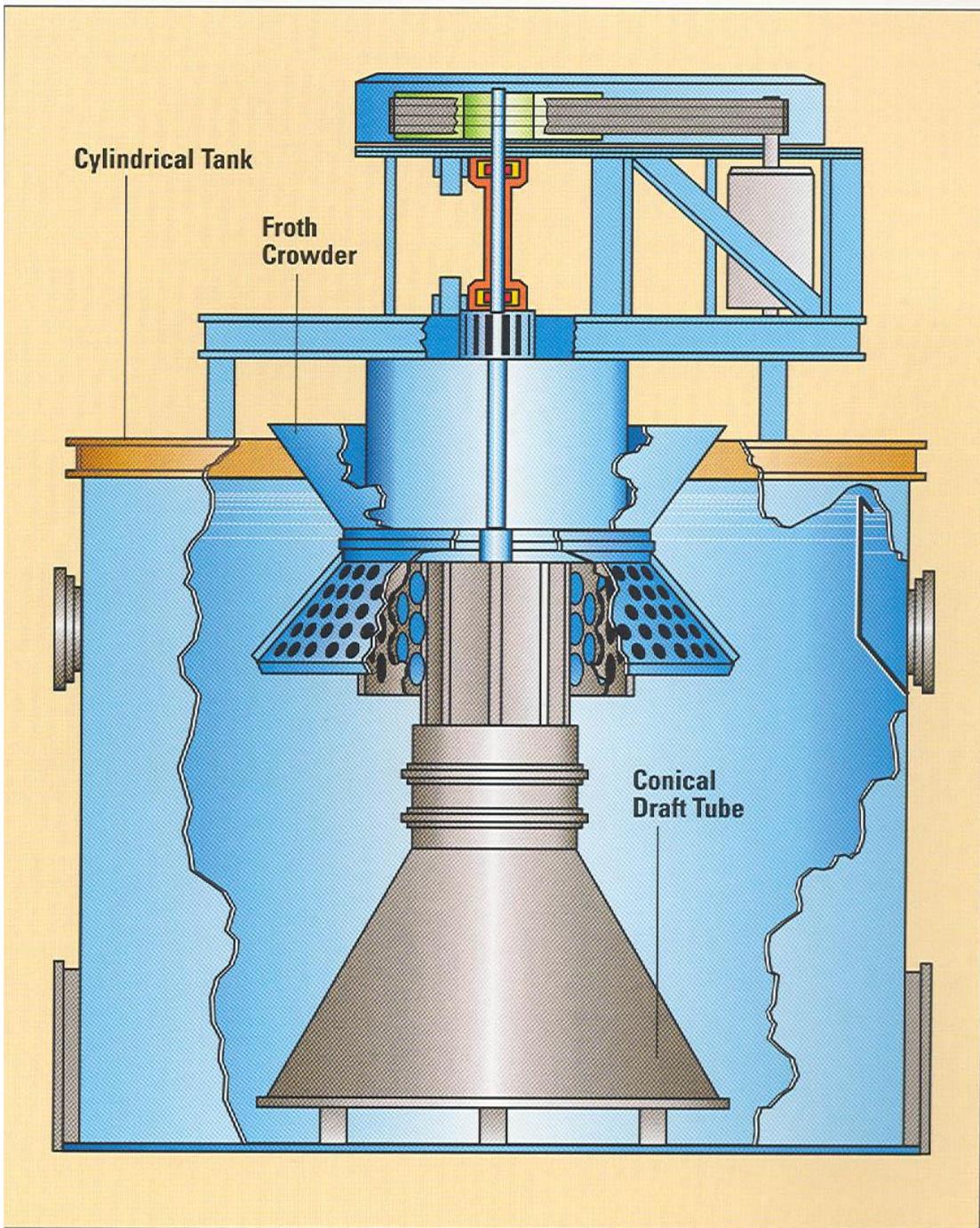


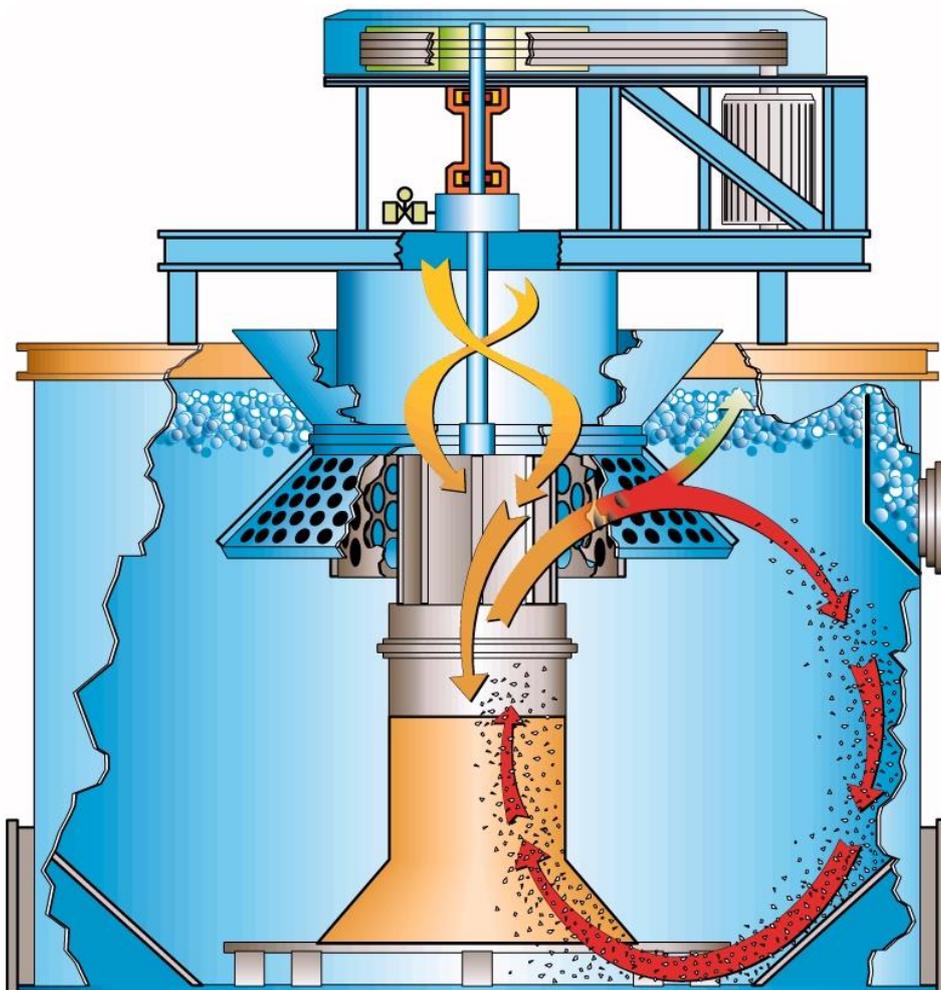
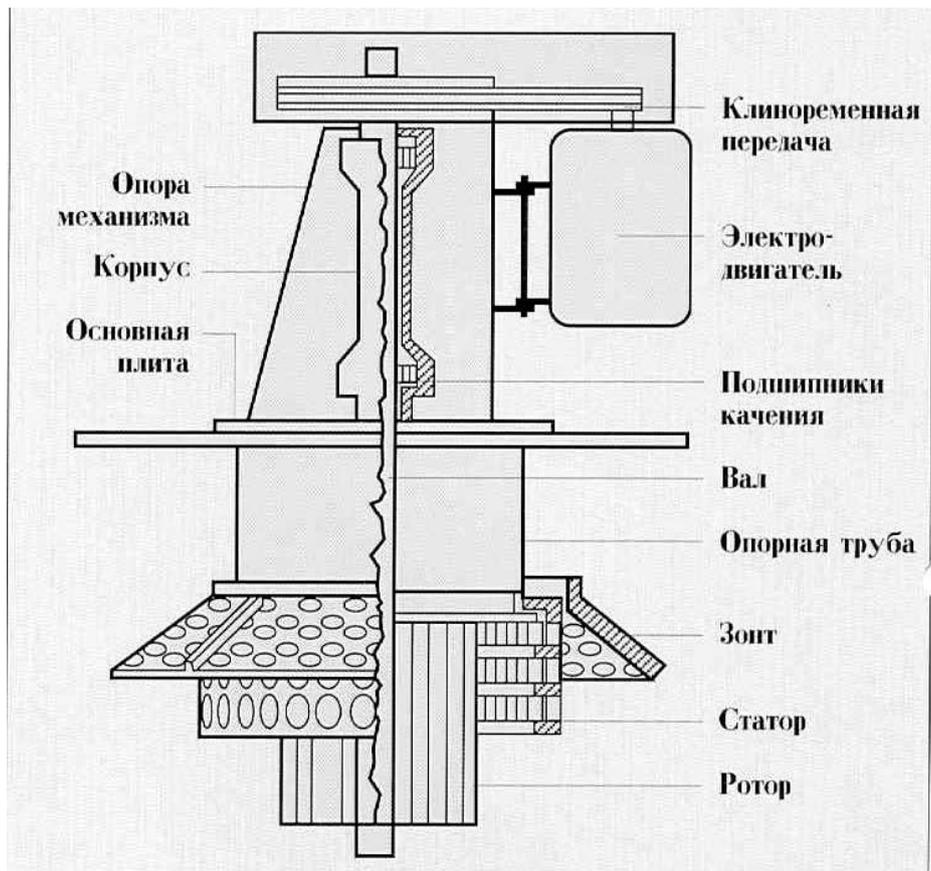
Винтовой сепаратор



Флотационная машина









**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕ-СПЕЦИАЛЬНОГО  
ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ  
КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



## **ТЕСТОВЫЕ ВОПРОСЫ**

**ПО КУРСУ**

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД**

Тестовые вопросы по предмету

вариант № 1

1. *Какое свойство минералов берётся за основу гравитационного метода обогащения?*

- А) прочность;
- В) твёрдость;
- С) плотность;
- Д) насыпная масса;
- Е) теплоёмкость.

2. *Какой из ниже перечисленных методов относится к гравитационному методу обогащения?*

- А) флотация;
- В) обогащения в тяжёлых жидкостях;
- С) магнитная сепарация;
- Д) ручная рудоразборка;
- Е) оптическая сортировка.

3. *Отсадкой называется процесс разделения минеральных частиц по плотности в ?*

- А) тяжёлых суспензиях;
- В) пульсирующем потоке воды;
- С) наклонной плоскости;
- Д) винтовых сепараторах;
- Е) струйных сепараторах.

4. *В гидравлических отсадочных машинах пульсирующий поток воды создаётся с помощью?*

- А) специальных пульсаторов;
- В) насоса;
- С) поршня или диафрагмы;
- Д) пружины;
- Е) подвески.

5. *В пневматических отсадочных машинах пульсирующий поток создаётся с помощью?*
- А) поршня;
  - В) диафрагмы;
  - С) сжатого воздуха;
  - Д) специальных пульсаторов;
  - Е) пружины.
6. *Какой материал используется в качестве искусственной постели?*
- А) крупные куски обогащаемой руды;-
  - В) какой -нибудь тяжёлый минерал;
  - С) металлические шарики;
  - Д) лёгкие минералы;
  - Е) синтетический материал.
7. *Какой материал используется в качестве естественной постели?*
- А) крупные куски обогащаемого материала;
  - В) тяжёлый минерал;
  - С) металлические шарики;
  - Д) лёгкие минералы;
  - Е) хлопчатобумажный материал.
8. *Как ведут себя лёгкие частицы при обогащении в тяжёлых жидкостях?*
- А) тонут;
  - В) находятся во взвешенном состоянии;
  - С) всплывают на поверхность;
  - Д) удаляются из среды.
  - Е) растворяется
9. *Как ведут себя тяжёлые частицы при обогащении в тяжёлых жидкостях ?*
- А) тонут;
  - В) находятся во взвешенном состоянии;
  - С) всплывают на поверхность
  - Д) тонут;

Е) находятся во взвешенном состоянии;

10. *Какие из ниже перечисленных неорганических веществ используются для приготовления тяжёлой жидкости ?*

А) серная кислота;

В) хлористый натрий;

С) хлористый кальций;

Д) сернистый натрий;

Е) азотнокислый натрий.

11. *Какие из ниже перечисленных органических веществ используются для приготовления тяжёлой жидкости ?*

А) пиридин;

В) уксусная кислота;

С) дибромэтан;

Д) четырёх хлористый углерод;

Е) этанол.

12. *Что называется водными суспензиями ?*

А) механическая взвесь воды и тонкоизмельченного тяжёлого минерала;

В) смесь воды и неорганической кислоты;

С) смесь воды и неорганической соли

Д) смесь воды и кислоты

Е) смесь воды с пеной

13. *Какой из ниже перечисленных, минералов применяется в качестве утяжелителя при приготовлении тяжёлой суспензии ?*

А) галенит;

В) сфалерит;

С) прустит;

Д) молибденит;

Е) графит.

14. *Каким методом осуществляется регенерация галенита ?*

А) магнитный;

- В) электрический;
- С) оптическая сепарация;
- Д) гравитация;
- Е) флотация.

15. *Каким методом осуществляется регенерация магнетита ?*

- А) магнитный;
- В) электрический;
- С) флотация;
- Д) отсадка;
- Е) специальный.

16. *С какой целью добавляются « защитные коллоиды » в тяжёлую суспензию ?*

- А) для увеличения вязкости суспензии;
- В) для увеличения плотности суспензии;
- С) для поддерживания тяжёлых частиц во взвешанном состоянии.
- Д) для уменьшения вязкости суспензии;
- Е) для уменьшения плотности суспензии;

17. *Какова крупность утяжелителя в суспензии ?*

- А) 0,01-0,001 мм;
- В) 0,1-0,15 мм;
- С) 0,5-1,0 мм;
- Д) 1,0-5,0 мм;
- Е) 5,0-10,0мм.

18. *Сколько ходов в минуту совершает поршень в поршневых отсадочных машинах ?*

- А) 50-100;
- В) 50-150;
- С) 350-450;
- Д) 100-300;
- Е) 300-400.

19. *Руду какой крупности можно обогащать в тяжёлых суспензиях ?*

- A) 1,5-150 мм;
- B) 3-300 мм;
- C) 0,074-0,1 мм;
- D) 0,5-10 мм;
- E) 2-100 мм.

20. *Чем характеризуется устойчивость суспензии ?*

- A) плотностью суспензии;
- B) химическим составом суспензии;
- C) плотностью утяжелителя;
- D) степенью постоянства утяжелителя;
- E) параметрами сепаратора.

21. *Какие аппараты применяются при обогащении в тяжелых суспензиях ?*

- A) струйные сепараторы;
- B) винтовые сепараторы;
- C) конусные сепараторы;
- D) корытные сепараторы;
- E) скрубберы.

22. *Во избежании выпадания тяжёлых частиц на дно, при обогащении в тяжёлую жидкость добавляют ?*

- A) бентонит;
- B) флюорит;
- C) хлористый кальций;
- D) дихлорэтан;
- E) аэрозоли.

23. *Какие из ниже перечисленных руд обогащаются на концентрационном столе ?*

- A) медные, никелевые;
- B) свинцовые, цинковые;
- C) оловянные, вольфрамовые;
- D) мышьяковистые, титановые;

Е) железные, марганцевые.

24. К какому из ниже перечисленных методов обогащения относится обогащение на концентрационном столе?

- А) обогащение в зависимости от плотности и крупности, в струе воды, текущей по наклонной плоскости;
- В) обогащение в пульсирующем потоке воды;
- С) магнитное обогащение;
- Д) обогащение, основанное на различии в физико-химических свойствах минералов
- Е) обогащения на центробежное поле.

25. Какова максимальная крупность частиц при обогащении на концентрационном столе?

- А) не более 4 мм;
- В) 0,1-0,04 мм;
- С) 0,1-0,074 мм

26. Столы промышленного размера имеют деку ?

- А) 6,0x4,5 м;
- В) 4,5x1,8 м;
- С) 9,0x3,2 м.
- Д) 4,5x5
- Е) 4,5x3,0

27. Под действием каких сил находятся частицы на концентрационном столе?

- А) сил тяжести и инерции;
- В) межмолекулярных сил взаимного притяжения;
- С) сил инерции и смывное действие воды;
- Д) взаимодействие молекулы воды с твёрдыми частицами .
- Е) электрической силы

28. Какова высота нарифлений на плоскости концентрационного стола ?

- А) 6-12 мм;
- В) 2-6мм;

С) 12-15мм;

Д) 1-2мм;

Е) 8-10мм.

29. В каком виде подаётся исходная руда на концентрационный стол ?

А) 50% пульпы;

В) 25% пульпы;

С) дроблённого продукта;

Д) песков.

30. Что называется флотацией?

А) процесс обогащения, основанный на различиях в физико-химических свойствах поверхности минералов;

В) процесс обогащения, основанный на различиях в плотностях минералов;

С) процесс обогащения, основанный на различиях в цвете, форме, блеске минеральных частиц.

Д) процесс обогащения, основанный на различиях в электрических свойствах минеральных частиц

Е) процесс обогащения, основанный на различиях в магнитных свойства минералов;

31. Что называется смачиваемостью?

А) явление взаимодействия поверхности минеральных частиц между собой;

В) явление взаимодействия поверхности твёрдых частиц с молекулами воды;

С) хаотическое движение минеральных частиц в воде

Д) явление взаимодействия с химическими реагентами минеральных частиц между собой;

В) явление взаимодействия поверхности твёрдых частиц с ПАВ

32. Для того чтобы поверхность твёрдых частиц смачивалась водой ?

- А) силы притяжения между молекулами минерала и воды должны превышать силы притяжения между молекулами воды;
- В) силы притяжения между молекулами минерала и воды должны быть меньше чем силы притяжения между молекулами воды;
- С) силы притяжения между молекулами минерала и воды и силы притяжения между молекулами воды должны быть равны.
- Д) должна быть сплошная среда
- Е) создать нейтральную среду
33. *При какой величине краевого угла смачивания поверхность минерала полностью смачивается водой ?*
- А)  $90^\circ$ ;
- В)  $180^\circ$ ;
- С)  $0^\circ$ ;
- Д)  $45^\circ$ ;
- Е)  $135^\circ$ ;
34. *При какой величине краевого угла смачивания поверхность минерала полностью не смачивается водой?*
- А)  $90^\circ$ ;
- В)  $180^\circ$ ;
- С)  $0^\circ$ ;
- Д)  $45^\circ$ ;
- Е)  $135^\circ$ ;
35. *Собиратели применяются для?*
- А) повышения несмачиваемости поверхности минеральных частиц;
- В) понижения флотуемости минеральных частиц;
- С) для создания устойчивой слой пены;

- Д) для создания кислой среды;
- Е) для создания щелочной среды.

*Тестовые вопросы по предмету*

*Вариант № 2*

1. *Как разрабатывается реагентный режим при флотации?*
  - А) реагентный режим одинаков для всех руд;
  - В) индивидуально с учётом особенности обогащаемой руды;
  - С) в зависимости от производительности флотомашин.
  - Д) в зависимости от производительности фабрики.
  - Е) не имеют значения
2. *Как влияет температура на процесс флотации?*
  - А) скорость флотации уменьшается;
  - В) не влияет;
  - С) интенсифицируется процесс флотации.
  - Д) скорость растворимость флотореагентов не изменяется
  - Е) время флотации увеличиваются
1. *Минералы по своим магнитным свойствам делятся?*
  - А) сильномагнитные;
  - В) слабомагнитные;
  - С) ферромагнитные, парамагнитные, диамагнитные;
  - Д) сильномагнитные и слабомагнитные;
  - Е) немагнитные.
4. *На чём основано магнитное обогащение?*
  - А) на разнице электрической проводимости;
  - В) на разнице плотности минералов;
  - С) на разном поведении минеральных зёрен в магнитном поле;
  - Д) на свойстве ЭДС.
5. *Как ведут себя диамагнитные частицы под воздействием магнитного поля?*
  - А) втягиваются в участки с большей напряжённостью;
  - В) выталкиваются в участки с меньшей напряжённостью;

- С) остаются без участия;
- Д) изменяется магнитный момент;
- Е) изменяется направления движения.

6. Как ведут себя парамагнитные частицы под воздействием магнитного поля?

- А) втягиваются в участки с большей напряжённостью;
- В) выталкиваются в участки с меньшей напряжённостью;
- С) остаются без участия;
- Д) изменяется магнитный момент;
- Е) изменяется направления движения

7. По какой формуле определяется удельная магнитная восприимчивость?

А)  $H = \frac{F}{m}$

В)  $M = \frac{H}{J}$

С)  $Z = \frac{J}{H}$

Д)  $M = m \cdot s$

Е)  $H = \frac{Z}{m}$

8. Определить правильную формулу магнитного момента?

А)  $M = m \cdot s$

В)  $M = H/S$ ;

С)  $M = m - s$ ;

Д)  $M = H \cdot m$ ;

Е)  $M = J/H$

9. *Что означает отношение  $J/H$  ?*
- А) интенсивность намагничивания;
  - В) объёмная магнитная восприимчивость;
  - С) удельная магнитная восприимчивость;
  - Д) напряжённость намагничивания;
  - Е) магнитный момент.
10. *По своим магнитным свойствам к каким минералам относятся железо и никель ?*
- А) парамагнитным;
  - В) диамагнитным;
  - С) ферромагнитным;
  - Д) немагнитным;
  - Е) нет правильного ответа.
11. *Какова удельная магнитная восприимчивость сильномагнитных минералов?*
- А)  $3000 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{Г}$ ;
  - В)  $0,06 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{Г}$ ;
  - С)  $4,5 \cdot 10^{-4} \text{ см}^3/\text{Г}$ ;
  - Д)  $>3 \cdot 10^{-3} \text{ см}^3/\text{Г}$ ;
  - Е)  $>15 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{Г}$ .
12. *Какие металлы относятся к диамагнитным?*
- А) Zn, Pb, Au;
  - В) Al, Ag, Si;
  - С) Fe, Ni, Co;
  - Д) Ni, Cr, Mn;
  - Е) Ca, V- Ti.
13. *В каких единицах измеряется напряжённость магнитного поля?*
- А) вольт;
  - В) ампер;
  - С) ом;
  - Д) эрстед;

Е) н/м<sup>2</sup>.

14. *Магнитные поля называется однородным, если у них напряженность поля?*

А) одинаково, но разнонаправлена;

В) одинаково и равнонаправлена;

С) различна;

Д) одинакова и перпендикулярна;

Е) различна и разнонаправлена.

15. *В чём заключается действие активаторов?*

А) в удалении депрессора с поверхности минеральных частиц;

В) адсорбции на поверхности минеральных частиц;

С) в образовании труднорастворимых соединений на поверхности минерала;

Д) в образовании легкорастворимых соединений на поверхности минерала;

Е) правильного ответа нет.

16. *Какой реагент применяется для активации сфалерита?*

А) серная кислота;

В) кислород воздуха;

С) сернистый натрий;

Д) медный купорос;

Е) хлористый натрий.

17. *Какой реагент применяется для активации окисленных минералов цветных металлов для сульфидизации?*

А) серная кислота;

В) хлористое железо;

С) сернистый натрий;

Д) кислород воздуха;

Е) хлористый кальций.

18. *Для активации каких минералов применяется серная кислота?*

А) галенита, сфалерита;

В) пирита и пирротина;

- С) окисленных минералов;
- Д) сульфидных минералов;
- Е) силикатных минералов.

19. *Для какой цели применяются регуляторы среды?*

- А) для изменения щёлочности среды, в которой происходит флотация минералов;
- В) для регулирования качества получаемых концентратов ;
- С) для создания благоприятных условий при проведении флотации.
- Д) для регулирования качества получаемых хвостов
- Е) для увеличения эффективности флотации

20. *Что называется водородным показателем?*

- А) логарифм концентрации водородных ионов;
- В) логарифм концентрации гидроксильных ионов;
- С) отрицательный логарифм концентрации водородных ионов.

21. *Чему равно значение рН в кислых средах?*

- А) больше 7;
- В) меньше 7;
- С) равно 7;
- Д) 0.

22. *Чему равно значение рН в щелочных средах?*

- А) больше 7;
- В) меньше 7;
- С) равно 7;
- Д) 0.

23. *Добавлением каких веществ создаётся кислая среда ?*

- А) хлористый кальций;
- В) известь;
- С) сода;
- Д) серная кислота;
- Е) сернистый натрий.

24. *Добавлением каких веществ создаётся щелочная среда?*
- А) хлористый кальций;
  - В) известь;
  - С) серная кислота;
  - Д) сернистый натрий;
  - Е) уксусная кислота.
25. *Какой из ниже перечисленных способов флотации получил наибольшее применение?*
- А) масляная;
  - В) плёночная;
  - С) пенная;
  - Д) пенная сепарация;
  - Е) флотогравитация.
26. *В качестве активаторов применяется?*
- А) ксантогенаты, щелочи, дитиофосфаты;
  - В) меркаптобензтиазол, аполярные углеводные масла;
  - С) медный купорос, серная кислота, кислород воздуха;
  - Д) дитиофосфат, соляная кислота, известь;
  - Е) углеводородные масла, тяжёлый пиридин, щелочь.
27. *В качестве депрессоров применяется?*
- А) серная кислота, растворимые сульфиды, углеводородные масла;
  - В) медный купорос, олеиновая кислота, ксантогенанты;
  - С) щелочи, цинковый купорос, сернистый натрий;
  - Д) дитиофосфаты, крезоловый аэрофлот;
  - Е) сосновое масло, крезоловая кислота.
28. *Что называется основной флотацией ?*
- А) первая операция флотационного обогащения;
  - В) получение коллективного концентрата;
  - С) выделение ценных компонентов в пенный продукт;
  - Д) флотация пустой породы;

- Е) повторная флотация хвостов.
29. *Что называется контрольной флотацией?*
- А) получение концентрата и хвостов;
  - В) флотация хвостов;
  - С) флотация концентрата;
  - Д) выделение ценных компонентов из руды;
  - Е) очистка полученных продуктов.
30. *Что называется перечистной флотацией?*
- А) получение отвальных хвостов;
  - В) флотация хвостов;
  - С) флотация концентрата;
  - Д) выделение ценных компонентов;
  - Е) повышение содержания ценных компонентов.
31. *Цель проведения контрольной флотации?*
- А) выделение конечных продуктов;
  - В) увеличение содержания ценных компонентов;
  - С) получение кондиционного продукта;
  - Д) получение отвальных хвостов;
  - Е) доизвлечение ценных компонентов.
32. *Цель проведения перечистной флотации?*
- А) получение отвальных хвостов;
  - В) повышение качества концентрата;
  - С) выделение конечных продуктов;
  - Д) доизвлечение ценных компонентов;
  - Е) повышение содержания ценных компонентов.
33. *В какой последовательности добавляются флотационные реагенты?*
- А) а) собиратели, в) депрессоры, с) активаторы, д) пенообразователи, е) регуляторы среды;
  - В) а) регуляторы среды, в) пенообразователи, с) собиратели, д) активаторы, е) депрессоры;

С) а) регуляторы среды, в) депрессоры, с) активаторы, д) собиратели, е) пенообразователи;

Д) а) депрессоры, в) собиратели, с) пенообразователи, д) регуляторы среды, е) активаторы;

Е) а) активаторы, в) регуляторы среды, с) собиратели, д) пенообразователи, е) депрессоры.

34. *До какой крупности измельчается руда для флотационного обогащения?*

А) < 0,01 мм;

В) 0,1-0,01 мм;

С) -0,074 мм;

Д) 0,1-0,5 мм;

Е) 0,5-1,0 мм.

35. *В каких случаях применяется дробная загрузка реагентов?*

А) когда реагент быстро исчезает из пульпы в результате химических взаимодействий;

В) когда природная гидрофобность минералов недостаточна;

С) повышение извлечения ценных компонентов

Д) для увеличения выхода продуктов

Е) когда флотационная способность минералов низкая