

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

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



## **УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС**

**ПО КУРСУ:**

### **ПОДГОТОВКА РУД К ПЕРЕРАБОТКЕ**

<b>Отрасль знания</b>	– 300 000 <i>Производственно-техническая сфера</i>
<b>Отрасль образования</b>	– 310 000 <i>Инженерное дело</i>
<b>Направление образования</b>	– 5314400 <i>Обогащение полезных ископаемых</i>

**Навои – 2020 г.**

Учебно-методический комплекс составлен в Навоийском государственном горном институте в соответствии с типовой учебной программой предмета — Подготовка руд к переработке для студентов обучающихся по направлению бакалавриата “Обогащение полезных ископаемых”.

**Составители:**

Донияров Н.А. – декан Химико-металлургического факультета, д.т.н., доцент.

Хужамов У.У. – ассистент кафедры “Металлургия”

## СОДЕРЖАНИЕ

Курс лекции .....	4
Методические указания для выполнения практических занятий .....	219
Методические указания для выполнения лабораторных занятий .....	300
Темы самостоятельных работ .....	343
Глоссарий .....	345
Раздаточные материалы .....	352
Тестовые материалы .....	361
Список литературы .....	375

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

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



## **КУРС ЛЕКЦИЙ**

**ПО КУРСУ:**

**ПОДГОТОВКА РУД К ПЕРЕРАБОТКЕ**

**Навои – 2020 г.**

# ЛЕКЦИЯ №1

## ВЕДЕНИЕ. ЗНАЧЕНИЕ И РОЛЬ ОБОГАЩЕНИЯ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ РАЗЛИЧНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.

### 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.

*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).*

**1.** «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.

**2. 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 апатитонефелиновой 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). Сростки отсутствуют, что облегчает и удешевляет процесс обогащения россыпей [1].

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  $\text{LiAlSi}_2\text{O}_6$  и берилл  $\text{Be}_3\text{Al}_6\text{O}_{18}$ , являющиеся основными минералами в производстве<sup>1</sup> лития и бериллия, а также шпаты, - альбит  $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$  и микроклин  $\text{KAlSi}_3\text{O}_8$ , - основные минералы вмещающей породы (в среднем 60 %).

К карбонатам относятся минералы, содержащие углекислоту: кальцит  $\text{CaCO}_3$  (минерал вмещающей породы), церуссит  $\text{PbCO}_3$ .

**3.** 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.

4. 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.

**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?

## ЛЕКЦИЯ №2.

### КЛАССИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ.

#### План:

1. Общие сведения по классификации процессов обогащения.
2. Краткая характеристика подготовительных и основных процессов обогащения.
3. Краткая характеристика специальных методов обогащения.

*Ключевые слова:* основные процессы, специальные, грохочение; дробление; измельчение; классификация, гравитационные процессы обогащения; флотационные методы; магнитные методы обогащения; электрическое обогащение, ручная и механизированная рудоразработка, пробовыработка, декрипитация, радиометрические методы обогащения.

**1.** Обогащительная фабрика является промежуточным звеном между рудником (шахтой) и металлургическим заводом. Руда различной крупности, поступающая с рудника, при переработке на обогащительной фабрике проходит различные процессы, которые по своему назначению можно разделить на подготовительные, собственно обогащительные и вспомогательные.

Обогащение полезных ископаемых является весьма важным аспектом в добыче и переработки руд. Оно подразделяется на множество методов обогащения, что подразумевает под собой наиболее качественный и полный процесс обогащения.

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 обогащительным 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.

Совокупность и последовательность операций, которым подвергается руда при переработке, составляют схемы обогащения, которые принято изображать графически. В зависимости от назначения схемы могут быть качественными, количественными, шламовыми. Кроме указанных схем обычно составляют схемы цепи аппаратов.

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*

**2 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.

**3. 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.

#### **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.

## ЛЕКЦИЯ №3

### ПРОЦЕССЫ ПОДГОТОВКИ РУД К ПЕРЕРАБОТКЕ.

#### План:

1. Процессы подготовки руд к переработке
2. Компоновки аппаратов и механизмов рудоподготовки
3. Основные типы технологических схем.
4. Технологические показатели обогащения.

***Ключевые слова:** грохочение, разделение на классы, применение, гранулометрический состав, подготовительное грохочение, самостоятельное, проверочное, обезвоживающее, грохот, колосниковые решетки, отверстия, надрешетный и подрешетные продукты, колосниковые грохоты, прямоугольные, инерционные, неподвижные, подвижные грохоты.*

1. Обогащительная фабрика является промежуточным звеном между рудником (шахтой) и металлургическим заводом. Руда различной крупности, поступающая с рудника, при переработке на обогащительной фабрике проходит различные процессы, которые по своему назначению можно разделить на подготовительные, собственно обогащительные и вспомогательные.

Обогащение полезных ископаемых является весьма важным аспектом в добыче и переработки руд. Оно подразделяется на множество методов обогащения, что подразумевает под собой наиболее качественный и полный процесс обогащения.

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.

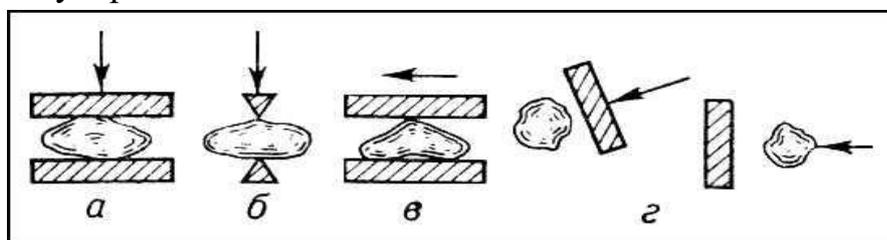
**Задача подготовительных процессов** – доведение минерального сырья до крупности, необходимой для последующего обогащения, а в некоторых случаях получения конечных продуктов заданного гранулометрического состава, непосредственно в качестве товарных.

**Цель подготовительных процессов** – раскрытие минералов в результате разрушения сростков полезных минералов с пустой породой или сростков одних ценных минералов с другими ценными минералами и образование механической смеси частиц и кусков различного минерального состава.

Подготовительные процессы занимают большую долю затрат в структуре затрат на обогащение, дробление – 19,6 %; измельчение – 28,4 %. В целом – до 50% затрат фабрики. Затрата металла: от 1 до 15 кг на тонну руды. При строительстве обогатительной фабрики 50% затрат идёт на отделение дробления. Отсюда золотое правило: «не дробить ничего лишнего».

**Дробление** – процесс предварительного уменьшения крупности руды путём её разрушения под действием внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления, которые связывают между собой частицы твёрдого тела.

Уменьшение крупности тела осуществляется посредством следующих воздействий: раздавливание (а), раскалывание (б), истирание (в) и удар (г). Прочные и абразивные материалы дробят преимущественно раздавливанием, прочные и вязкие - раздавливанием с истиранием, мягкие и хрупкие - раскалыванием и ударом.



Раздавливание – разрушение куска путём сжатия его между двумя дробящими поверхностями.

Истирание – одновременное сжатие и перемещение двух дробящих поверхностей.

Раскалывание – усилие сжатия дробящей поверхности, сосредоточенное на очень маленькой площади.

Удар – внезапное приложение к телу внешних сил.

Излом - усилие сжатия дробящей поверхности, сосредоточенное на очень маленькой площади, приложенное в нескольких точках.

Сдвиг – смещение частиц твёрдого тела относительно друг друга.

1500 мм → дробление → 5-25 мм → измельчение → до 0,044 мм

Подготовка руды к обогащению и обогащение резко можно завершить в одну стадию, ограничения накладываются, главным образом, оборудованием.

В подготовительных процессах различают стадии подготовки в зависимости от числа последовательных операций: одно-, двух-, трёх-, четырёхстадиальные схемы дробления. Аналогичная терминология применяется и для процессов измельчения.

За одну стадию дробления крупность можно уменьшить в 3-8 раз.

Крупное дробление: 500 ÷ 1500 мм

Среднее дробление: 350 ÷ 100 → 150 ÷ 40 мм.

Мелкое дробление: 150 ÷ 40 → 25 ÷ 5 мм.

Число стадий дробления определяется начальной и конечной крупностью дробимого материала.

При горных работах крупность кусков горной массы лежит в широких пределах и зависит от физических свойств руды и способа её добычи (открытый способ – до 1500 мм, шахтный – до 500 – 600 мм). Размеры зёрен полезного минерала не превышают 0,1 – 0,2 мм (тонкие минеральные выделения), а в большинстве случаев составляют сотни и тысячи долей мм. Поэтому горные массы необходимо подвергать подготовительным процессам.

Размер максимального куска исходной руды устанавливается проектом горной части. Крупность максимального куска руды, поступающей на измельчение, определяется возможностями применяемых в последней стадии дробления конусных дробилок мелкого дробления.

**Степень дробления** – количественная характеристика процессов уменьшения крупности, которая представляет собой отношение максимальной крупности куска до дробления к максимальной крупности куска после дробления.

$$S = \frac{D_{\max}}{d_{\max}}$$

Общая степень дробления равна произведению степеней дробления в отдельных стадиях. Дробилки позволяют получить за 1 приём следующие степени:

- крупное дробление – до 5;
- среднее дробление:
  - без предварительного грохочения – до 6;
  - с предварительным грохочением – до 8;
- мелкое дробление в замкнутом цикле – до 8.

$$S_{\text{об}}=S_{\text{I}}S_{\text{II}}S_{\text{III}}, \text{ оптимально: } S_{\text{об}}=60\div 150.$$

**Грохочение** – процесс разделения смеси зёрен минералов и пустой породы на классы крупности, путём их отсева на просеивающих поверхностях или ситах. Операции предварительного грохочения применяются для сокращения количества материала, поступающего в дробление (за счёт отсева мелочи), и увеличения подвижности материала в рабочей зоне дробилки, что обеспечивает уменьшение забивания рудной мелочью.

Введение в схему дробления операций предварительного грохочения приводит к увеличению капитальных затрат и усложняет цех дробления. Поэтому предварительное грохочение следует применять при достаточно высоком (20-30 %) содержании отсеиваемого класса в исходном материале, а также при высокой влажности этого класса (чтобы не уменьшить производительность дробилки).

В первой стадии при больших размерах выпускной щели (>100 мм) мелкая руда свободно проходит через дробилку, и предварительное грохочение имеет значение только для повышения пропускной способности всего узла грохот–дробилка. Поэтому, если дробилка, выбранная по размеру поступающего куска, обеспечивает заданную производительность 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 одной дробилки с предварительным грохочением, поскольку установка второй дробилки почти удваивает капитальные затраты на строительство отделения крупного дробления.

***Измельчение*** – это процесс раскрытия минералов (руда превращается в механическую смесь зёрен ценных минералов и пустой породы) и доведение их до оптимальной крупности для последующих процессов обогащения.

Измельчение - самый энергоёмкий процесс. Производительность обогатительной фабрики рассчитывается по производительности цеха измельчения. Формально, измельчением считается процесс, в котором происходит уменьшение крупности от 5 мм и менее. Номинальная крупность измельченного продукта измеряется десятками или сотнями миллиметров. Так как при измельчении вновь образованная поверхность очень большая, то измельчение очень хорошо описывается законом Риттингера и иногда законом Бонда. Аппараты измельчения называются мельницами. Основные виды воздействия на измельчаемый материал - удар, раздавливание и небольшое истирание.

В реальных условиях процесс измельчения может осуществляться:

- 1) в открытом цикле;
- 2) в замкнутом цикле;
- 3) в полузамкнутом цикле.

Почти во всех случаях применяется замкнутый цикл с классифицирующими аппаратами. Процессы измельчения чаще всего мокрые (измельчение в водной среде). Разгрузка мельниц – пульпа (60-80 % твёрдого).

***Классификация*** – процесс разделения смеси минеральных зёрен 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.

**2. Гидроциклон** - аппарат для разделения в водной среде зёрен минералов, отличающихся значением массы. Различают гидравлические классификаторы,

сепараторы и сгустители. Классификаторы применяются для разделения зёрен по крупности, сгустители - для отделения части воды от зёрен и сепараторы - для обогащения полезных ископаемых в минеральных суспензиях.

Гидроциклоны представляет собой конус с короткой цилиндрической частью, имеющей питающий патрубок, по которому подаётся пульпа, и сливное отверстие. У конической части предусмотрена насадка, через которую разгружается нижний продукт разделения. Питающий патрубок расположен таким образом, что пульпа вводится в гидроциклон по касательной и вращается в нём с образованием внешних и внутренних потоков. Тяжёлые частицы подвергаются воздействию центробежной силы и отбрасываются к периферии. Чем больше масса зерна, тем дальше оно будет отброшено. Зёрна, имеющие большую массу, чем граничные зёрна, по которым производится разделение, остаются во внешнем потоке и, перемещаясь к вершине конуса, разгружаются через насадку. Зёрна с меньшей массой попадают во внутренний поток и выносятся через сливное отверстие.

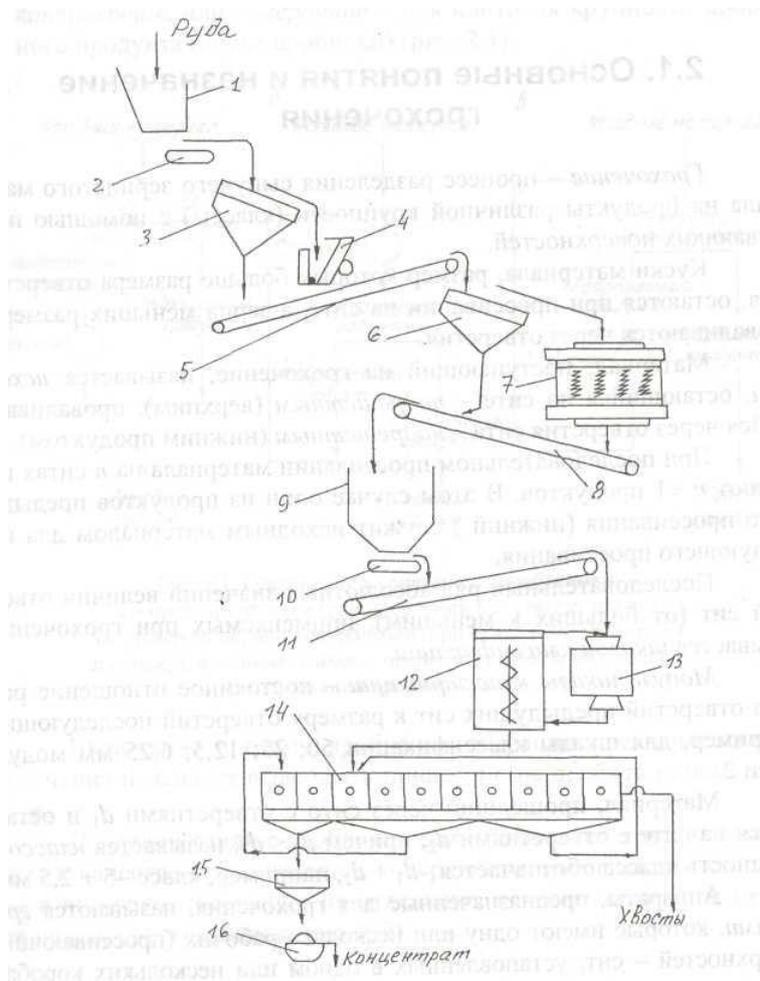
Гидроциклон обязательно футеруется резиной, каменным литьем, полиуританом.

**Компоновка аппаратов** – графическое изображение пути движения полезного ископаемого через подготовительных и обогатительных аппаратов. 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.

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

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.



**Рис. 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**

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.

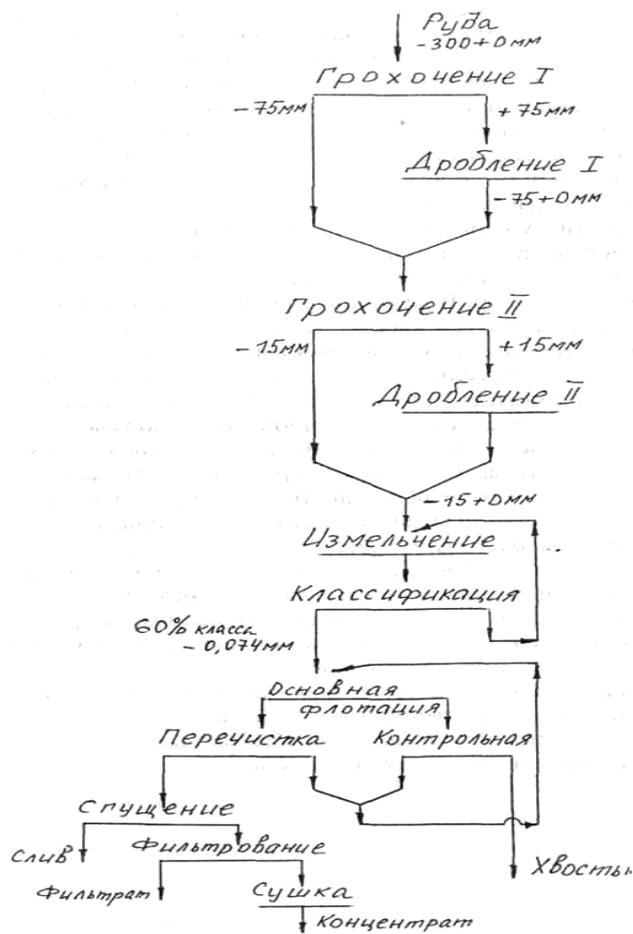
Если в схеме имеются данные о количестве воды в отдельных операциях и продуктах обогащения, о количестве добавляемой воды в процесс, то схема называется шламовой. Распределение твердого и воды по операциям и продуктам указывается в виде отношения твердого к жидкому  $T : Ж$ , например,  $T : Ж = 1 : 3$ , или в процентах твердого, например 70% твердого. Соотношение  $T : Ж$  численно равно количеству воды ( $m^3$ ), 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.

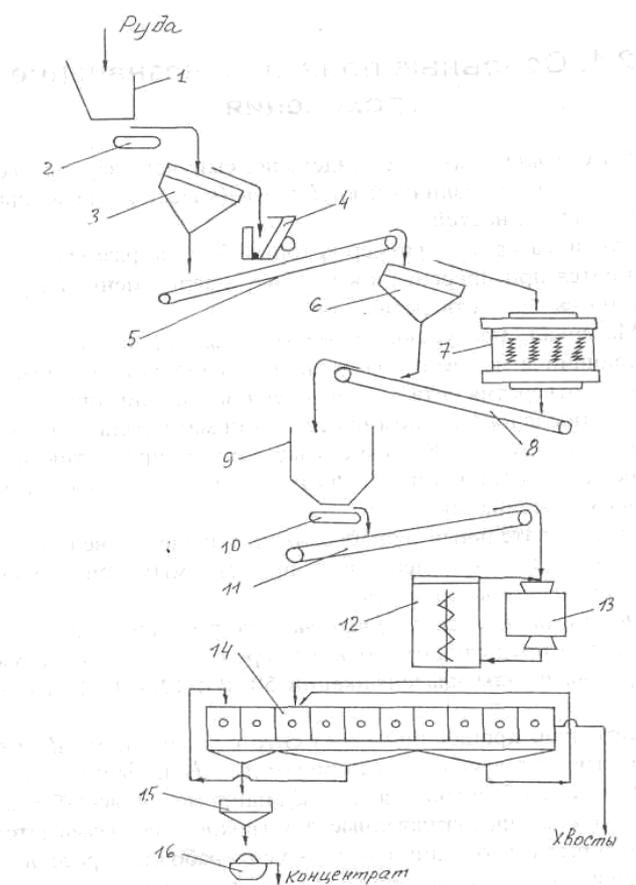
**Схема цепи аппаратов** – графическое изображение пути движения полезного ископаемого и продуктов обогащения через аппараты. На таких схемах аппараты, машины и транспортные средства изображаются условно и указывается их число, тип и размер. Движение продуктов от агрегата к агрегату обозначается стрелками (см. рис.2):

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.



**Рис. 3. Качественная схема обогащения**



**Рис. 4. 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**

2. 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, а  $\varepsilon$  — 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.

*Контрольные вопросы:*

- 1. Какие аппараты используются при рудоподготовке?*
- 2. Что такое дробления, грохочения и измельчения?  
Охарактеризуйте по отдельности.*
- 3. Что называют задачей подготовительных процессов?*

## ЛЕКЦИЯ №4. ПРОЦЕССЫ ГРОХОЧЕНИЯ. АППАРАТЫ ПРИМЕНЯЕМЫЕ В ПРОЦЕССЕ ГРОХОЧЕНИЯ.

### План:

1. Назначение операций грохочения.
2. Гранулометрический состав.
3. Неподвижные грохоты
4. Подвижные грохоты

**Ключевые слова:** грохочение, разделение на классы, применение, гранулометрический состав, подготовительное грохочение, самостоятельное, проверочное, обезвоживающее, грохот, колосниковые решетки, отверстия, надрешетный и подрешетные продукты, колосниковые грохоты, прямоугольные, инерционные, неподвижные, подвижные грохоты.

**1.** Процесс разделения исходного материала на два или несколько классов крупности носит общее название – классификация по крупности. Такое разделение может осуществляться двумя основными способами: Грохочением и классификацией в водной или воздушной среде.

**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 и др.).

В результате грохочения исходный материал разделяется на **надрешетный** (верхний) продукт, зерна (куски) которого больше размера отверстий поверхности, и **подрешетный** (нижний) продукт, зерна (куски) которого меньше размеров отверстия просеивающей поверхности. Надрешетный продукт называют классом +d (крупнее d), а подрешетный продукт –d (мельче d), где d – размер отверстий сита.

Грохочение производится на грохотах. Грохот имеет одну или несколько просеивающих поверхностей, установленных в одном или нескольких коробах.

Операции грохочения широко применяют на обогатительных, дробильно-ситовых фабриках при сортировке. В технологических схемах обогащения или при подготовке полезных ископаемых к переработке различают следующие виды операций грохочения:

**Подготовительное грохочение** применяется для разделения материала на несколько классов, предназначенных для последующей отдельной обработки;

**Вспомогательное грохочение** применяется при дроблении для выделения готового класса из продукта перед его дроблением (предварительное грохочение), для контроля крупности дробленого продукта.;

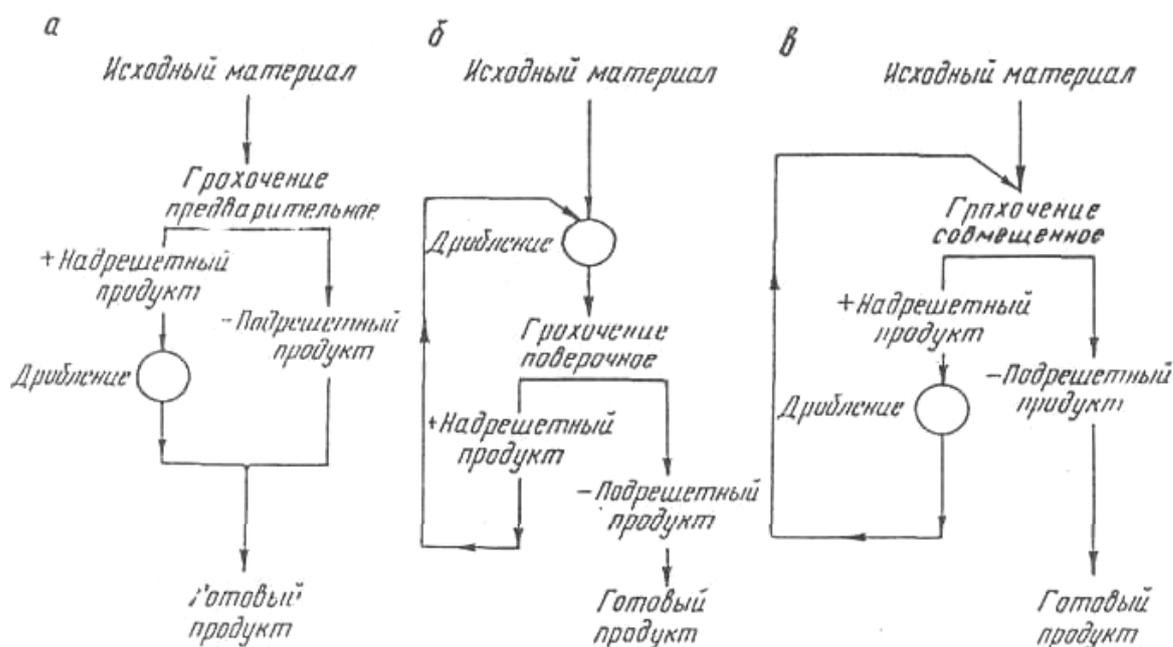
**Самостоятельное грохочение** применяется для разделения на классы, представляющие собой готовые продукты (такому разделению – сортировке подвергают железные руды, строительные материалы, угли и т.д.);

**Избирательное грохочение** применяют для обогащения полезных ископаемых, при различии в твердости, крепости или форме кусков ценного компонента и пустой породы, в результате чего получают продукты, различающиеся не только по крупности, но и по содержанию в них ценного компонента;

**Обезвоживающее грохочение** применяют для удаления основной массы воды или пульпы от зернистых материалов и отделения суспензии от продуктов сепарации в тяжелой среде.

По технологическому назначению различают два основных вида грохочения:

- *предварительное* - для выделения готового по крупности продукта (перед дробилкой);
- *контрольное, или поверочное* - для контроля крупности дробленого продукта (после дробилки) (рис. 3).

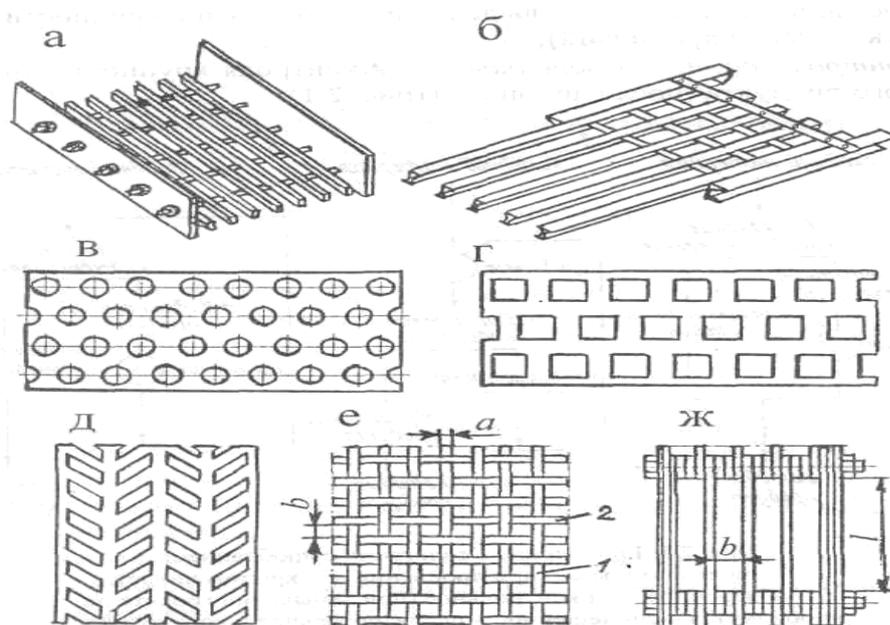


**Рис. 3. Грохочение в сочетании с дроблением:**

а - предварительное (при дроблении в открытом цикле); б - поверочное, или контрольное (при замыкании грохота на дробилку); в - совмещенное - предварительное и контрольное (при замыкании дробилки на грохот)

Включение в схему дробления операции предварительного грохочения позволяет выдержать принцип «не дробить ничего лишнего».

В первой стадии дробления для грохочения крупного материала в качестве просеивающей поверхности применяются *колосниковые решетки*, состоящие из отдельных колосников в виде стальных полос, брусьев, балок (рис. 4).



**Рис. 4 Просеивающие поверхности:**

*а, б - колосниковые решетки; в - д - листовые сита соответственно с круглыми, квадратными и фигурными отверстиями; е, ж - проволочные сетки с квадратными и прямоугольными отверстиями; 1 - основа; 2 – уток*

В грохотах для среднего грохочения в качестве просеивающих поверхностей применяют *листовые решета*, представляющие собой металлические перфорированные листы. Отверстия штампуют или просверливают. Обычно в них применяют круглые отверстия, реже - квадратные или прямоугольные. Время службы металлических решет около 700 ч при непрерывном режиме. При наплавлении твердого сплава на рабочую поверхность решета время работы увеличивается.

*Решета из резины*, изготавливаемые в виде отдельных секций, штампуемых в пресс-формах, долговечны, меньше забиваются, снижают шум. Резиновые решета применяются для грохочения руды крупностью до 100 мм.

При мелком грохочении используют *шпальтовые решета* - просеивающие поверхности, набираемые из отдельных элементов, между которыми остаются продолговатые (щелевидные) отверстия. Недостатком

шпальтовых сит является их большая масса и сравнительно низкая износостойкость.

Колосниковые и шпальтовые решетки с малыми отверстиями, так же как и проволочные сетки забиваются мелким и глинистым материалом. Этот недостаток устраняется при использовании *струнных сит*, в которых просеивающую поверхность образуют отрезки стальной проволоки, расположенные по всей длине грохота.

**2.** Обрабатываемое на обогатительных фабриках минеральное сырье (руда, горная масса) и получаемые из него продукты обогащения представляют собой смесь зерен неправильной формы различного размера. Распределение зерен по классам крупности характеризует *гранулометрический состав* исходного сырья обогащения.

Руда и получаемые из нее продукты представляют собой сыпучие материалы, состоящие из кусков (зерен) разной крупности. Распределение кусков (зерен) по классам крупности характеризует гранулометрический состав исходного сырья и продуктов обогащения. Гранулометрический состав материала определяют с помощью анализов:

- ситового - рассев на ситах на классы крупности для материала - 50 + 0,04мм;
- седиментационного - разделение материала на фракции по скоростям падения частиц в жидкой среде для частиц крупностью - 50 ч- 5 мкм;
- микроскопического - измерение частиц под микроскопом для материала мельче 5 мкм.

При крупном и среднем грохочении модуль шкалы классификации чаще всего принимается равным 2; для мелких сит - равным  $\sqrt{2} = 1,41$ .

Для определения гранулометрического состава используют следующие способы:

**Ситовый анализ** – рассев на наборе сит на классы различной крупности. Ситовый анализ крупных материалов – продуктов дробления – производится вручную на наборе сит или с помощью автоматического вибрационного гранулометра, ситовый анализ мелких вариантов – продуктов измельчения – производится на механическом анализаторе (встряхивателе);

**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);

**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).

Гранулометрический состав материала позволяет на обогатительных и сортировочных фабриках определять выходы различных классов, производительность дробильных и измельчительных аппаратов, осуществлять контроль процессов грохочения, дробления, измельчения и т.д.

### ***Ситовый анализ***

Рассев сыпучего материала с целью определения его гранулометрического состава называется ситовым анализом, который может проводиться сухим или мокрым способом. Если не требуется особой точности и материал не слипается, применяют сухой способ отсева. Сита устанавливают сверху вниз от крупных размеров отверстий к мелким. Пробу засыпают на верхнее сито и весь набор сит встряхивают на механическом встряхивателе в течение 10...30 мин. Остаток на каждом сите взвешивают. Сумма масс всех полученных классов не должна расходиться более чем на 1 % с массой исходной пробы. Если это условие выдерживается, то сумму масс всех классов принимают за 100 %. Выход классов получают делением массы каждого класса на общую их массу.

При наличии в пробе значительного количества мелкого материала и необходимости повышенной точности анализа пробу отсеивают мокрым способом. Её засыпают на сито с отверстиями наименьшего размера, например, 0,074 мм, и отмывают мельчайшие частицы (шламы) слабой струей воды. Промывку ведут до тех пор, пока промывочная вода не станет прозрачной. Остаток на сите высушивают, взвешивают и по разности масс определяют массу отмытых шламов. Высушенный остаток отсеивают сухим способом на ситах, включая и самое мелкое, на котором отмывались шламы. Подрешетный продукт этого последнего сита прибавляют к полученной ранее массе отмытых шламов.

Результаты ситового анализа записывают в таблицу.

Вычисляют суммарные выходы, представляющие собой сумму выходов всех классов крупнее (суммарный выход по плюсу) и мельче (суммарный выход по минусу) отверстий данного сита. Суммарный выход по плюсу показывает, какой процент от всей пробы остался бы на сите, если бы оно было верхним (первым) в наборе сит, взятом для ситового анализа. Суммарный выход по минусу показывает, какой процент материала прошел бы через данное сито, если бы оно было последним в наборе.

5. Все грохоты можно подразделить на две основные группы: с неподвижной просеивающей поверхностью (колосниковые, прямоугольные, конические, цилиндрические, дуговые) и подвижной – механические (барабанные, валковые, плоскокачающиеся и вибрационные,

подразделяющиеся на инерционные, самобалансные, резонансные, электровибрационные).

В практике грохочения полезных ископаемых в настоящее время применяют в основном грохоты следующих конструкций: неподвижные – колосниковые, прямоугольные, конические, и дуговые; подвижные – механические.

**Неподвижные грохоты.** Неподвижные колосниковые грохоты представляют собой наклонные решета, собранные из колосников, образующих между собой продольные щели. Размер щели между колосниками составляет не менее 50мм, угол наклона при грохочении руд  $40 - 50^{\circ}$ ; углей –  $30 - 35^{\circ}$ . При грохочении влажного материала угол наклона увеличивают на  $5 - 10^{\circ}$ . Решета по бокам обычно не имеют борта. Исходный материал загружается на верхнюю часть решетки и движется по ней самотеком под действием силы тяжести. Во время движения более мелкий материал проваливается через щели между колосниками, а надрешетный продукт разгружается в конце решета.

Эффективность грохочения неподвижных колосниковых грохотов низкая и обычно изменяется в пределах  $50 - 60\%$ . Применяют их чаще для крупного и реже - для среднего грохочения, когда допустима пониженная эффективность грохочения.

**Прямоугольные грохоты** в последние годы нашли широкое применение на отечественных и зарубежных углеобогатительных фабриках. Их применяют для предварительного отсева мелких классов ( $0 - 6$  или  $0 - 13$  мм) угля при пониженных требованиях к засорению надрешетного продукта подрешетным. Эти грохоты применяют как для сухого (типа ГЛС), так и для мокрого (типа «Луганец» ГГЛ) грохочения углей. Грохот представляет собой неподвижный наклонный ( $40 - 50^{\circ}$  к горизонту) короб, на дне которого расположена просеивающая поверхность (колосниковое сито). Грохоты снабжают очистительными устройствами. При мокром грохочении вода, даваемая из сопел, интенсивно отмывает подрешетный продукт и удаляется вместе с ним.

**Дуговой грохот** (сито) представляет собой (рис.5) полукруглую колосниковообразную щелевидную (шпальтовую) решетку с поперечно расположенными по отношению к потоку колосниками. Исходное питание поступает в приемную коробку, откуда через кромку стенки кармана попадает на колосниковую решетку. Подрешетный продукт с водой проходит через отверстия сита и удаляется через разгрузочный патрубок, а надрешетный сходит в конце сита. Колосниковая решетка в нижней части крепится к раме с помощью деревянных клиньев, уголок и упора ля решетки. Колосниковая решетка собирается из колосников трапецеидального сечения, изготовленных

из износоустойчивой нержавеющей стали. Размер отверстий сит  $S$  равен 0,3 – 3 мм.

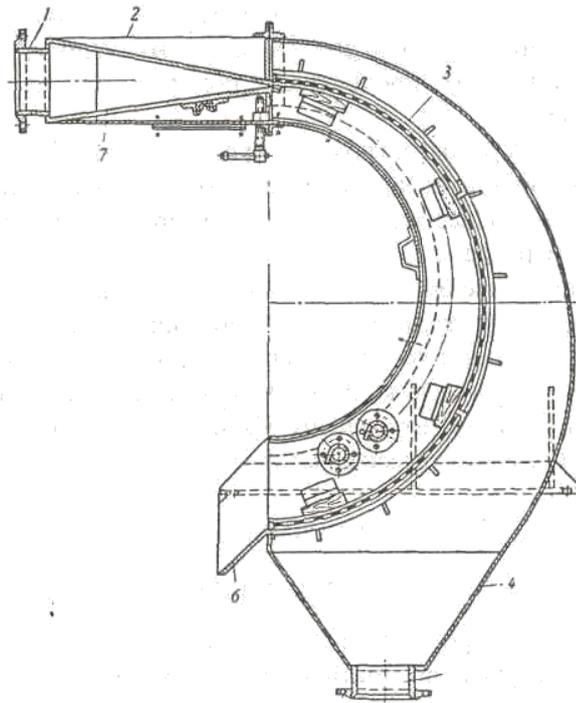
Дуговой грохот применяют для мокрого грохочения мелкого и тонкого материала (от 12 до 0,071 мм).

Основные преимущества дуговых грохотов - большая удельная производительность, отсутствие движущихся частей и привода, компактность. Дуговые грохоты применяются для мокрого грохочения мелкого и тонкого, легко шламующегося материала, содержащего касситерит, вольфрамит, галенит. Их можно устанавливать на разгрузке мельниц вместо классификаторов.

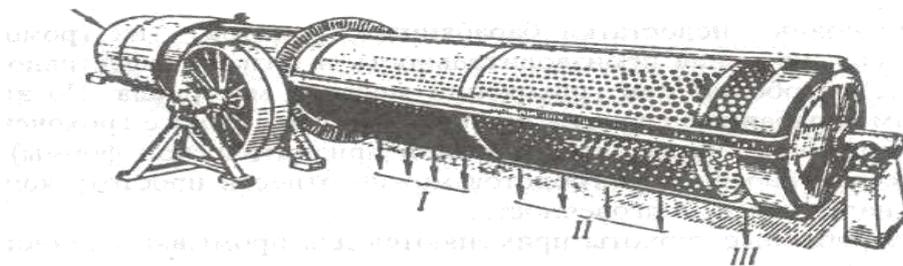
**Конические циклонные грохоты** (рис. 5) сходны по принципу действия с дуговыми грохотами и состоят из усеченного конуса в верхней части и пирамиды в нижней части, соединенных кольцом и расположенных в корпусе. Стенки этих частей выполнены из стержней или колосниковой решетки. Исходная пульпа под давлением тангенциально подается на просеивающую поверхность через загрузочное отверстие  $b$  в верхней части грохота. Шибберная заслонка регулирует ширину выпускной щели загрузочного отверстия. Пульпа, поступающая в грохот, за счет тангенциального подвода получает вращательное движение и по спирали спускается вниз. В период ее движения вода с мелкими частицами проходит через отверстия решета и собирается во внешнем кожухе грохота, а надрешетный продукт опускается к опрокинутой вершине пирамиды.

**Подвижные (механические) грохоты. Барабанные грохоты** (рис.6) в зависимости от формы барабана бывают цилиндрическими и коническими. Просеивающей поверхностью в них являются боковые перфорированные или сетчатые стенки барабана, наклонные к горизонту под углом от  $1^\circ$  до  $14^\circ$  (чаще  $4^\circ - 7^\circ$ ). Барабан от привода вращается на опорных роликах. Исходный материал загружается внутрь барабана на верхнем его конце и за счет вращения и наклона барабана перемещается в продольном направлении. Во время движения мелкий материал просеивается через отверстия сита, а крупный (надрешетный) продукт удаляется из барабана в нижнем его конце.

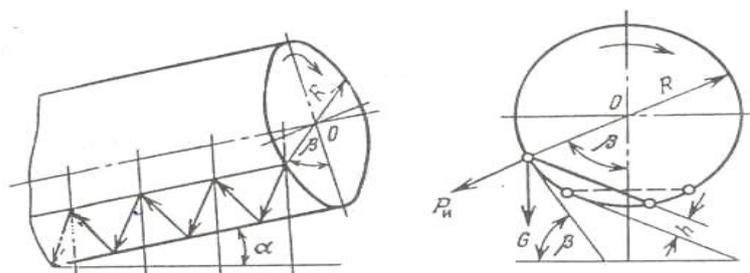
Материал под действием силы трения увлекается внутренней поверхностью вращающегося барабана и затем скатывается вниз. Вследствие наклона оси барабана скатывание материала происходит под некоторым углом к его плоскостям вращения. Поэтому материал несколько продвигается вниз вдоль оси барабана. Далее цикл повторяется и куски (зерна) движутся по зигзагообразной линии.



**Рис.5. Дуговой грохот:**  
**1 - загрузочный патрубок; 2 - приемная коробка; 3 - сито; 4 - корпус;**  
**5 - разгрузочная коробка; 6 - лоток для крупной фракции;**  
**7 - регулировочный щит**



**Рис.6.. Барабанный грохот: I - III - секции с различными отверстиями**  
 Движение материала в барабанном грохоте схематически показано на рис. 7.



**Рис. 7. Схема движения материала в барабанном грохоте**  
 **$P_{и}$  - центробежная сила инерции;  $G$  - масса частицы;**  
 **$h$  - толщина слоя материала;  $\alpha$  - угол наклона грохота;**  
 **$\rho$  - угол подъема материала**

Частота вращения барабана ограничивается определенным пределом, так как при больших частотах возникающая центробежная сила прижимает материал к рабочей поверхности и грохочение становится невозможным.

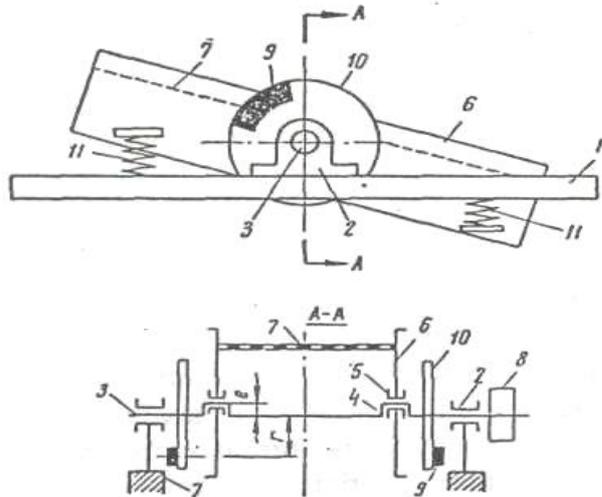
Основные недостатки барабанных грохотов - их громоздкость, малая удельная производительность и низкая эффективность (40...60 %), особенно при грохочении мелкого материала. По этим причинам барабанные грохоты не применяют для сухого грохочения (кроме буратов - барабанных грохотов призматической формы). К достоинствам барабанных грохотов можно отнести простоту конструкции, надежность, долговечность.

**Полувибрационные (гирационные)** грохоты имеют по одному коробу с одним, чаще двумя ситами. Короб совершает круговые движения малого радиуса в вертикальной плоскости, передаваемым ему от быстроходного эксцентрикового вала. При этом сито грохота в течение одного оборота вала остается параллельным самому себе. Схема гирационного грохота показана на рис. 8.

На неподвижной раме 1 в подшипниках качения 2 горизонтально установлен вал 3, имеющий две эксцентриковые заточки 4. На заточки насажены подшипники 5, наружная обойма которых укреплена в коробе грохота 6. Короб с натянутым в нем ситом 7 устанавливается наклонно под углом 10...30 град к горизонту путем поворота относительно оси вала и удерживается в таком положении при помощи эластичных связей - амортизаторов 11. Вращение эксцентриковому валу передается от электродвигателя через гибкую передачу на шкив 8. Короб в своей центральной части совершает круговые движения с радиусом, равным эксцентриситету вала. Крайние точки короба в загрузочной и разгрузочной частях совершают движение по замкнутым овальным траекториям, форма которых определяется жесткостью и местом расположения амортизаторов 11. При движении короба грохота по круговой траектории возникает центробежная сила

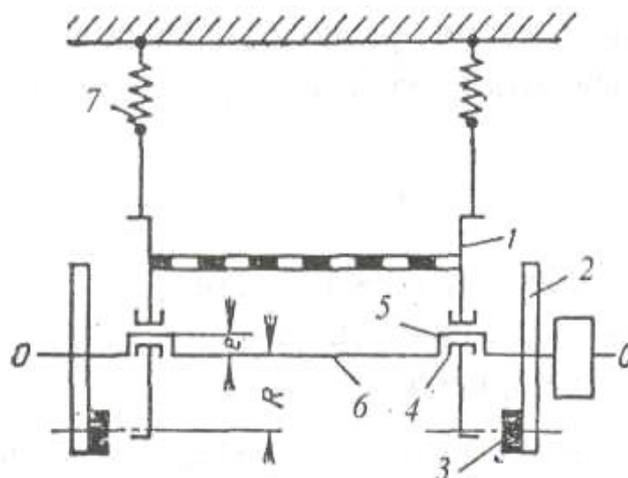
Центробежная сила инерции, передаваемая через подшипники на неподвижную раму грохота могла бы вызвать колебания опорных конструкций. Для уравнивания этой силы на валу закрепляются два маховика 10 с дополнительными неуравновешенными грузами 9 (дисбалансами).

Гирационные грохоты применяются для грохочения крупно-Искового материала (до 400мм) на решетках с отверстиями до 150...200 мм, но могут быть использованы и для грохочения среднего по крупности и мелкого материала. Достоинство этих грохотов заключается в том, что они имеют постоянную амплитуду качаний короба независимо от нагрузки материала на грохот.



**Рис. 8. Схема гирационного грохота**

**Вибрационные грохоты** (инерционные или самобалансные) ГИЛ, ГИС, ГИТ относятся к вибрационным грохотам с круговыми колебаниями (вибрациями). Они просты по конструкции и состоят из трех основных деталей: коробка с ситом, вибровозбудителя и пружинных опор или подвесок. Инерционный наклонный грохот состоит из короба с ситом, установленным на пружинах (рессорах) под углом  $15 - 30^{\circ}$  к горизонту и закрепленных на раме. По бокам короба грохота укреплены два подшипника, через которые проходит вал вибровозбудителя приводится во вращение от электродвигателя с помощью клиноременной передачи или эластичной муфты (рис.9).



**рис. 9. Вибрационный грохот**

Короб грохота 1 наклонно подвешивается к неподвижной опоре при помощи пружины 7. В подшипниках 4, жестко укрепленных в коробе, смонтирован эксцентриковый вал 6. На концах вала насажены маховики 2 с

десбалансными грузами 3, расположенными диаметрально противоположно по отношению к эксцентриковым заточкам 5 вала. На валу 6 также укреплен шкив, приводимый во вращение при помощи клиноременной передачи от электродвигателя.

Грохоты тяжелого типа (ГИТ) применяют для грохочения руд; легкого типа (ГИЛ) – для грохочения углей.

### ***Контрольные вопросы:***

1. Что называют классификацией по крупности, грохочением. Что такое надрешетный и подрешетный продукты?
2. На какие операции делится грохочение? Охарактеризуйте каждое.
3. Каково назначение процесса грохочения для обогащения полезных ископаемых?
4. Какие просеивающие поверхности Вы знаете? Охарактеризуйте, какое из просеивающих поверхностей применяют в том или ином случаях?
5. Что означает гранулометрический состав исходного сырья, для чего он необходим и как его определяют?
6. Какие виды гранулометрического анализа Вы знаете?
7. Охарактеризуйте поподробнее ситовый анализ.
8. На какие конструкции делятся грохоты?
9. Какие грохоты относят к неподвижным колосниковым грохотам?

## ЛЕКЦИЯ №5.

### СПОСОБЫ И ПРОЦЕССЫ ДРОБЛЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.

#### План:

1. Назначение операций дробления.
2. Законы дробления.
3. Основные схемы дробления.
4. Типы дробилок.

**Ключевые слова:** дробление, качество дробления, мягкие руды, средние, твердые руды, методы разрушения, раскалывание, излом, удар, истирание, срезывание, крупное, среднее, мелкое дробление, степень дробления, работа дробления, уравнение Риттингера.

**1. Дробление и измельчение** – процессы разрушения полезных ископаемых под действием внешних сил до заданной крупности, требуемого гранулометрического состава или необходимой степени раскрытия минералов. При дроблении и измельчении не следует допускать переизмельчения материала, так как это ухудшает результаты обогащения полезных ископаемых (тонкие частицы крупностью менее 20 – 10 мкм обогащаются неудовлетворительно) и удорожает процесс. **Дробление** - это процесс уменьшения размеров кусков руды путем разрушения их под действием внешних сил, преодолевающих силы внутреннего сцепления кристаллов твердого вещества. Условно считают, что при дроблении получают продукты крупностью до 5мм. Для дробления применяют дробилки различных конструкций. Дробление производится как сухим способом (основным), так и мокрым (для глинистых руд).

Иногда дробление полезных ископаемых производится вручную. Однако это трудоемкая и дорогая операция, и поэтому она целесообразна лишь в некоторых особых случаях, а именно:

а) при наличии в добытом ископаемом небольшого количества отдельных крупных кусков, размер которых превышает загрузочное отверстие дробильных машин;

б) при ручной рудоразборке — для разъединения сrostков. В первом случае дробление чаще всего ведут на колосниковых решетках, перекрывающих бункеры.

Производительность труда рабочего при ручном дроблении колеблется в широких пределах. При дроблении, твердой породы она составляет в смену 1,0-1,5. При дроблении отдельных кусков па колосниковых решетках с

отверстиями размеров 450 x360 мм бригада в 10—12 рабочих может обеспечить подачу на фабрику до 400 т руды в смену.

#### Механическое дробление и измельчение

Основным способом дробления является механическое дробление, при котором к материалу прилагаются усилия за счет энергии движения дробящего тела. Расход энергии колеблется в весьма широких пределах в зависимости от свойств руды, главным образом от крупности дробления. Он становится особенно большим при тонком и сверхтонком измельчении.

#### *Дезинтеграция в водной среде*

Особой разновидностью дробления является дезинтеграция— разрыхление в виде слабоцементированных пород, главным образом глинистых. Она ведется для высвобождения зерен минералов, входящих в состав породы, без их дробления. Преодолеваемые в процессе дезинтеграции силы значительно меньше, чем силы молекулярного сцепления и твердых породах. Присутствие небольших количеств влаги резко повышает прочность глинистые пород. При насыщении же породы водой связь между отдельными зернами уменьшается в результате набухания глины и ослабления ее цементирующего действия, что в конечном счете приводит к полному разрыхлению породы. Степень пластичности глины оказывает большое влияние на скорость разрушения пород, определяя различную их "промывистость".

Мокрая дезинтеграция обычно усиливается и ускоряется дополнительным механическим воздействием — протиркой, ударом, динамическим ударом водной струей и т. д.

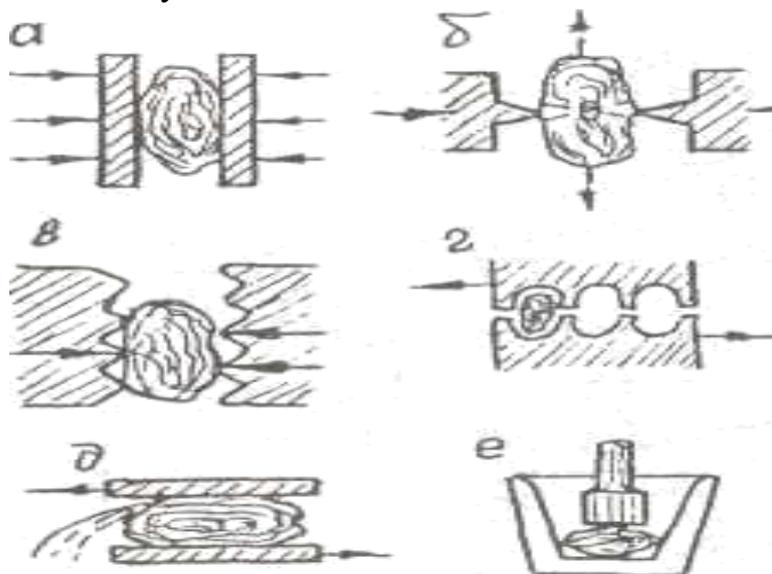
Процессы дробления и измельчения могут быть подготовительными процессами (например на обогатительных фабриках перед обогащением полезного ископаемого) или иметь самостоятельное значение (дробильно – сортировочные фабрики, дробление и измельчение угля перед коксованием, перед пылевидным его сжиганием и т.д.).

При дроблении материала необходимо учитывать его прочность, т.е. способность оказывать сопротивление разрушению под; внешним воздействием. По прочности все полезные ископаемые делятся на четыре категории в зависимости от предела прочности при сжатии или раздавливании:

- мягкие (уголь, сланец), у которых разрушающее напряжение на сжатие  $< 100 \text{ кг/см}^2$ ;
- средней твердости (песчаники, известняки)  $100...500 \text{ кг/см}^2$ ;
- твердые (гранит, мрамор)  $500...1000 \text{ кг/см}^2$ ;
- весьма твердые (руды цветных и редких металлов)  $> 1000 \text{ кг/см}^2$ .

Прочность полезных ископаемых зависит от вида деформации, минералогического состава, размера кристаллов, трещиноватости, пористости, выветренности. Под способом дробления понимается вид воздействия разрушающей силы на куски дробимого материала.

При дроблении и измельчении применяют следующие способы разрушения (см. рис. 10): раздавливание (а), раскалывание (б), излом (в), срезывание (г), истирание (д) и удар (е). Тот или иной способ разрушения выбирается в зависимости от физико-механических свойств, дробимого материала и крупности его кусков.



**Рис.10. Способы разрушения кусков руды:**  
*а - раздавливание; б - раскалывание; в - излом; г - срезывание;*  
*д - истирание; е – удар*

раздавливание, наступающее после перехода напряжения за предел прочности на сжатие; применяется для твердой руды различной крупности;

- раскалывание в результате расклинивания (при этом в материале появляются напряжения от растяжения) и последующего разрыва кусков; применяется для мягких и хрупких руд;

- излом в результате изгиба и срезывание; применяются для материалов различной крупности и прочности;

- истирание кусков скользящей рабочей поверхностью машины, при котором внешние слои куска подвергаются деформации сдвига и постепенно срезаются вследствие перехода касательных;

- напряжений за пределы прочности: применяется для мягких руд и руд средней твердости;

- удар применяется для материала любой крупности, особенно часто - для хрупких руд (бокситов, известняка).

Основное правило «не дробить ничего лишнего» на практике осуществляется путем стадийного построения схем дробления: не за одну операцию, а в несколько стадий, многократно, последовательно уменьшать размеры куска. Раздробить куски руды в одну стадию невозможно в силу конструктивных особенностей дробильных аппаратов, которые эффективно работают только при ограниченных степенях дробления. Поэтому рациональнее дробить и измельчать материал от исходной крупности до требуемого размера в нескольких последовательно работающих дробильных и измельчающих аппаратах. В каждом из таких аппаратов осуществляется лишь часть общего процесса, дробления или измельчения, называемая стадией дробления или измельчения.

В зависимости от крупности дробимого материала и дробленого продукта различают следующие стадии дробления:

- крупное дробление (от 1100...300 до 350...100 мм);
- среднее дробление (от 350...100 до 100...40 мм);
- мелкое дробление (от 100...40 до 30...5 мм).

**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

$$i = D_{\text{cp}} / d_{\text{cp}},$$

где  $i$  – степень дробления;  $D_{\max}$  и  $D_{\text{cp}}$  – соответственно максимальный и средний размеры дробимого материала;  $d_{\max}$  и  $d_{\text{cp}}$  – 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.

2. Процесс дробления отличается большой сложностью и зависит от множества факторов, к которым можно отнести: прочность и вязкость руды, влажность, форма и размер кусков и др.

Чем прочнее и тверже полезное ископаемое, тем больше усилие необходимо приложить для того, чтобы преодолеть внутренние силы сцепления частиц руды и раздробить его на части. Силы сцепления между кристаллами значительно меньше сил сцепления внутри кристаллов. При приложении внешних сил разрушение происходит преимущественно по ослабленным сечениям, имеющим различные дефекты структуры (трещины).

Коэффициент полезного действия дробления очень мал. Большая часть энергии затрачивается на трение между кусками дробимого материала, частями машины и расходуется в виде выделяемого тепла. Полезная работа при дроблении расходуется на образование новых обнаженных поверхностей и пропорциональна величине этой поверхности.

Законы дробления (измельчения) характеризуют зависимость работы, затрачиваемой на дробление (измельчение), от результатов дробления (измельчения), т.е. крупности продукта.

Работа  $A$  (Дж), затрачиваемая на дробление (измельчение), пропорциональна вновь образованной поверхности кусков (частиц) дробленного продукта

$$A = \delta \Delta S = K_R D^3,$$

где  $\delta$  - временное сопротивление сжатию  $\text{Н} \cdot \text{м}/\text{м}^2$ ;

$\Delta S$  - площадь вновь образованной поверхности,  $\text{м}^2$ ;

$K_R$  – коэффициент пропорциональности,  $\text{Н} \cdot \text{м}/\text{м}^2$ ;

$D$  – характерный размер куска,  $\text{м}$ .

Уравнение соответствует гипотезе Риттингера (1867 г.).

Если при разрушении куска кубической формы энергия затрачивается в основном на деформацию объема, то в этом случае производимая работа прямо пропорциональна изменению его первоначального объема и определяется по формуле – Кика

$$A = K \Delta V = K_k D^3,$$

где:  $K$  и  $K_k$  – коэффициенты пропорциональности,  $\text{Н} \cdot \text{м}/\text{м}^3$ ;

$\Delta V$  – деформированный объем,  $\text{м}^3$ ;

П.А. Ребиндер (1941 г.) объединил обе гипотезы и в этом случае полная работа дробления

$$A = K_R D^2 + K_k D^3.$$

По гипотезе Бонда (1950 г.) полная работа дробления пропорциональна среднему геометрическому между объемом и площадью поверхности куска:

$$A = K_B \sqrt{DD} = K_B D^{2,5}$$

Все формулы различаются коэффициентами пропорциональности и показателями степени диаметра дробимого куска. По обобщающей гипотезе работу дробления можно представить в виде

$$A = KD^m,$$

где:  $K$  – коэффициент пропорциональности в общем виде;  $m = 2 \div 3$ .

Когда степень дробления велика (мелкое дробление, измельчение), можно пренебречь работой деформации объема и в этом случае применяют закон Риттингера. Когда степень дробления мала (крупное дробление), можно пренебречь работой образования новых поверхностей и тогда подходит закон Кирпичева – Кика. Формула П.А. Ребиндера имеет универсальное значение. Закон Бонда занимает промежуточное положение.

В связи с крайним разнообразием физических свойств горных пород, а также с необходимостью дробить исходное сырье и получать продукты различной крупности создано очень много конструкций дробильных машин. В настоящее время стремятся строить не универсальные дробильные машины, а специализированные, дающие возможность достичь наилучших результатов *и* каждой отдельной операции.

Дробильные машины должны удовлетворять следующим требованиям:

Конструкция и размеры машины должны соответствовать размерам кусков и свойствам обрабатываемого материала, назначению данной операции и заданной производительности.

Разгрузка дробленого материала должна производиться непрерывно. Периодическая разгрузка снижает экономичности дробления.

Дробление должно осуществляться равномерно и с минимальным пылеобразованием. Степень дробления должна регулироваться достаточно просто.

Расход энергии должен быть, возможно меньшим.

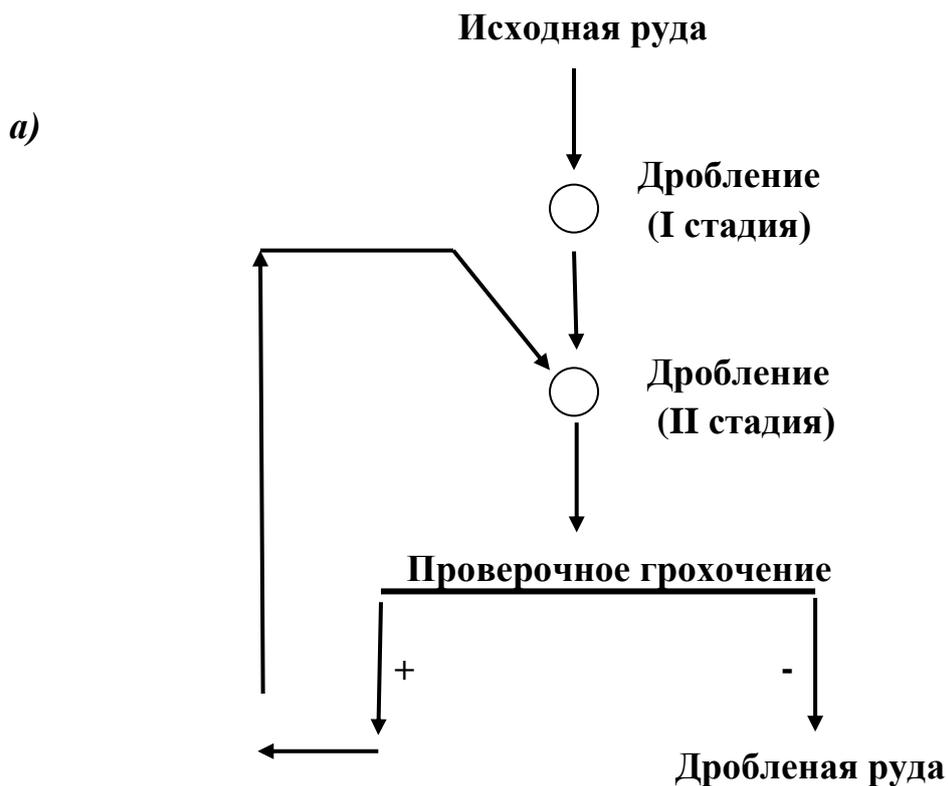
Обслуживание должно быть просто и безопасно, смена из нашиваемых частей — легка.

Наиболее ценные детали дробилки должны быть предохранены от поломки дешевыми предохранительными устройствами.

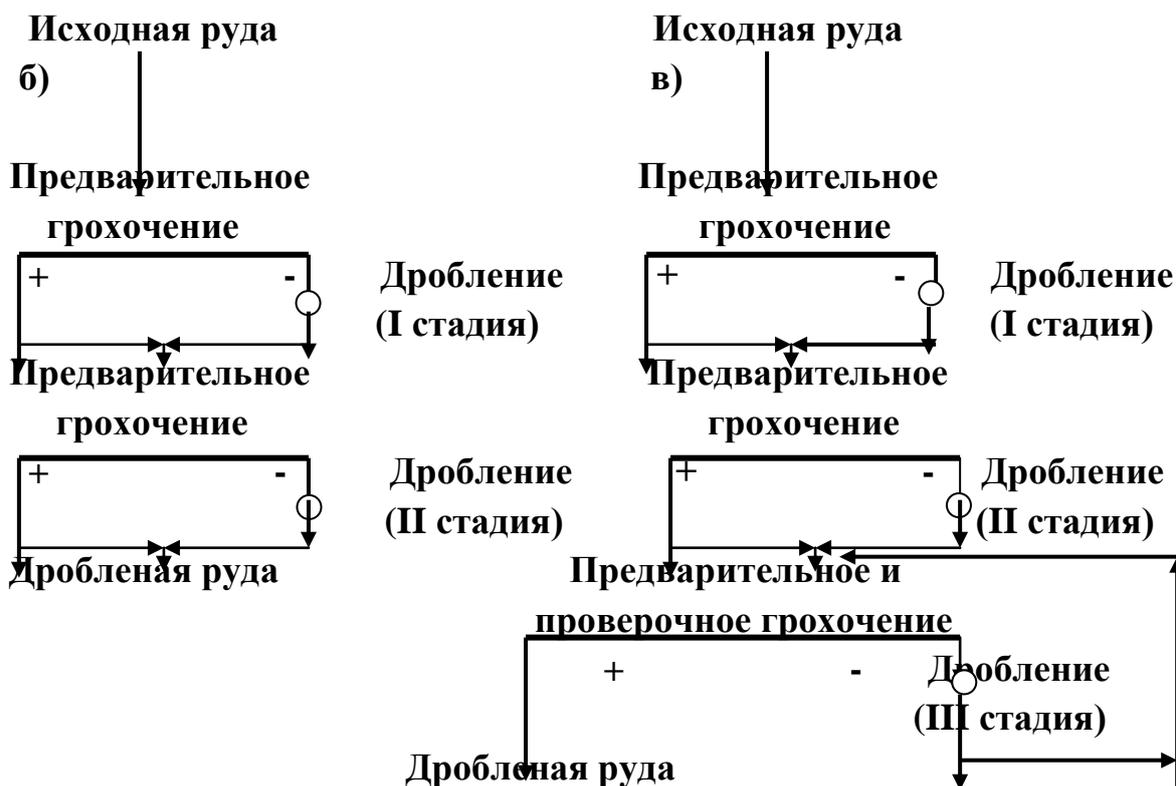
Основы теории дробильных машин были созданы проф. Л. Бевенсоном и З. Б. Канторовичем. Исследованию условий работы отдельных дробильных машин были посвящены работы многих других советских ученых и инженеров, приведшие к выявлению оптимальных условий работы дробильно-измельчительных машин и создание новых конструкций.

3. Схемы дробления включают и операции предварительного и поверочного грохочения. Предварительное грохочение применяется для выделения уже готового класса крупности перед дроблением с целью сокращения массы дробимого материала за счет отсева мелочи. Оно эффективно и экономически целесообразно при достаточно высоком содержании отсеиваемого класса в исходном продукте (обычно свыше 17 – 20%, т.е. при вогнутой или прямолинейной характеристике крупности). Но предварительное грохочение в I стадии дробления на фабриках очень большой производительности не применяется при любой характеристике крупности исходной руды из-за значительных капитальных затрат, низкого КПД грохочения и возможности работы конусных дробилок крупного дробления «под завалом».

Поверочное грохочение применяется для выделения из дробленного продукта, кусков избыточного размера (размер которых больше ширины разгрузочного отверстия дробилки) и возвращения их для додробливания в эту же дробилку.



**Рис.11. Схемы дробления: а – двухстадиальная схема без предварительного грохочения в I стадии и с проверочным грохочением во II стадии;**



*б* – двухстадиальная с предварительным грохочением в обеих стадиях;

*в* – трехстадиальная с предварительным грохочением в I и II стадиях и предварительным и проверочным грохочением в III стадии.

Основные варианты схем дробления приведены на рис.11. на этих схемах в варианте *б* дробление осуществляется в открытом цикле, а в вариантах *а* и *в* – II и III стадии – в замкнутом цикле с грохотом.

Как правило, крупное, среднее и мелкое дробление на обогатительных фабриках производится сухим способом. Мокрое дробление применяется для материала со значительным содержанием глинистых веществ, которые при добавлении воды отмываются одновременно с процессом дробления.

На обогатительных фабриках для дробления полезных ископаемых применяют почти исключительно механические дробилки раздавливающего и раскалывающего действия (щековые, конусные, валковые), ударного действия (молотковые, роторные, дезинтегральные). Другие способы дробления (пневматическое, взрывное, электрогидравлическое, электроимпульсное и др.) находятся до настоящего времени в стадиях исследования.

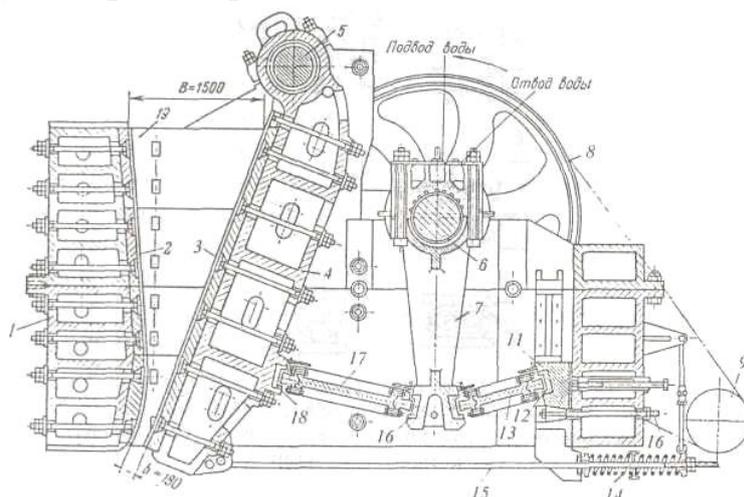
**2.** Для дробления полезных ископаемых применяют дробилки:

- щековые дробилки;
- конусные дробилки;
- валковые дробилки;

- дробилки ударного действия.

**Щековые дробилки** разделяются на два основных кинематических класса: с простым ЩДП и сложным ЩДС движением подвижной щеки.

Самой распространенной конструкцией ЩДП (рис. 3.2) является дробилка с верхним подвесом щеки и шарнирно-рычажным приводным механизмом. Подвижная щека поворачивается вокруг своей оси на небольшой угол в ту и другую стороны, приближаясь и отдаляясь от неподвижной щеки.



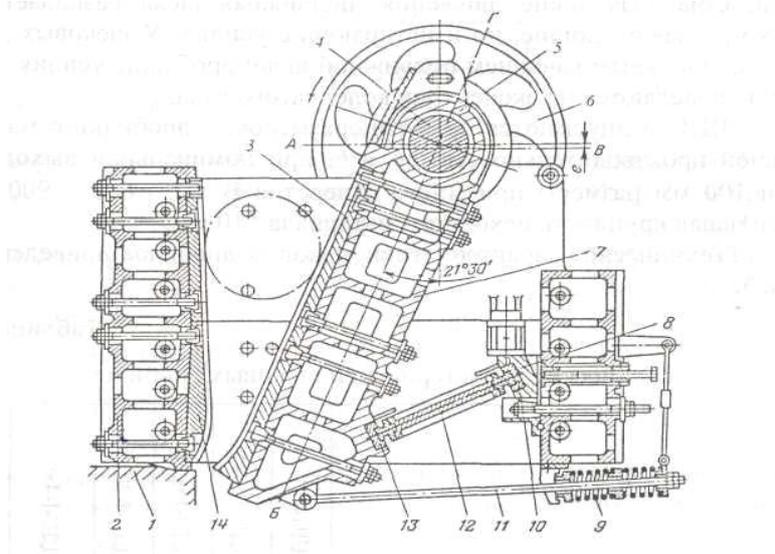
**Рис. 12. Щековая дробилка с простым движением подвижной щеки**

Дробилки устанавливаются на массивных фундаментах. Внутренняя стенка сварной рамы служит неподвижной щекой 1, на которой крепится футеровка 2. Подвижная щека 4 с укрепленной на ней футеровкой 3 подвешена на оси 5. В подшипниках рамы вращается приводной вал 6, на эксцентриковую часть которого насажена верхняя головка шатуна 7. Вал 6 приводится во вращение шкивами 8 и 9 клиноременной передачи. В нижнюю часть шатуна с обеих сторон через сухари 16 упираются «распорные плиты; передняя 17 и задняя 13. Противоположные концы распорных плит опираются на вкладыши 12 и 18. Один из них закреплен на подвижной щеке 4, другой - в углублении упора 11. При необходимости изменения размера разгрузочного отверстия упор 15 соответственно передвигают и закрепляют винтом 10. Иногда для этой цели применяют укороченные (или удлиненные) распорные плиты 13 и 17. К подвижной щеке 4 шарнирно прикреплена горизонтальная штанга 15, оттягивающая под действием пружины 14 нижний конец щеки при ее обратном ходе.

В целях уменьшения неравномерности вращения на приводной вал 6 насаживаются два массивных маховика 8, один из которых служит шкивом клиноременной передачи. Футеровку 2 неподвижной и 3 подвижной щек набирают из броневых плит с профильными рифлениями. Выступы одной

плиты располагаются против впадин другой, благодаря чему большая часть кусков руды разрушается в результате излома. Наряду с этим в точках соприкосновения поверхности кусков с выступами возникают местные разрывающие напряжения, в результате которых крупные куски раскалываются. Для дробления очень прочных пород футеровочные плиты делают гладкими, иначе развиваются большие боковые давления. Выпуклость подвижной щеки ведет к образованию параллельной зоны в нижней части, что влияет на характеристику дробленого продукта. С этой же целью футеровку неподвижной щеки в нижней части скашивают.

*У щековой дробилки со сложным движением щеки* (рис.13.) подвижная щека подвешена непосредственно на эксцентрик вала и внизу опирается на одну распорную плиту, вмонтированную во вкладыши на щеке и регулировочном клине.



**Рис.13.. Щековая дробилка со сложным движением щеки**

- I - фундамент; 2 - рама; 3 - футеровка; 4 - эксцентриковый вал;  
 5 - коренной подшипник; 6 - маховик; 7 - подвижная щека;  
 8 - задний клин; 9 - пружина; 10, 13 - вкладыши;  
 II - штанга; 12 - распорная плита; 14 - футеровка (бронеплиты)**

Чтобы представить себе характер движения подвижной щеки при такой подвеске, разобьем оборот коленчатого вала на участки А, Б, В, Г. Точки А и В размещаются на горизонтальной оси, а точки Б и Г на осевой линии, параллельной дробящей поверхности подвижной щеки. Когда эксцентрик движется от точки А к точке Б, верхняя и нижняя части подвижной щеки отходят от неподвижной, происходит холостой ход. При движении эксцентрика от точки Б к точке В верхняя часть подвижной щеки продолжает отходить, а нижняя часть начинает приближаться к неподвижной щеке. Нижней частью подвижная щека начинает дробить материал (начало рабочего хода). При

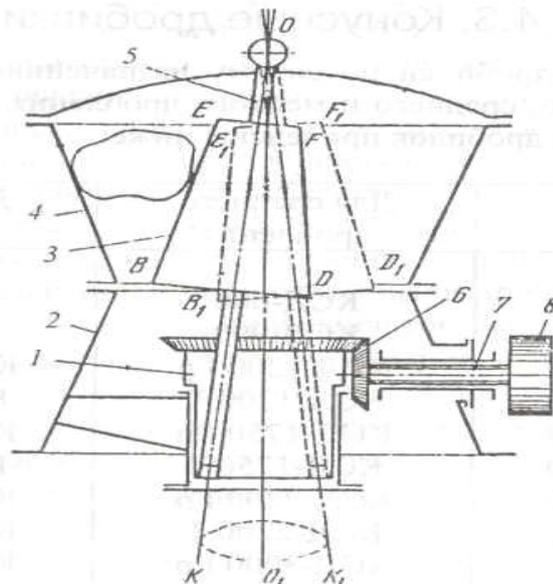
движении эксцентрика от точки В к точке Г верхняя и нижняя части подвижной щеки приближаются к неподвижной. Идет дробление всей щекой. При движении эксцентрика от точки Г к точке А верхняя часть подвижной щеки продолжает приближаться, а нижняя - отходит от неподвижной щеки. Верхней частью подвижная щека дробит, а в нижней части дробилки происходит разгрузка дробленого продукта. Совершая такие движения, подвижная щека развивает не только раздавливающие, но и истирающие усилия. У щековых дробилок со сложным качанием подвижной щеки дробящие усилия полностью передаются на эксцентрик коленчатого вала.

ЩДС выпускаются пяти типоразмеров, у дробилки с максимальной производительностью 55 м<sup>3</sup>/ч при номинальной выходной щели 100 мм размеры приемного отверстия В х Б =600 х 900мм; наибольшая крупность исходного материала 510 мм.

**Конусные дробилки** по своему назначению разделяются на дробилки крупного, среднего и мелкого дробления. Основные типоразмеры конусных дробилок приведены ниже:

Для крупного дробления	Для среднего дробления	Для мелкого дробления
ККД-500/75	КСД-600	КМД-600
ККД-900/140	КСД-900	КМД-900
ККД- 1200/1 50	КСД-1200Гр	КМД-1200Гр
ККД- 1200/220	КСД- 1200 Т	КМД-1200Т
ККД-1 350/1 70	КСД-1750Гр	ГКМД-1750Гр
ККД- 1350/250	КСД- 1750 Т	КМД-1750Т
ККД- 1500/1 80	КСД-2200 Гр	КМД-2200Гр
ККД- 1500/270	КСД-2200 Т	КМД-2200Т1
КРД-700/75	КСД-3000 Гр	КМД-2200 Т2
КРД-900/100	КСД-3000 Т	КМД-3000 Т

В конусных дробилках (рис.14) материал дробится в кольцевом пространстве, образованном наружной неподвижной конической частью 4 и расположенным внутри нее подвижным дробящим конусом 3, насаженным на вал5. У дробилок крупного дробления вал 5 подвешивается к верхней траверсе, а у дробилок среднего и мелкого дробления на сферический подпятник, на который опирается дробящий конус, жестко закрепленный на валу 5. Дробилки с таким подвесом вала иногда называют дробилками с консольным валом. Принцип действия всех конусных дробилок одинаков. Рассмотрим его на примере дробилки для крупного дробления с подвешенным валом.



**Рис. 14. Схема конусной дробилки крупного дробления с подвешенным валом**

**1 - эксцентриковый стакан; 2 - нижняя часть станины; 3 - дробящий конус; 4 - верхняя часть станины (неподвижная коническая чаша); 5 - вал; 6 - коническая зубчатая передача; 7 - приводной вал; 8 - шкив**

Дробление материала в конусных дробилках происходит непрерывно, так как при любом положении конической чаши 4 всегда имеется точка, к которой приближается дробящий конус, и в которой, следовательно, происходит дробление. Непрерывность дробления позволяет строить конусные дробилки без тяжелых маховиков, увеличивать время дробления и производительность. Станина дробилки разъемная, части ее соединены между собой болтами. Конусы футеруются марганцовистой сталью. Заменяя футеровочные плиты нижнего ряда наружной дробильной чаши плитами другой толщины, можно изменять ширину выходной щели. Плотность прилегания футеровки к конусу обеспечивается цинковой заливкой.

**Конусные дробилки среднего и мелкого дробления** с опирающимся на сферический подпятник валом выпускаются трех типов:

- для среднего дробления - дробилки с короткой параллельной зоной и широкой выходной щелью марки КСД-Гр;
- с уменьшенной выходной щелью марки КСД-Т
- для мелкого дробления - с длинной параллельной зоной и малой щелью марки КМД.

Конструкции дробилок всех трех типов аналогичны, отличие состоит лишь в размерах приемных отверстий и выходных щелей и профиле дробящей зоны. Гр является сокращением названия «для грубого дробления», а Т - «для тонкого дробления».

Дробление руды в конусных дробилках производится рабочими поверхностями внутреннего подвижного конуса (дробящего) 8 и внешнего

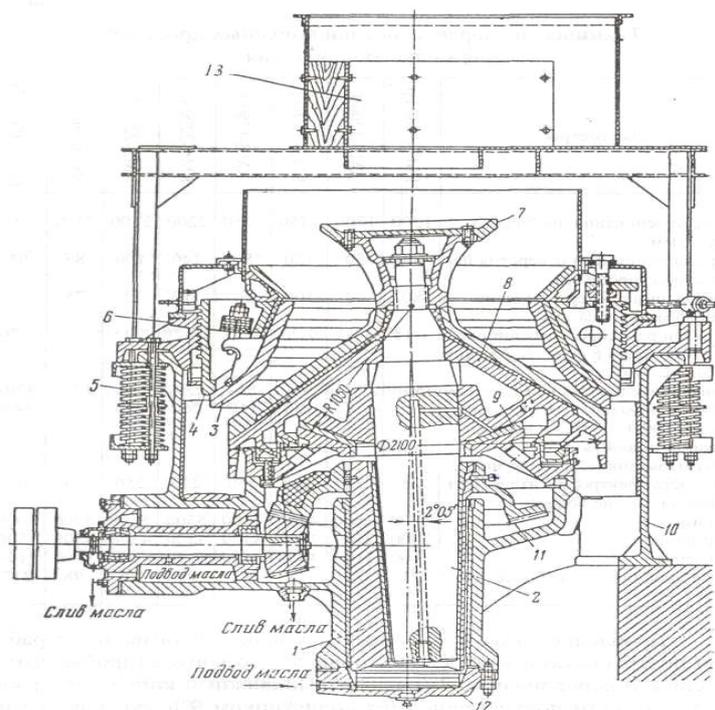
неподвижного 3 (рис.15). Подвижный конус поддерживается большим полусферическим подпятником 9 и укрепляется на вертикальном валу 2, который в нижней своей части опирается на подпятник 12.

Рабочий конус дробилки, имеющий пологий уклон, вместе с вертикальным валом приводится в движение эксцентриковым стаканом 1 (эксцентриком), вращающимся от конической передачи 11 с помощью горизонтального вала и приводного шкива, который получает движение от двигателя. Нижняя часть вертикального вала свободно входит в эксцентриковый стакан. При вращении эксцентрика ось вертикального вала описывает две конические поверхности и подвижный конус совершает колебательные движения по типу конического маятника, приближаясь к неподвижному, дробит руду.

Руда подается в дробилку через загрузочное устройство, состоящее из приемной коробки 13, устанавливаемой на стальных стойках, и патрубка, через который питание подается на распределительную тарелку (плиту) 7. Распределительная тарелка укрепляется на верхнем конце вертикального вала и служит для равномерного распределения руды по рабочему пространству дробилки.

Все части дробилки изготовлены из различных сортов стали, а втулка эксцентрика и сферический подпятник наплавляются сверху баббитом. Конусы футеруются плитами из марганцовистой стали. Для более плотного прилегания между футеровочными плитами и поверхностью чаши заливается цинковый сплав.

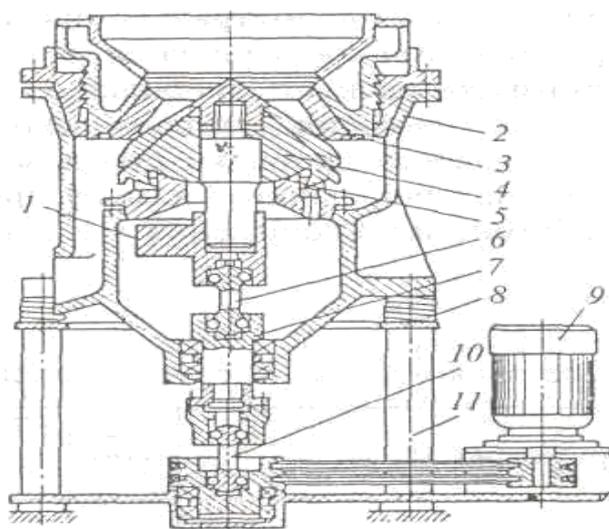
Максимальный размер кусков руды, поступающих в конусные дробилки для среднего дробления 75...300 мм; дробленый продукт имеет крупность от 12 до 60 мм. В дробилки для мелкого дробления можно подавать руду с кусками от 35 до 100 мм, дробленый продукт содержит куски, максимальный размер которых 3...15 мм.



**Рис.15. Конусная дробилка для среднего дробления**

**1 - эксцентриковый стакан; 2 - вал; 3 - неподвижный конус; 4 - регулировочное кольцо; 5 - пружина; 6 - опорное кольцо; 7 - распределительная плита; 8 - подвижный конус; 9 - полусферический подпятник; 10 - станина; 11 — коническая передача; 12 - подпятник; 13 - приемная коробка**

**Конусные инерционные дробилки КИД** (рис. 16) разработаны в Механобре и предназначены для мелкого дробления руды клинкера электрокорундов, огнеупоров и других материалов.



**Рис. 16. Конструктивная схема инерционной дробилки КИД 1750 1 - дисбалансный вибровозбудитель; 2 - корпус; 3 - неподвижный, ,, конус; 4 - дробящий подвижный конус; 5 - сферическая пята; 6 - опорно-приводной шпиндель; 7 - промежуточный вал; 8 - амортизаторы; 9 - электродвигатель; 10 - приводной шпиндель; 11 - опоры дробилки**

Основное отличие КИД от известных конусных дробилок состоит в том, что в качестве привода дробящего конуса вместо эксцентрикового механизма используется вибровозбудитель дебалансного типа.

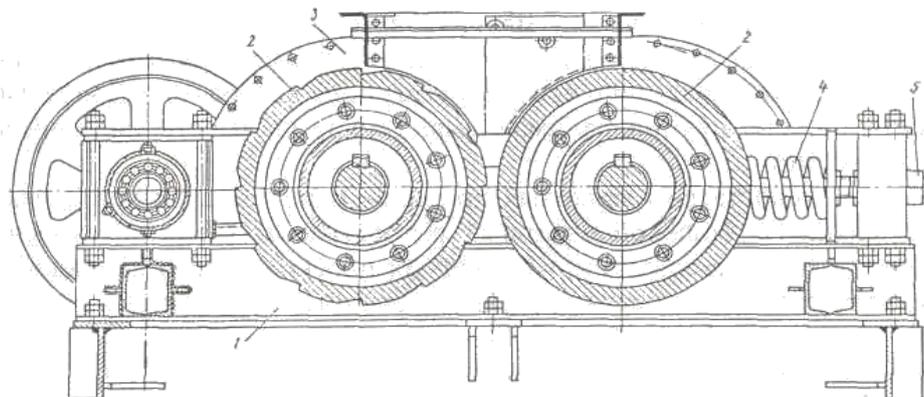
Дробилка виброизолирована от фундамента системой мягких амортизаторов. Электродвигатель через специальную приводную систему сообщает дисбалансу круговое движение. Под действием центробежной силы инерции дисбаланса дробящий конус прижимается к чаше неподвижного конуса и обкатывается по ней, совершая «гирационное» движение. Таким образом, в дробилках КИД крупность дробленого продукта в отличие от КМД, не определяется выходной щелью. В этих дробилках под номинальной выходной щелью понимается суммарный (с двух диаметрально противоположных сторон) зазор между футеровками конуса и чаши до пуска дробилки. Он влияет только на производительность дробилки.

**Валковые дробилки** используют для мелкого и среднего дробления твердых и вязких пород. Чаще всего они применяются на гравитационных обогатительных фабриках малой производительности, перерабатывающих оловянные, вольфрамовые и другие руды, содержащие хрупкие полезные минералы.

Дробящие валки изготовляют гладкими или зубчатыми, реже рифлеными. В практике обогащения руд цветных и редких металлов чаще применяют валки с гладкой поверхностью, диаметр которых должен быть в 20 раз больше размера максимального куска руды.

Зубчатые валки применяют для дробления мягких и хрупких материалов, например, угля и кокса.

**Дробилки с гладкими валками** работают по принципу раздавливания при затягивании исходного материала в щель между валками, вращающимися навстречу один другому (рис.17).



**Рис. 17. Двухвалковая дробилка 1 - станина; 2 - валки; 3 - кожух; 4 - пружина; 5 - гайка**

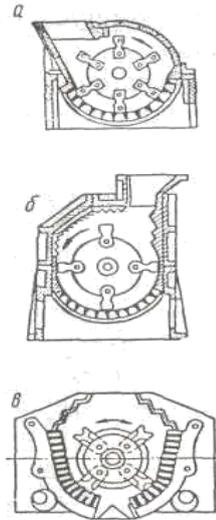
Дробимый материал поступает в дробилку сверху, дробленый продукт выпадает из дробилки под действием силы тяжести. Один валок вращается в неподвижных подшипниках, а другой - в подвижных, которые могут перемещаться вдоль станины по направляющим; каждый валок имеет индивидуальный привод от электродвигателя. Ширина щели между валками изменяется специальными прокладками между корпусами подшипников. Через корпуса подшипников продеты стержни, на концах которых закрепляются спиральные пружины, удерживающие валки на определенном расстоянии друг от друга. Пружинам дается такое сжатие, чтобы компенсировать нормальные усилия, обычно возникающие при дроблении материала между валками. Если же в рабочее пространство дробилки попадает недробимый предмет, то пружины сжимаются, и подвижные подшипники с валом и насаженным на него дробящим валком отодвигаются. При этом щель между обоими валками увеличивается и недробимый предмет проваливается вниз. Это предохраняет дробилку от поломок. Дробящие валки закрыты кожухом, не допускающим распространения пыли в отделении дробления. Валки изготавливаются из чугуна и футеруются бандажами из марганцовистой стали.

Размеры валковых дробилок определяются диаметром и длиной валков. Длина валков в 2-3 раза меньше их диаметра (из-за не равномерного износа бандажей по длине валка).

**Дробилки ударного действия** применяют для дробления мягких и средней крепости неабразивных материалов (угля, известняка, каменной соли, гипса и т. д.). |

Дробилки ударного действия подразделяются на *молотковые с шарнирно* подвешенными молотками и *роторные с жестко закрепленными* билами (рис. 18); одно- и двухроторные; с *неревверсивным ротором*, вращающимся только в одну сторону, и с *реверсивным ротором*, способным вращаться в обе стороны; с *колосниковой решеткой* и без нее; с *неподвижными* и *подвижными* отбойными плитами.

Дробление материала в дробилках с шарнирной подвеской молотков осуществляется свободными ударами вращающихся молотков по кускам руды, ударами кусков материала об отбойные плиты и раздавливанием материала молотками на колосниковой решетке. Без колосниковой решетки производительность дробилки повышается, но при этом в дробленом продукте появляются избыточные зерна.



**Рис.18. Типы молотковых дробилок**

В зависимости от способа подвода дробимого материала различают три типа молотковых дробилок (рис. 18):

**а** - дробимый материал подводится по касательной к окружности, описываемой молотками, совпадающей с направлением вращения последних. Куски руды сначала дробятся на дробящей плите, затем проталкиваются молотками на колосниковую решетку, где дополнительно додрабливаются;

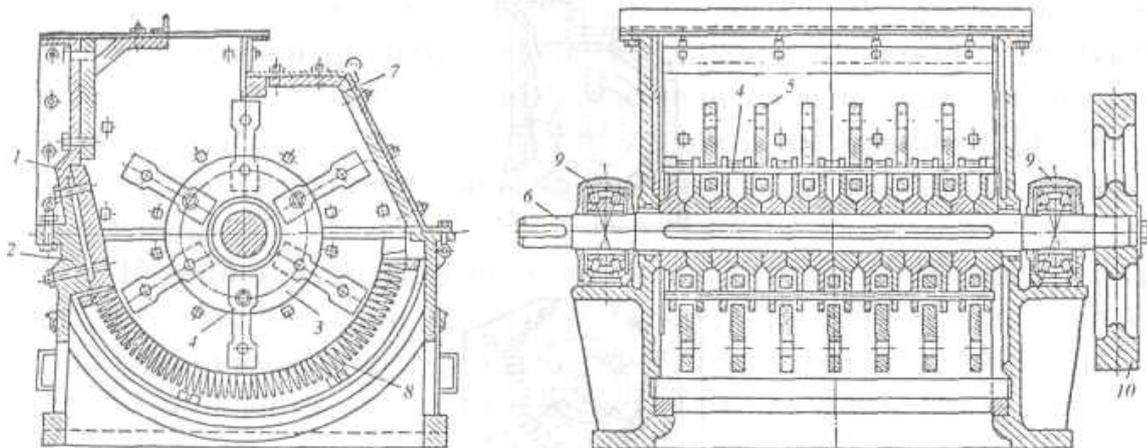
**б** - дробимый материал подводится по касательной навстречу вращающимся молоткам. Куски руды дробятся ударами молотков и отбрасываются на дробящие плиты верхней части корпуса, затем попадают еще раз под удары молотков, проталкивающих их на колосниковую решетку, где завершается дробление;

**в** - дробимый материал подводится по вертикальной оси ротора. Куски руды дробятся ударами молотков и отбрасываются на дробящие плиты верхней части корпуса, отскакивают от них и падают на колосниковую решетку.

**Однороторная нереверсивная молотковая дробилка** (рис. 19.) состоит из следующих узлов: ротора, отбойных плит и колосниковой решетки.

Верхняя 1 и нижняя 2 части корпуса делаются литыми или сварными из прокатной или листовой стали. У боковых стенок корпуса расположены подшипники 9, в которых вращается вал 6 ротора 3. Последний представляет собой сборную конструкцию: на валу 6 жестко закреплены шпонками диски 4. В каждом диске имеется шесть отверстий, через которые пропущены стержни, служащие осями для шарнирно подвешенных на роторе рядов молотков 5. На валу 6 укреплен шкив 10. Верхняя часть 1 корпуса футеруется отбойными сменными плитами 7. В нижней части 2 корпуса укреплена колосниковая решетка 8, занимающая 135...180 град окружности ротора. Для наблюдения за

дробилкой имеется лазы с крышками. Исходный материал, попадая на вращающиеся молотки, подвергается ударному воздействию и отбрасывается на отбойные плиты 7. В результате многократных ударов происходит дробление. Дробленый продукт разгружается через колосниковую решетку 8. Более крупные куски додрабатываются на колосниковой решетке.



*Рис. 19. Разрез однороторной нереверсивной дробилки с шарнирным закреплением молотков*

Шарнирное крепление молотков дает возможность избегать поломок при попадании недробимых предметов, так как в этих случаях молотки отклоняются на некоторый угол.

В зависимости от свойств дробимого материала и требуемой крупности дробимого продукта применяют молотки различной массы (от 3,5 до 180 кг) и формы. Для увеличения срока службы молотков их поворачивают на 180 град и, кроме того, переставляют концами; изношенные молотки иногда навариваются твердыми сплавами.

Наибольшее распространение получили молотковые однороторные дробилки. Основными параметрами молотковых дробилок является диаметр (в рабочем состоянии) и длина ротора.

Рабочий зазор между внутренней поверхностью колосников и ротором выбирают в зависимости от необходимой крупности дробленого продукта, которая определяется размером щели между колосниками. Степень дробления в молотковых дробилках может достигать на хрупких, мягких рудах значительных величин ( $> 10$ ).

#### **Контрольные вопросы:**

1. Какие стадии дробления Вы знаете?
2. Какие дробилки применяют при различных стадиях дробления?
3. Какое из видов грохочения можно установить после второй или третьей стадии дробления?
4. Какие виды дробилок применяют для процессов дробления?
5. Опишите принцип действия щековой дробилки.



## ЛЕКЦИЯ №6. ПРОЦЕССЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ.

### План:

1. Назначение операций измельчения.
2. Типы и работа мельниц.
3. Шаровые мельницы
4. Мельницы самоизмельчения

**Ключевые слова:** *измельчение, качество, крупное, среднее, мелкое или тонкое измельчение, мельница, барабанные мельницы, шаровая мельница, МШР, МШЦ, мельницы сухого самоизмельчения, мельница «Каскад», планетарная мельница, вибрационная мельница.*

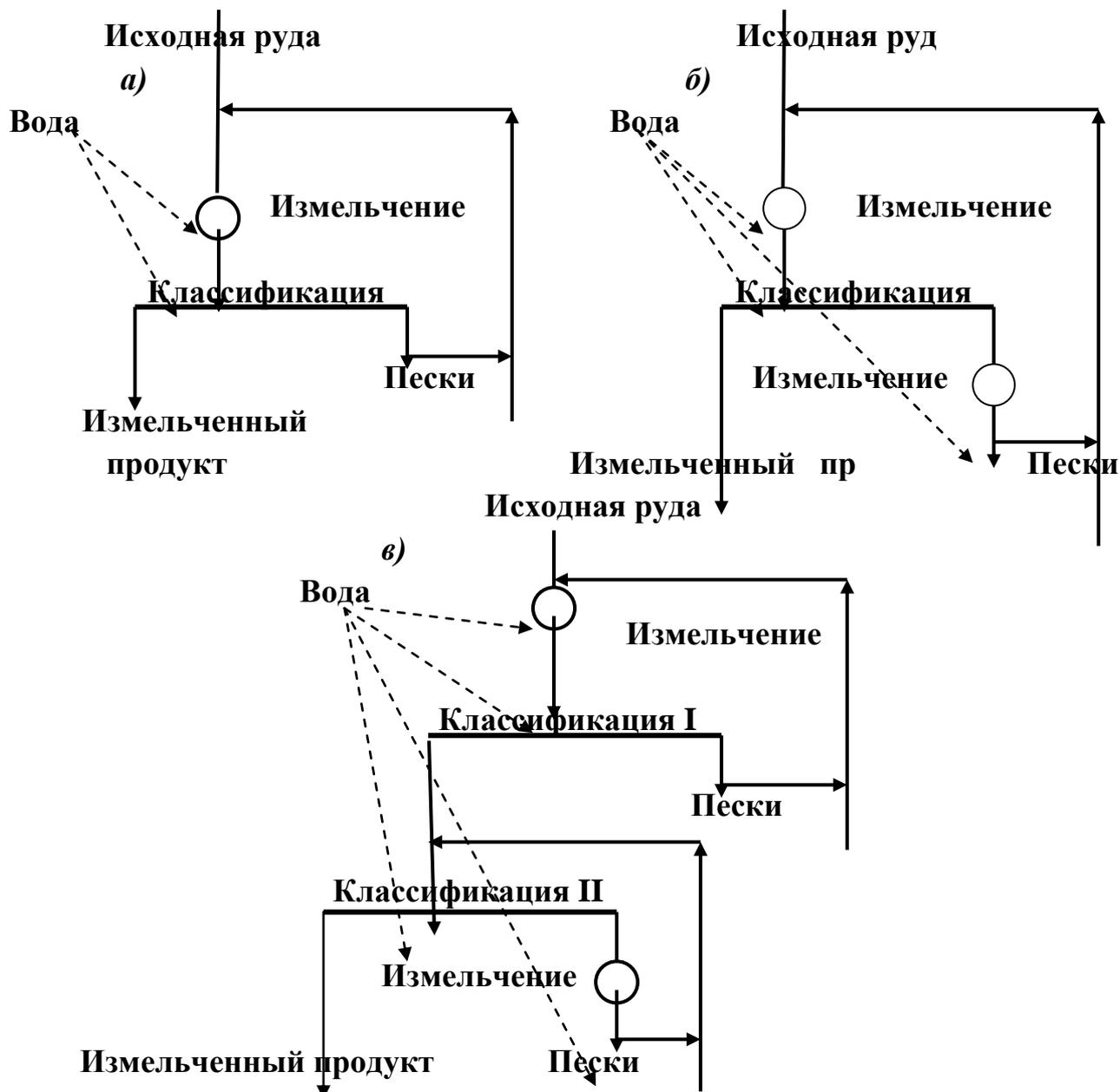
1. Процесс измельчения полезных ископаемых на обогатительных фабриках в зависимости от требуемой крупности измельченного продукта осуществляется в одну, две или несколько стадий в открытом или замкнутом циклах.

**Открытым циклом** измельчения называется процесс измельчения, при котором продукт, выдаваемый мельницей, является готовым. **Замкнутым циклом** называется процесс измельчения, при котором продукт, выдаваемый мельницей, подвергается классификации с получением продукта требуемой крупности и крупного продукта (песков), возвращаемого на доизмельчение в ту же мельницу. Мельницы обычно работают в замкнутом цикле с классификаторами. По крупности измельчения условно различают **крупное** (50 – 60% класса – 0,074 мм), **среднее** (60 – 85% класса – 0,074 мм) и **тонкое** (более 85% класса – 0,074 мм) измельчение.

Для крупного измельчения используют **одностадиальные схемы** (рис. 20, а), которые просты в регулировании и обслуживании и легко автоматизируются, требуют меньших капитальных затрат. Разновидностями одностадийных схем являются схемы с предварительной и проверочной классификациями питания мельницы и слива классификатора и т.д.

**Двухстадиальные схемы** измельчений (рис. 20, б, в) могут быть в I стадии с открытым и замкнутым циклами измельчения. Такие схемы более сложны и дорогостоящи, но позволяют получать тонкоизмельченный продукт с содержанием класса – 0,074 мм до 80 – 85%. Разновидности двухстадиальных схем бывают те же, что и одностадийных. Трехстадиальные схемы и схемы с большим числом стадий измельчения используют при тонковкрапленных рудах

большой производительности (например, при обогащении магнетитовых железных руд).



**Рис. 20. Схемы измельчения:**

а – одностадиальная в замкнутом цикле с классификатором;

б – двухстадиальная в замкнутом цикле в I стадии и замкнутом – во II.

в – двухстадиальная в замкнутом цикле в I и II стадиях.

Применение замкнутого цикла измельчения обеспечивает наиболее эффективную работу мельниц и позволяет получать более равномерный по крупности измельченный продукт с минимальным содержанием тонких частиц, по сравнению с открытым циклом. Установлено, что эффективность работы мельниц существенно зависит от циркулирующей нагрузки (возвращаемая на

доизмельчение масса материала). Циркулирующая нагрузка  $C$  выражается в долях единицы или процентах.

Наиболее интенсивно производительность мельницы возрастает при циркулирующей нагрузке, равной 50 – 200%. При дальнейшем ее повышении до 500% производительность увеличивается незначительно. Циркулирующая нагрузка, практически устанавливаемая на обогатительных фабриках, обычно составляет 150 – 300%, реже – 500%.

Циркулирующую нагрузку можно определять по данным ситового анализа продуктов измельчения и классификации. Для замкнутого цикла (см. рис. 17, а):

$$C = (\beta - \beta) / (\beta - \beta),$$

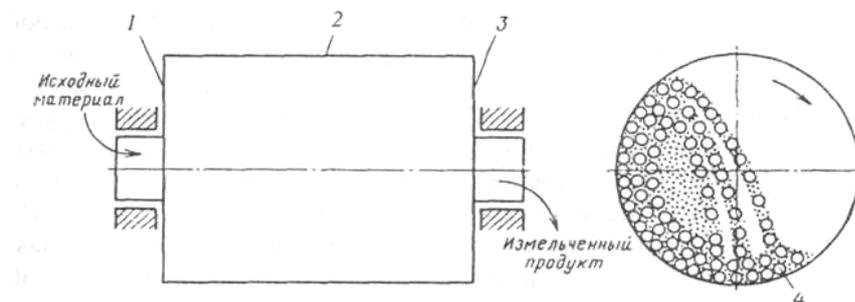
где  $C$  – циркулирующая нагрузка в относительных единицах;  $\beta, \beta, \beta$  – содержание расчетного класса (как правило, - 0,074 мм) соответственно в питании, сливе и песках классификатора.

**3.** Измельчение полезных производят в аппаратах, называемых мельницами. Мельницы подразделяют на механические (с мелющими телами) и аэродинамические – (без мелющих тел). В качестве мелющих тел применяют металлические стержни и шары, рудную «галю» и крупные куски самой руды (самоизмельчение).

По конструкции различают мельницы: **барабанные, роликовые, чашевые (или бегунные) и дисковые.** Барабанные мельницы, в свою очередь, классифицируются на мельницы с вращающимся барабаном, вибрационные и центробежные. На обогатительных фабриках применяют вращающиеся барабанные мельницы. Измельчение полезных ископаемых, как правило, производится с водой (мокрое измельчение). Оно более производительное, происходит без пылеобразования и позволяет осуществлять самотечное транспортирование измельченных продуктов.

**Барабанная мельница** представляет собой пустотелый барабан, закрытый торцовыми крышками и заполненный на 40 – 45% объема барабана измельчающими телами. В центре торцовых крышек имеются полые цапфы (трубы), через одну из которых исходный материал загружается в мельницу, а через другую – непрерывно выгружается измельченный продукт. Цапфы опираются на подшипники, и барабан мельницы вращается вокруг горизонтальной оси. Во время вращения барабана измельчающие тела под действием сил трения и центробежной силы прижимаются к его внутренней поверхности, поднимаются на определенную высоту, с которой затем они падают или перекатываются вниз. Измельчение материала происходит под действием измельчающих тел при движении его вдоль барабана. Продольное

перемещение материала внутри барабана происходит вследствие перепада уровней загрузки и за счет непрерывной подачи исходного материала. Поэтому со стороны разгрузки цапфа имеет больший диаметр, чем со стороны загрузки.



**Рис. 21. Схема устройства и принцип действия вращающейся барабанной мельницы:**

**1 - 1 и 3 - загрузочная и разгрузочная крышки с пустотелыми цапфами; 2 - барабан; 4 - измельчающие тела**

Применять шары мельче 40 мм не рекомендуется, так как они заполняют собой пространство между крупными шарами (до 120 мм), принимают на себя удары с их стороны, снижая тем самым эффективность измельчения. Шары, потерявшие форму шара, а также как и шары мельче 40 мм, должны удаляться из мельницы при пересортировке шаров.

Для грубого измельчения применяют ребристые футеровки, а для тонкого - гладкие или волнистые. Резиновую футеровку используют в шаровых мельницах для тонкого измельчения. Резиновая футеровка заметно снижает эксплуатационные расходы - ее масса на 80 % меньше, срок службы в 2-3 раза больше. Кроме того, снижается уровень шума при работе мельниц. Для загрузки мельниц применяют барабанные, улитковые и комбинированные питатели.

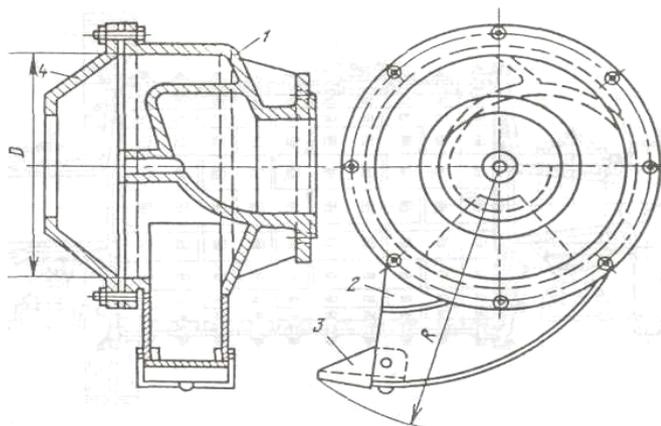
*Барабанный питатель* представляет собой цилиндроконическую камеру, открытую с обеих сторон и снабженную внутренней спиральной перегородкой для загрузки измельчаемого материала в мельницу через загрузочную цапфу. Питатель крепится болтами к загрузочной цапфе барабана мельницы. Барабанные питатели применяют для загрузки материала крупностью до 70 мм на уровне оси мельницы.

*Улитковый питатель* представляет собой спиральной формы черпак с круглым отверстием в боковой стенке по оси вращения для выпуска зачерпываемого материала в мельницу.

Питатель болтами крепится к цапфе так, чтобы отверстия цапфы и питателя совпадали. На конце черпака питателя крепится сменный козырёк из марганцовистой стали. Улитковые питатели изготавливаются одно-двух и

трехчерпаковыми. Они позволяют загрузить измельчаемый материал с более низкого уровня, что даёт возможность устанавливать мельницы в замкнутом цикле с классифицирующими аппаратами.

**Комбинированный питатель** (рис.22.) применяется для загрузки мельницы одновременно кусковым материалом и песками классификатора. Большое преимущество комбинированного питателя заключается в том, что крупнокусковой материал попадает мельницу, минуя загрузочную коробку для черпака улитки.



**Рис. 22. Комбинированный питатель**

**1 - корпус; 2 - черпак; 3 - козырек черпака; 4 - крышка**

**Шаровая мельница** с центральной загрузкой (**МШЦ**) имеет конструкцию, аналогичную вышеописанной. Разгрузка пульпы из мельницы происходит свободным сливом через отверстие в загрузочной цапфе.

В практику самоизмельчения руд на обогатительных фабриках все шире внедряется процесс самоизмельчения. Он так же используется в тех случаях, когда в измельченном материале нежелательно присутствие железа, образующегося за счет истирания шаров и стержней. Различают следующие виды самоизмельчения:

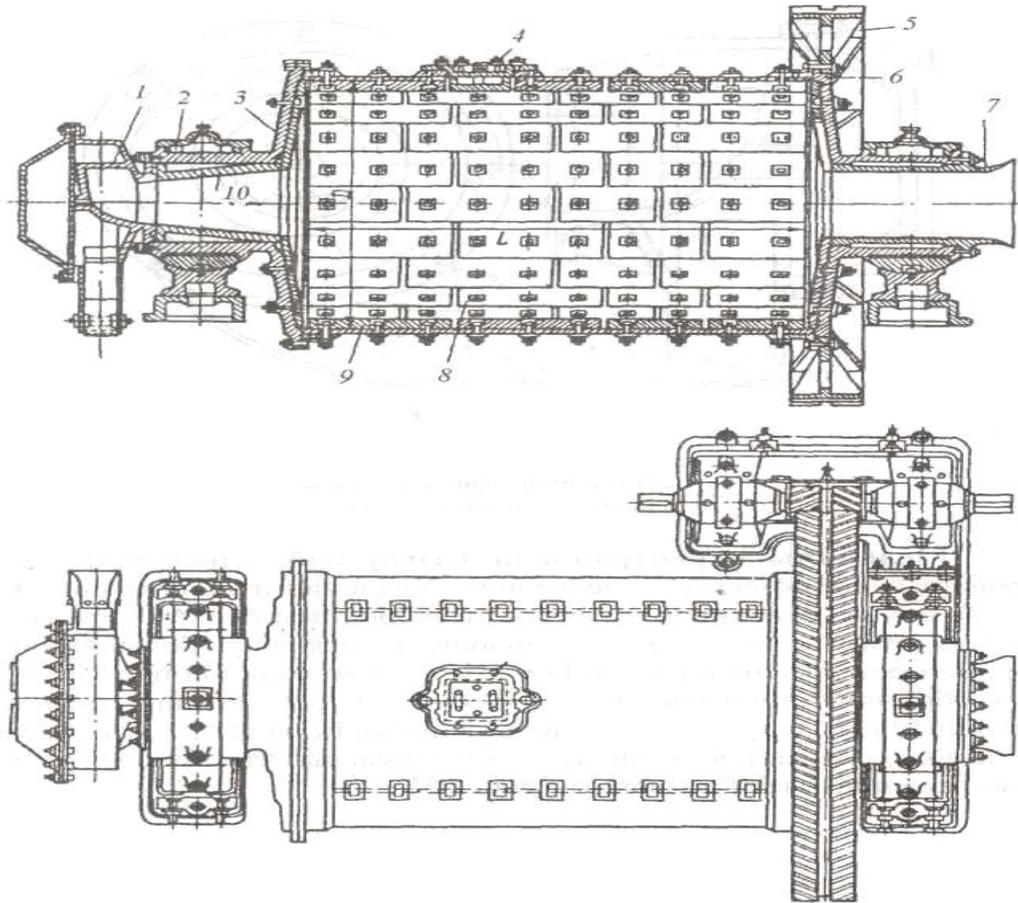
- рудное, когда крупность руды колеблется в пределах 350 – 0 мм (или 600 – 0 мм) поступает в мельницу самоизмельчения, где крупные куски руды, измельчаясь сами, измельчают более мелкие куски;

- рудногалечное, когда мелкая руда измельчается в мельницах телами в виде рудной гали (крупностью 80 – 30 мм), отбираемыми или после II стадии дробления руды, или при рудном самоизмельчении;

- аэродинамическое, когда руда, движущаяся с повышенной скоростью (100 м/с и более) в потоках газа, самоизмельчается за счет соударения частиц измельчаемого материала.

Мельницы с центральной разгрузкой используются для шарового и стержневого измельчения. Удаление измельченного материала в этих

мельницах происходит свободным сливом через пустотелую разгрузочную цапфу, имеющую несколько больший диаметр, чем разгрузочная цапфа. Горловина разгрузочной цапфы снабжена обратной спиралью, возвращающей в рабочее пространство мельницы шары, случайно попавшие в полость цапфы. В этих мельницах поддерживается высокий уровень пульпы, что приводит к переизмельчению части материала (рис. 23)



**Рис. 23. Шаровая мельница с центральной разгрузкой МШЦ: 1 - питатель; 2 - коренные подшипники; 3, 6 - торцевые крышки; 4 - люк; 5 - зубчатый венец; 7 - разгрузочная воронка; 8 - стальные футеровочные плиты; 9 - барабан; 10 - загрузочная воронка**

Движение пульпы вдоль оси мельницы происходит за счет разницы уровней отверстий в загрузочной и разгрузочной цапф

Заполнение барабана пульпой определяется диаметром отверстия в разгрузочной цапфе.

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой (МШЦ) применяются во второй стадии измельчения в замкнутом цикле с классифицирующим аппаратом.

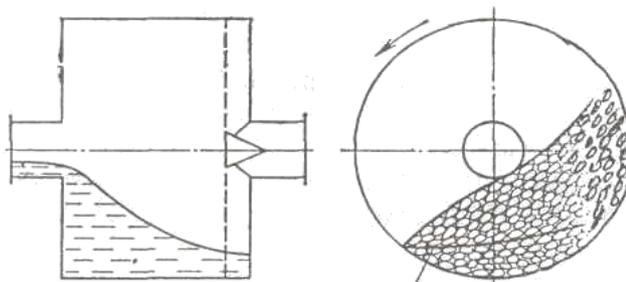
**Шаровая мельница с разгрузкой через решетку МШР** (рис.24.) состоит из цилиндрического барабана, к которому с помощью болтов крепятся торцевые крышки, отлитые вместе с загрузочной и разгрузочной полыми

цапфами, помещенными в подшипники и опирающимися на железобетонные опоры. В барабан загружают чугунные или стальные шары диаметром от 30 до 120 мм. Зависимость диаметра шара от крупности руды выражается уравнением

$$d_0 = 28 \sqrt{d},$$

где:  $d_0$  – диаметр шара, мм;  $d$  – размер среднего куска руды в питании мельницы, мм.

Для предохранения от износа барабан и крышки мельницы внутри футеруют отдельными плитами. Плиты имеют толщину от 50 мм для малых и до 150 мм для больших мельниц и изготавливаются из марганцовистой или хромовой стали, чугуна или резины и крепятся болтами непосредственно к барабану. На барабане имеются один или два смотровых люка, закрытых во время работы крышками. Барабан мельницы изготовляют сварным или клепаным из толстой листовой стали. В разгрузочном конце барабана установлена решетка с отверстиями, через которые проходит измельченный материал. В пространстве между решеткой и торцевой крышкой имеются ребра, делящие эту зону на секторные камеры (лифтеры), открытые в цапфу. При вращении барабана они поднимают пульпу до уровня цапфы и выгружают измельченный материал из нее.



*Линия разгрузки пульпы*

**Рис. 2.4. Схема шаровой мельницы с решеткой**

Удаление измельченного материала из рабочего объема мельницы происходит через щелевидные или круглые отверстия в торцевой решётке в камеру элеваторного пульпоподъёмника, установленного между торцевой решёткой (диафрагмой) и торцевой разгрузочной крышкой.

При вращении барабана измельченный материал, прошедший через решётку в пульпоприёмнике, радиальными лопастями (лифтёрами) поднимается выше оси мельницы и самотёком сливается через полую разгрузочную цапфу.

Принудительное удаление измельченного продукта из барабана мельницы позволяет поддерживать в ней низкий уровень пульпы, что существенно повышает эффективность ударного воздействия измельчающих тел на частицы руды и способствует более быстрому продвижению

крупнозернистой пульпы вдоль оси барабана. Эти мельницы называются мельницами с низким уровнем пульпы.

Уровень пульпы в МШР можно регулировать, перекрывая часть отверстий диафрагмы. Мельницы с разгрузкой через решётку выпускаются с рабочим объёмом от 0,5 м<sup>5</sup>.

*Самоизмельчение имеет определенные преимущества*, которые сводятся к следующему: при рудном самоизмельчении можно измельчить руду крупностью 350 – 0 мм, т.е. после I стадии дробления, исключив при этом среднее и мелкое дробление; достигается экономия в расходе на измельчающие тела (стержни, шары и т.д.); уменьшается переизмельчение руды, и в некоторых случаях улучшаются технологические показатели последующего обогащения.

*К недостаткам* самоизмельчения относятся повышенный расход электроэнергии и футеровки мельниц и меньшая, чем у стержневых и шаровых мельниц, удельная их производительность. Процесс самоизмельчения бывает пригоден для всех руд.

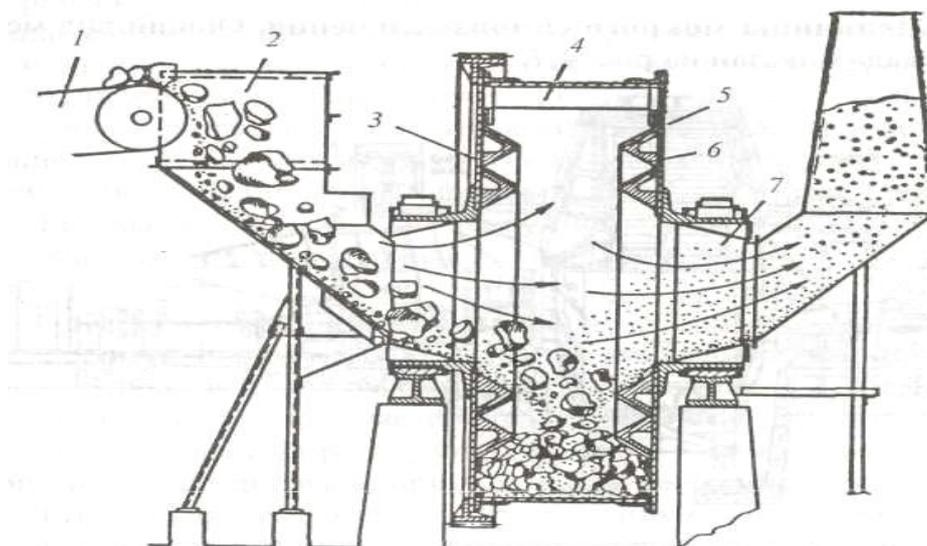
С экономической точки зрения процесс рудного самоизмельчения очень дорогой сам по себе, так как, во-первых, высока стоимость оборудования, во-вторых, велик расход электроэнергии из-за необходимости в установке двигателей большой мощности. Но вся в целом схема рудоподготовки с учётом отсутствия второй и третьей стадии дробления дешевле обычной схемы на 5...6 %.

Наиболее подходят для самоизмельчения хрупкие руды зернистого сложения.

Основная технологическая особенность рудного самоизмельчения - накапливание в мельнице кусков критического размера (от 25 до 75 мм), которые слишком малы, чтобы дробить другие куски, и слишком велики и прочны, чтобы быть раздробленными крупными кусками. Для борьбы с накапливанием критических кусков в мельнице рудного самоизмельчения принимают специальные меры: добавляют небольшое количество стальных шаров, додрабливают материал в дробилках.

Самоизмельчение проводится сухим способом в мельницах «Аэрофол» и мокрым - в мельницах «Каскад».

*Мельница «Аэрофол» для сухого измельчения* (рис. 25.) представляет собой короткий барабан большого диаметра (5,5...11 м)



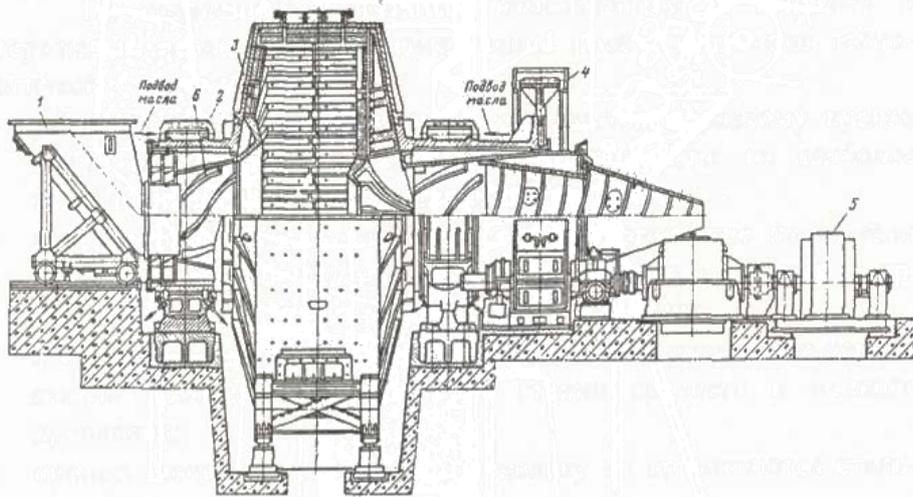
**Рис. 25. Мельница "Аэрофол" для сухого самоизмельчения**  
**1 - конвейер; 2 - приемная воронка; 3 - торцевые крышки;**  
**4 - балки-ребра; 5 - барабан; 6 - кольца; 7 - воздушный классификатор**

На внутренней поверхности вдоль образующей барабана на некотором расстоянии друг от друга укрепляются балки-ребра, которые при вращении барабана поднимают куски материала. Падая вниз, куски разбиваются, ударяясь о ребра, одновременно они дробят ударом находящийся внизу материал. На торцевых крышках барабана укреплены кольца треугольного сечения. Назначение этих колец - направлять куски материала в середину барабана. Мельница работает в замкнутом цикле с воздушным классификатором. Крупные куски в сухих мельницах практически не продвигаются вдоль барабана, поэтому его длина делается небольшой ( $1/3 D$ ).

Сухое самоизмельчение целесообразно только при последующем сухом процессе обогащения, так как его энергоёмкость намного выше, чем энергоёмкость мокрого самоизмельчения.

Мельницы мокрого самоизмельчения. Общий вид мельницы «Каскад» показан на рис. 26.

Барабан изготовлен из двух половин, соединенных горизонтальными фланцами. В барабане предусмотрен люк для выгрузки материала при ремонте. К торцевым крышкам конической формы прикреплены литые полые цапфы, внутри которых вставлены втулки. Загрузочная втулка имеет спираль для ускорения подачи материала в мельницу. Футеровочные плиты барабана имеют скосы для сопряжения с ребрами (лифтёрами), предназначенными для крепления плит к барабану и подъёма руды.



**Рис. 26. Мельница для мокрого самоизмельчения: 1 - откатная загрузочная воронка; 2 - подшипник; 3 - корпус мельницы; 4 - зубчатый венец привода; 5 - электродвигатель; 6 - спираль подачи пульпы**

Разгрузочная решётка состоит из отдельных секторов. За решёткой имеются радиальные перегородки-лифтёры. К разгрузочной цапфе прикреплена съёмная бутара, служащая для классификации пульпы, выходящей из мельницы. Зубчатый венец привода смонтирован на разгрузочной цапфе, с ним сопряжены через шестерни один или два вала, приводимых от одного или двух электродвигателей.

Торцевые крышки барабана мельницы диаметром  $> 8$  м по условиям прочности должны иметь коническую форму с радиальными усиливающими ребрами. Футеровочные плиты изготовлены из твердого никелевого чугуна со сменными прижимными полосами-ребрами из хромомолибденовой стали. Расстояние между ребрами в

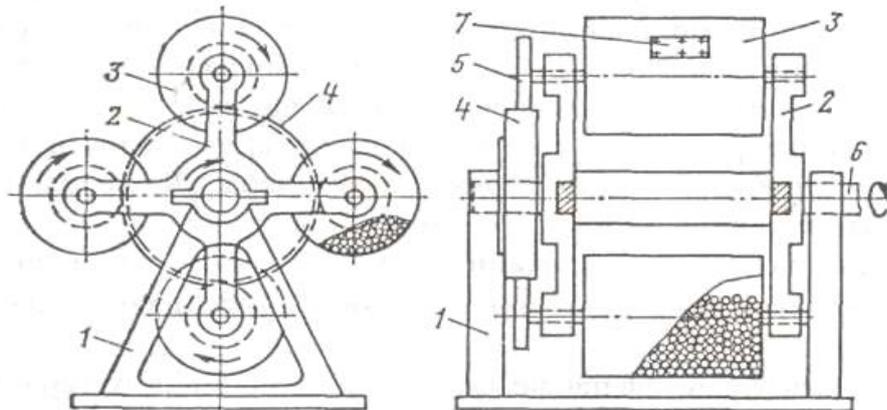
цилиндрической части барабана - 450 мм. Ребра на футеровке в мельницах самоизмельчения играют важную роль - при изношенных ребрах мельницы не могут работать из-за скольжения материала.

Мельницы самоизмельчения хорошо работают только при низком уровне разгрузки, при высоком уровне пульпы в мельнице падающие дробящие куски теряют силу удара в большей степени, чем шары, имеющие большую плотность.

Для разгрузки из мельницы рудной гали и изношенных шаров в решётке предусматривают «окна» размером 75x75 или 100x100 мм.

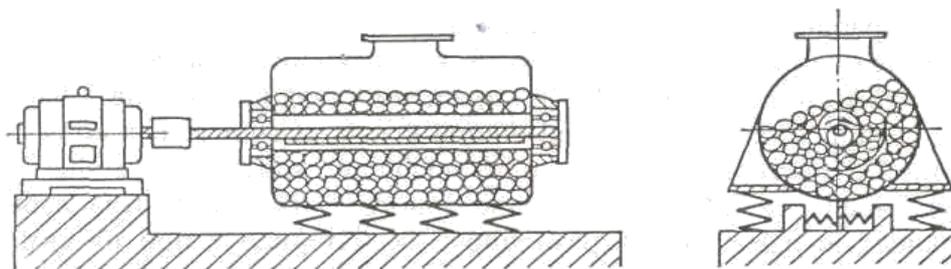
**Планетарные барабанные мельницы** (рис.27) представляют собой несколько барабанов, смонтированных на водила 2. Каждый барабан свободно вращается в подшипниках водила и жестко соединен с приводной шестерней 5, которая кинематически связана с неподвижной шестерней 4. При вращении вала 6 и водила 2 барабаны 3 вращаются вокруг своей общей оси, а за счет

зацепления шестерни 5 с шестерней 4 происходит вращение каждого барабана 3 вокруг своей оси. Мельницы планетарного типа отличаются избирательностью измельчения разнопрочных материалов при их самоизмельчении.



**Рис.27. Планетарная мельница периодического действия 1 - станина; 7 - люк. Остальные обозначения см. в тексте**

Вибрационные барабанные мельницы применяются для сверхтонкого измельчения цемента, керамического и другого сырья. Корпус мельницы опирается на пружины и совершает колебательные движения от дебалансного вибратора, при этом барабан мельницы не совершает вращательного движения (рис. 28).



**Рис. 28. Схема вибрационной мельницы с внутренним инерционным вибратором**

При вращении вибратора возбуждаются круговые колебания в плоскости, перпендикулярной к оси вибратора, что вызывает колебания измельчающих тел и разрыхление измельчающей среды в камере. А так же это вызывает интенсивное взаимное перемещение измельчающих тел. При этом возникает вращательное движение измельчающей среды (барабан на 80 % объема загружен шарами), обратное направлению вращения вибратора, В результате материал, находящийся в мельнице, измельчается.

В питании вибрационных мельниц не должно быть кусков >6 мм.

**Контрольные вопросы:**

1. Что такое измельчение?
2. Для чего необходим процесс измельчения?
3. Какие схемы измельчения Вы знаете?

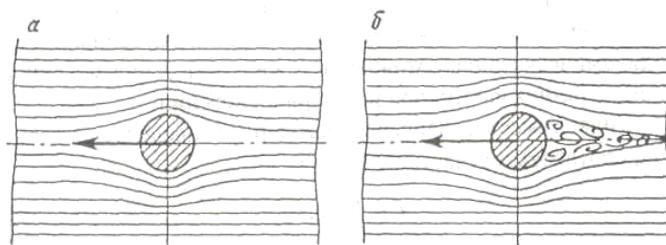
## ЛЕКЦИЯ №7 ПРОЦЕССЫ КЛАССИФИКАЦИИ

### План:

1. Закономерности падения минеральных зерен в воде и воздухе.
2. Процесс классификации.
3. Гидравлические классификаторы.
4. Гидроциклоны.
5. Воздушные классификаторы (сепараторы).

**Ключевые слова:** падение, минеральные зерна, плотность, физические свойства, масса, скорость падения в водной и воздушной средах, параметр Рейнольдса, классификация, турбулизация, равнопадаемость, КПД классификации

**1.** Характер падения тел в жидкости или газообразной среде определяется взаимодействием трех сил: силы тяжести, направленной вниз, подъемной (архимедовой) силы, направленной вверх, и силы сопротивления среды, направленной тоже вверх. Сила тяжести зависит от плотности и объема твердого тела, подъемная сила – от объема тела и плотности среды; сила сопротивления среды зависит от режима движения (турбулентного или ламинарного) и складывается из так называемого сопротивления сил инерции (динамического) и сопротивления сил трения (вязкости). Оба вида сопротивления среды движущемуся в ней телу действуют одновременно, но с неодинаковой силой. Преобладание динамического сопротивления наблюдается при турбулентном движении и характерно для больших размеров движущихся частиц (2 мм и выше) и больших скоростей движения. Преобладание вязкости сопротивления наблюдается при ламинарном движении (характерно для вязких частиц небольшого размера – 0,1 мм и ниже) и небольших скоростях движения, а так же при высоких значениях вязкости среды (см. рис.29). Для частиц промежуточной крупности (от 0,1 до 2 мм), характерен переходный режим, при котором наблюдается действие обоих видов сопротивления.



**Рис.29. Характер обтекания жидкостью тел при ламинарном (а) и турбулентном (б) режимах**

Параметр, характеризующий режим течения жидкости, называется параметром Рейнольдса ( $Re$ ). При значениях  $Re \geq 1000$  течение жидкости турбулентное, при  $Re \leq 1$  – ламинарное и при  $Re=1000 \div 1$  режим течения жидкости промежуточный.

Начальный момент движения тела в среде характеризуется нулевым значением скорости его движения и максимальным значением ускорения. В дальнейшем по мере возрастания скорости падения тела, увеличивается сила сопротивления среды, ускорение уменьшается и за короткий промежуток времени эта сила достигает величины движущей силы. В этот момент падающее тело достигает своей предельной (максимальной) скорости. Скорость становится постоянной, ускорение равно нулю. Конечная или постоянная скорость обозначается  $v_0$ .

На основании исследований установлены следующие закономерности падения минеральных частиц в среде:

1. более крупные и плотные частицы имеют наиболее высокие скорости падения минеральных частиц в среде;
2. с увеличением плотности и вязкости среды скорость падения в ней зерен снижается;
3. форма и характер поверхности зерен значительно изменяют скорости падения;
4. при одинаковой массе частиц наименьшее сопротивление испытывают шарообразные частицы, большее – угловатые, затем продолговатые и максимальное – пластинчатые;
5. шероховатые частицы испытывают большее сопротивление, чем частицы с гладкой поверхностью;
6. температура среды оказывается на изменении скорости падения частиц следующим образом. При значениях  $Re \geq 200$  изменение температуры среды не влияет на скорость движения частиц; при значениях  $Re$  от 1,74 до 200 влияние температуры на изменение скорости движения ничтожно мало и при значениях  $Re \leq 1,74$  температура среды является одним из основных факторов, влияющих на их скорость.

**2. 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. Разделение минеральных зерен различной крупности в этих аппаратах происходит в потоках соответственно жидкости или воздуха. Используется два основных способа разделения частиц:

разделение в потоке, направление которого перпендикулярно или направлено под углом по отношению к действующим силам.

При первом способе разделения процесс классификации осуществляется в вертикальной струе воды или воздуха, при втором – в горизонтальной или наклонной струе. Когда классификация происходит в вертикальном потоке жидкости (воздуха), теоретически, все частицы, скорость падения которых больше скорости восходящего потока, должны опускаться и загружаться снизу, а частицы, скорость падения которых меньше скорости восходящего потока, должны выноситься вместе с потоком вверх и попадать верхний продукт. На практике такого четкого разделения обычно не наблюдается, так как этому препятствуют перемешивание частиц за счет турбулизации потока; отсутствие однородности в скоростях движения потоков (в центре они выше, чем у стенок); различия в форме и плотности разделяемых частиц. Поэтому разделение частиц осуществляется не строго по их размерам, а по их так называемой гидравлической крупности, вследствие чего при значительной разнице в форме и плотности частиц может наблюдаться их частичное гидравлическое обогащение.

Когда классификация зерен различной крупности происходит в горизонтальных потоках воды (воздуха), траектория движения частиц зависит от ( $v_p$ ), которая определяется сложением скорости вертикального перемещения ( $v_b$ ) их под действием силы тяжести и скорости горизонтального движения ( $v_r$ ) в направлении движения потока. Исходная пульпа подается слева, а слив удаляется справа. Глубина потока равна  $h$ , путь горизонтального прохождения потока  $l$ .

В отличие от грохочения, производящего разделение материала по крупности, гидравлическая классификация делит материалы на классы по равнопадаемости, т.е. каждый класс, полученный при гидравлической классификации, содержит зерна, имеющие одинаковую скорость падения в воде.

Гидравлическая классификация не является собственно обогатительным процессом и относится к подготовительным операциям.

В качестве подготовительной операции гидравлическая классификация применяется при подготовке материала перед гравитационным обогащением.

Гидравлическая классификация применяется для материала крупностью  $< 5...6$  мм и производится в аппаратах, называемых гидравлическими классификаторами.

В результате гидравлической классификации смеси минеральных зерен различных диаметров и плотности получают такие классы равнопадающих

зерен, в которых зерна легкого минерала не имеют равных себе по величине зерен тяжелых минералов.

Процессы классификации нашли широкое применение на обогатительных фабриках. Верхний предел крупности материала, подвергаемого классификации, не превышает 5 – 6 мм для руд и 13 мм – для углей.

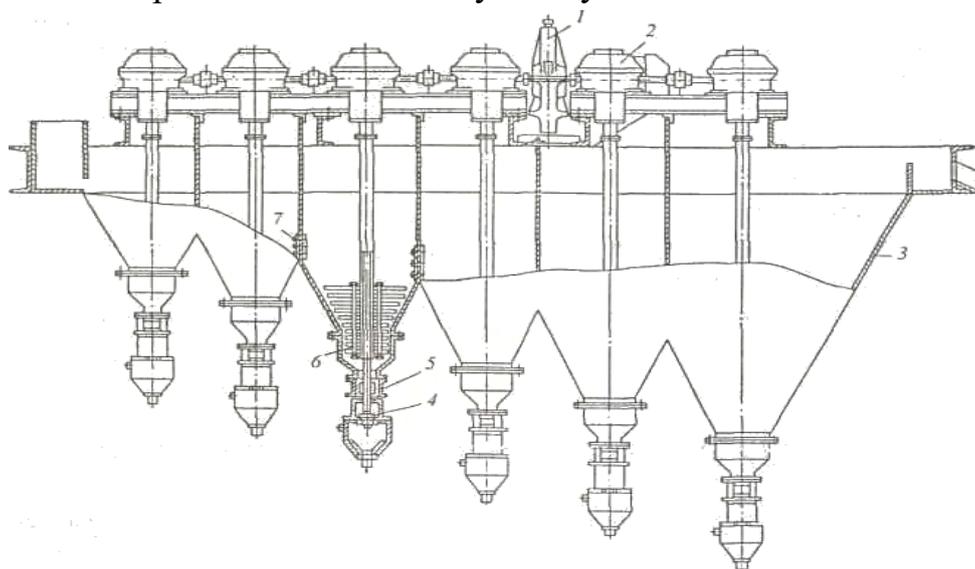
Эффективность процесса классификации оценивается извлечением определенного (граничного) класса крупности в слив или в пески (КПД классификации). В общем случае эффективность классификации возрастает при более низкой нагрузке и более разжиженных пульпах.

**3.** Наиболее распространенными классификаторами этого типа являются конусные классификаторы (автоматические конусы), отстойники (пирамидальные, призматические), многокамерные классификаторы (четырёх - и шестикамерные) и др. Общим для всех конструкций является наличие горизонтального потока пульпы. Классификаторы применяют для разделения материала по крупности на два продукта и более без дополнительной подачи воды или с добавлением ее в небольших количествах.

Гидравлический классификатор со стесненным падением зерен и механической разгрузкой (рис. 30) состоит из шести пирамидальных камер, увеличивающихся в размере по направлению от места загрузки исходного материала к сливному порогу. Камеры установлены уступами. Нижняя часть каждой камеры состоит из трех частей: цилиндрической камеры для перемешивания пульпы, в нижней части переходящей в усеченный конус, за счет чего и создаются условия стесненного падения; стеклянной цилиндрической камеры для наблюдения и регулирования процесса классификации и нагнетательной трубы, имеющей внутри форму спирали, через которую вода подается тангенциально. Ниже нагнетательной трубы имеется приемник для выгрузки осевшего материала, который разгружается через отверстия, периодически открывающееся с помощью шарикового клапана, закрепленного на стержне. Стержень проходит через полый вертикальный вал, на верхнем конце стержня имеется кулачок, насаженный на диск, вращающийся от шестерни. Кулачков на диске - от одного до четырех; для более крупного класса ставят четыре кулачка, для более тонкого - один. Шестерня делает 1,2 об/мин. При поднятии шарикового клапана материал проходит через отверстие клапана и попадает в приемник, представляющий собой цилиндр, заканчивающийся конусом с насадкой. Из приемника материал разгружается через втулку.

В каждой секции на нижнем конце вертикального полого вала укреплены мешалки. Полый вал приводится в движение от горизонтального приводного

вала. Количество поступающей в каждую камеру воды регулируется с помощью клапана. Скорость восходящей струи в секциях постепенно уменьшается в направлении к сливному концу.



**Рис. 30. Гидравлический классификатор стесненного падения КГ-6**  
**1 - редуктор; 2 - привод вала; 3 - корпус; 4 - клапан;**  
**классифицирующее устройство; 6 - мешалка; 7 – перегородка**

Многокамерные гидравлические классификаторы выпускаются двух типоразмеров: КГ-4Р и КГ-6Р. Число классификаторов выбирают исходя из требуемой производительности с учетом циркуляционной нагрузки, которая достигает 1 00 % при работе аппарата в замкнутом цикле со строжневой мельницей.

**Механические классификаторы** работают по принципу разделения исходного продукта в горизонтальном потоке под действием силы тяжести на крупную фракцию - пески и мелкую - слив.

В зависимости от конструкции разгрузочных устройств различают механические классификаторы: речные, спиральные и чашевые.

В практике обогащения применяются только спиральные классификаторы.

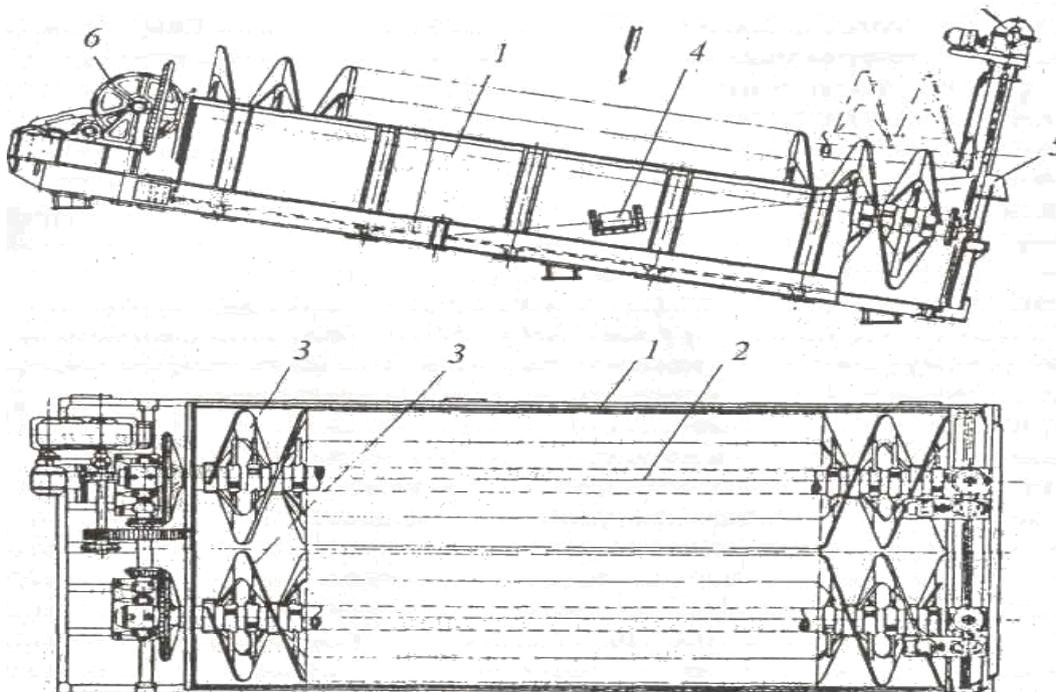
Спиральный классификатор (рис.31) состоит из наклонной полуцилиндрической ванны, в которой помещены один или два вращающихся вала с насаженными на них спиралями.

Спирали изготовлены из стальных полос, образующих двухзаходную винтовую ленту. Для предохранения от износа спираль футеруется пластинами из отбеленного чугуна, легированной стали или высокопрочных сплавов.

Верхняя цапфа вала шарнирно укреплена в упорных подшипниках, что позволяет поднимать нижнюю часть спирали без нарушения сцепления конических зубчатых колёс. Это необходимо в случае внезапной остановки

классификатора во избежание заиливания спирали оседающими песками, а также для ремонта.

Спиральные классификаторы выпускаются с одной или двумя спиралями и характеризуются диаметром спирали и длиной ванны. Направление вращения валов у двухспиральных классификаторов должно быть таким, чтобы пески отгребались каждой спиралью к боковой стенке ванны. Привод вала спирали расположен в верхней части ванны.



*Рис.31. Спиральный классификатор*

*1 - корыто; 2 - вал; 3 — спирали; 4 - питающий желоб;  
5 - сливной желоб; 6 - привод; 7 - подъемное устройство*

По расположению вала в ванне различают спиральные классификаторы с **непогруженной спиралью** и с **погруженной спиралью**. В первом случае верхняя половина витка спирали выступает над зеркалом пульпы, во втором - участок спирали, находящийся вблизи сливного порога, целиком погружен в пульпу.

Классификаторы с непогруженной спиралью применяют для получения грубого слива, крупнее 0,15 мм, в первой стадии измельчения; классификаторы с погруженной спиралью - для получения тонкого слива, мельче 0,15 мм, или 65 % и более класса крупностью-0,074 мм. Они имеют высокую производительность по сливу и их устанавливают во второй стадии измельчения.

Основными параметрами, определяющими технологические показатели работы спирального классификатора, помимо диаметра спирали и длины ванны, являются угол его наклона, высота сливного порога и частота вращения спирали. Все эти факторы влияют на крупность слива. На практике основным

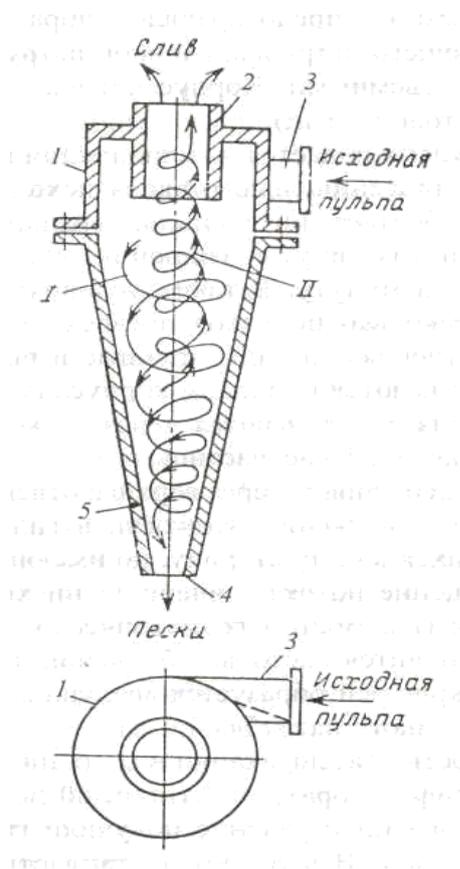
технологическим фактором, с помощью которого легко и достаточно быстро регулируют крупность слива, является *разжижение* пульпы, т.е. отношение жидкого к твёрдому. Изменяют плотность пульпы путём регулирования подачи воды в классификатор. В плотной пульпе осаждение зерен медленное, слив получается крупным, а пески засоренными мелкими классами. И наоборот, разжижение пульпы (до определённого предела) приводит к увеличению скорости осаждения зёрен и поэтому слив получается более тонкий. В сливе можно получить до 30...40 % твердого, в песках - 75...80 % твердого.

Механические классификаторы в связи со своей громоздкостью, низкой производительностью и эффективностью (35...60 %) заменяются, на более производительные аппараты - гидроциклоны (классификация идёт в центробежном поле).

#### **4. Гидроциклоны**

Классификация в гидроциклонах происходит в центробежном поле в результате вращения пульпы (рис. 32). Гидроциклон состоит из цилиндрической и конической частей. Цилиндрическая часть имеет патрубок для питания исходным материалом, поступающим под давлением по касательной к внутренней поверхности корпуса. Это отверстие для патрубка располагается таким образом, чтобы входящая струя пульпы получала вращение. Цилиндрическая часть патрубка сверху закрыта и имеет входное отверстие. В вершине конической части находится разгрузочное отверстие для песков (песковая насадка). Внутренняя поверхность гидроциклона футеруется резиной, карбидокремнием или полиуретаном, или каменным литьем для предотвращения абразивного износа корпуса. Вставка питающего патрубка, сливной патрубок и песковая насадка выполняются съёмными. Корпус аппарата литой (чугунный) или сварной (из листовой стали).

Исходная пульпа подаётся в гидроциклон насосом под давлением. В результате тангенциального ввода исходной пульпы в гидроциклон она приобретает интенсивное вращательное движение. Частота вращения потока внутри гидроциклона достигает нескольких тысяч оборотов в минуту. В таких условиях создаётся центробежная сила, на несколько порядков превосходящая силу тяжести. Под действием центробежной силы крупные и поэтому более тяжёлые частицы отбрасываются к стенкам корпуса гидроциклона и, продвигаясь по ним вниз, разгружаются через песковое отверстие (насадку). Более тонкие и лёгкие частицы вместе с основной массой жидкости выносятся со сливом через верхнее отверстие.



**Рис. 32. Гидроциклон:**

**1 - корпус; 2 - сливной патрубок; 3 - питающая насадка; 4 - песковая насадка; 5 - футеровка**

При вихревом движении жидкости в гидроциклоне образуются два вращающихся в одну сторону, но имеющих противоположное осевое перемещение потока - внешний нисходящий (I) и внутренний восходящий (II). Вблизи геометрической оси аппарата центробежная сила становится настолько большой, что происходит разрыв жидкости - вокруг оси образуется воздушный столб диаметром 0,6...0,7 диаметра сливного патрубка.

Эффективность классификации в гидроциклонах выше, чем в механических классификаторах, и достигает 80 %.

Наибольшее распространение получили гидроциклоны с углом конусности 20 град. Выпускаются стандартные гидроциклоны диаметром от 75 до 2000 мм.

На показатели работы гидроциклонов влияют конструктивные и технологические факторы. К первым относятся форма и геометрические размеры гидроциклона, а также диаметры питающей и разгрузочной насадок, состояние внутренней поверхности.

Ко второй группе факторов относятся давление на входе, содержание твердого в пульпе, его гранулометрический и вещественный состав.

**Разгрузочное отношение**  $\Delta/d$ , т. е. отношение диаметра песковой насадки к диаметру сливного патрубка является основным фактором, определяющим показатели работы гидроциклона. С увеличением разгрузочного отношения увеличивается выход песков, понижается их крупность и содержание твердого, соответственно этому уменьшается крупность слива и его выход.

Оптимальной длиной сливного патрубка  $h$  считается такая, когда его нижний край погружен в гидроциклон несколько ниже питающего патрубка. Увеличение глубины погружения сливного патрубка в гидроциклон приводит к увеличению крупности слива.

**Размер питающей насадки** влияет главным образом на производительность гидроциклона, которая прямо пропорциональна эквивалентному диаметру этой насадки.

С увеличением *угла конусности* гидроциклона при прочих постоянных условиях снижается объёмная производительность, уменьшается выход песков и соответственно увеличивается крупность продуктов классификации.

**Давление на входе** при заданной объёмной производительности определяется диаметрами сливного и питающего отверстий и составляет 0,03...0,25 МПа. Более высокое давление требуется при получении тонкого плотного слива. При этом сильно изнашиваются насадки гидроциклона, увеличивается расход электроэнергии. При выборе гидроциклонов следует стремиться к установке их по одному на насос, т. е. к применению больших аппаратов, которые обеспечивают на фабриках получение слива крупностью до 80...90 % класса -0,074 мм.

Однако, чем тоньше требуется крупность слива (например, < 0,01...0,02 мм) и больше его плотность, тем меньше должен быть диаметр гидроциклона. При соответствующих условиях слив одинаковой крупности может получаться в гидроциклонах разных размеров. Более тонкий слив образуется при большом разжижении и давлении на входе в гидроциклон.

Все гидроциклоны имеют более высокую производительность и занимают мало места по сравнению со спиральными классификаторами.

**3. Центробежный воздушный (пневматический) сепаратор** состоит из внешнего цилиндро-конического корпуса, в котором концентрически размещена вторая внутренняя камера. Во внутренней камере расположен распределительный диск и вентиляторное колесо. В месте перехода цилиндрической части камеры в коническую часть установлены жалюзи, через которые внутренняя камера сообщается с наружной камерой. Диск и вентиляторное колесо, посажены на один вал и имеют общий привод.

Подлежащий классификации материал подается по желобу на распределительный диск, который, вращаясь центробежной силой

сбрасывает материал в рабочее пространство сепаратора. Вентиляторное колесо, вращаясь, засасывает воздух из внутренней камеры и нагнетает его в наружную. Сепарация происходит в потоке воздуха, создаваемом вентиляторным колесом. Крупный материал преодолевает поток воздуха и осаждается во внутренней камере, удаляясь по патрубку. Лопасты выделяют из потока оставшиеся крупные частицы, повышая эффективность разделения. Мелкий материал выносится воздухом в наружную камеру. Здесь скорость потока воздуха резко снижается, мелкий материал осаждается и удаляется по патрубку. Очищенный воздух через жалюзи вновь попадает во внутреннюю камеру сепаратора, создавая замкнутый, циркулирующий поток воздуха.

Крупность разделения материала можно регулировать как дроссельной задвижкой с помощью штурвалов, так и изменением числа лопастей вентилятора или частоты его вращения.

Воздушные сепараторы диаметром цилиндрической части корпуса до 4,9м. их хорошо используют в циклах сухого измельчения при приготовлении пылевидного топлива, обогащении асбестовых руд, а так же для обеспыливания угля перед его обогащением.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Что называют гидравлическим классификатором, какие из них наиболее применяемые?
2. Каков принцип разделения минеральных частиц в гидравлических классификаторах?
3. Опишите устройство и принцип работы четырехкамерного гидравлического классификатора.
4. Какие классификаторы называются спиральными, каков принцип их действия?
5. Каковы преимущества гидроциклонов перед другими классификаторами?
6. Опишите воздушный классификатор и принцип его действия

## ЛЕКЦИЯ №8

### ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ.

#### План:

1. Общие положения. Фракционный анализ.
2. Основы процесса обогащения в тяжелых средах.
3. Типы и работа аппаратов.

*Ключевые слова:* гравитационные процессы, отсадка, фракционный анализ, обогащение в тяжелых средах, обогащение в тяжелых средах, всплывшие продукты, утяжелители, устойчивость, вязкость, регенерация, тяжелосредние сепараторы и гидроциклоны, конусные сепараторы, аэролифтная загрузка, трехъярусный сепаратор, барабанный сепаратор

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

В качестве среды, в которой осуществляется гравитационное обогащение, используются при мокром обогащении вода, тяжелая суспензия или растворы; при пневматическом – воздух.

Гравитационные методы занимают ведущее место среди других методов обогащения, особенно в практике переработки угля, золотосодержащих, вольфрамовых, молибденовых руд и руд черных металлов.

Оснащение современных гравитационных фабрик высоко производительными машинами позволяет упрощать схему цепи аппаратов, более экономично использовать производственные площади и объемы зданий, в результате чего снижаются удельные капитальные затраты на строительство, уменьшается численность обслуживающего персонала, возрастает производительность труда, снижается себестоимость переработки.

Гравитационные методы обогащения угля позволяют перерабатывать крупнозернистый материал с верхним пределом крупности до 300 (600) мм. Последнее обстоятельство особенно важно, если учесть, что некоторые крупнозернистые продукты обогащения имеют значительно больший спрос потребителей и большую стоимость, чем мелкозернистые. Стоимость хромовой руды крупностью 80-10 мм, обогащаемой в суспензиях, на 25-30% выше стоимости руды крупностью -10 + 3 и -3 мм.

Гравитационные методы обогащения в практике переработки хромовых руд занимают основное положение, так как позволяют разделять зерна хромовых минералов при крупности до 300 мм.

При обогащении окисленных железных руд крупностью от 70 до 1,0 (0,5) мм применяют гравитационные процессы обогащения, например обогащение в суспензиях, отсадку, обогащение на концентрационных столах и др.

По экономической эффективности обогащение угля в тяжелой среде имеет преимущество по сравнению с другими методами. По данным П. А. Самылина, стоимость обогащения угля (в коп.) различными методами составляет (на 1 т концентрата): сепарация в тяжелой среде 0,8; отсадка 3,4; флотация 13,4 (в ценах 1980 г.).

В комбинированных схемах переработки полезных ископаемых гравитационные методы способствуют повышению экономичности обогатительного передела. Так, при обогащении полиметаллических руд алтайских месторождений применение гравитационных методов позволяет в начале процесса удалить до 30% отвальной породы в виде товарного продукта (для строительных целей) и тем самым сократить фронт последующих переделов - измельчения и флотации и повысить экономичность работы предприятия.

Чаще применяют гравитационные процессы в различных сочетаниях с другими методами обогащения: флотацией, промывкой, магнитной сепарацией, электрической сепарацией и др. В этом случае полезное ископаемое обрабатывают по сложным технологическим схемам. К таким схемам относят практически все схемы переработки коксующихся углей Донбасса, Кузбасса и Карагандинского бассейна, окисленных железных, полиметаллических, вольфрамово-молибденовых и других руд.

Гравитационные процессы обогащения по широте диапазона исходных характеристик обогащаемого сырья, разнообразию условий применения их в технологических схемах обогатительных фабрик, простоте производственного комплекса, высокой производительности обогатительных аппаратов в сравнимых условиях превосходят многие другие процессы обогащения и обеспечивают эффективное разделение минеральных смесей при относительно низких материальных, трудовых и энергетических затратах

**К гравитационным процессам** относятся отсадка, обогащение в тяжелых средах (главным образом в минеральных суспензиях), концентрация на столах, обогащение в шлюзах, желобах, струйных концентраторах, конусных, винтовых и противоточных сепараторах, пневматическое обогащение.

Гравитационные процессы могут применяться как самостоятельно, так и в различных сочетаниях с другими процессами обогащения: магнитной и электрической сепарацией, флотацией и др.

**Фракционный анализ** полезных ископаемых производится с целью определения их обогатимости, т.е. количественного и качественного определения соотношения фракций различной плотности.

Разделение на фракции различной плотности может быть произведено следующими методами: разделением в тяжелых жидкостях, в тяжелых суспензиях, немагнитных минералов (плотностью от 2500 до 7500 кг/м<sup>3</sup>) с помощью магнитогидростатической (МГС) или магнитогидродинамической (МГД) сепарации и др. Наибольшее распространение в лабораторных условиях получил метод разделения проб полезных ископаемых отдельных классов крупности или смеси классов на фракции различной плотности в тяжелых жидкостях или растворах различной плотности.

В качестве среды разделения применяют следующие растворы и тяжелые жидкости плотностью, кг/м<sup>3</sup>: хлористый кальций (CaCl<sub>2</sub>) 2000; хлористый цинк (ZnCl<sub>2</sub>) 2900; четыреххлористый углерод (CCl<sub>4</sub>) 1600; бромоводород (HBr) 2890; тетрабромэтан (C<sub>2</sub>H<sub>2</sub>Br<sub>4</sub>) 2960; жидкость Туле (HgI<sub>2</sub>+KI) 3170; жидкость Порбаха (BaI<sub>2</sub>+HgI<sub>2</sub>) 3500 и жидкость Клеричи [CH<sub>2</sub>(COOTe)<sub>2</sub>HCOOTe] 4250.

Наибольшее распространение при проведении фракционного анализа углей получили раствор хлористого цинка (статическое разделение) и четыреххлористый углерод (центробежное разделение), а при проведении фракционного анализа руд – жидкости Туле и Клеричи. Эти вещества хорошо растворяются в воде (четырёххлористый углерод – в бензоле) и на их основе можно готовить растворы широкого диапазона плотностей.

Гравитационные процессы обогащения отличаются, как правило, высокой производительностью обогатительных аппаратов, относительной дешевизной и высокой эффективностью разделения минералов. Все методы гравитационного обогащения обеспечивают, в основном, более низкие эксплуатационные расходы на 1 т продукции, чем флотация, и обычно требуют меньшей установочной мощности. Гравитационное обогащение практически универсальный способ переработки бедных руд, россыпных месторождений, к тому же это экологически чистое производство (не используются флотационные реагенты) [5].

**2. 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 распространил 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-обогатительных 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.

**3.** 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: двухпродуктовые; 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, цилиндрические, 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).

#### **Контрольные вопросы:**

1. Что называют гравитационными процессами?
2. Какие процессы относятся к гравитационным?
3. Почему гравитационные процессы обогащения считаются экономичными и более простыми методами?
4. Что такое фракционный анализ?
5. Для чего необходимо проведение фракционного анализа?
6. Что называют отсадкой, принцип действия отсадки на полезные ископаемые?
7. Для чего применяют отсадку?
8. Какие машины применяют для процессов отсадки и для каких полезных ископаемых?
9. Какие модели распределения частиц, при отсадке, Вы знаете?
10. Что означает обогащение в тяжелых средах, приведите примеры?
11. Что такое устойчивость, вязкость системы?
12. Каковы преимущества процесса обогащения в тяжелых средах?
13. Назовите наиболее применяемые сепараторы?
14. Опишите работу и принцип действия конусных сепараторов.
15. Опишите работу и принцип действия барабанных и колесных сепараторов.
16. Какие машины (аппараты) применяют при обогащении полезных ископаемых в тяжелых суспензиях?

## ЛЕКЦИЯ №9 ОБОГАЩЕНИЕ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ.

### План:

1. Тяжелосредные сепараторы и гидроциклоны.
2. Конусный сепаратор с аэролифтной разгрузкой.
3. Сепаратор барабанный со спиральной разгрузкой.

**Тяжелосредные 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.

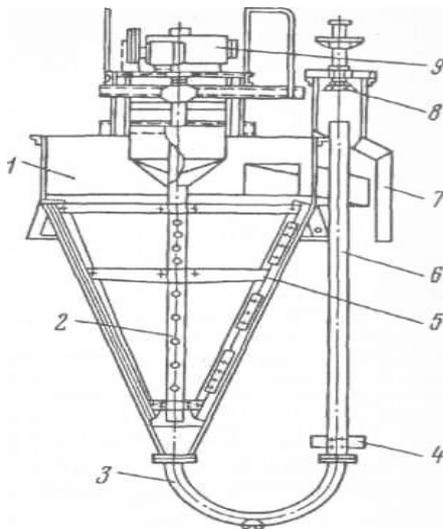
Предварительное обогащение руд в тяжелых суспензиях позволяет выделить, в отвальные хвосты от 25...30 до 80 % материала, что приводит к увеличению производительности обогатительных фабрик в 1,5-2 раза, при этом капитальные затраты окупаются за 1., 1,5 года, а себестоимость переработки руды снижается 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. 33) 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.



**Рис. 33. 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 зонтик; 9 — привод мешалки**

Диаметр трубы аэролифта принимается равным не менее чем трем размерам наибольшего куса материала и составляет 150...250. Всплывшая легкая фракция вместе с суспензией сливается в желоб, а тяжелая фракция аэролифтом подается в разгрузочную камеру. Производительность сепаратора изменяется от 40 до 300 т/ч.

**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.

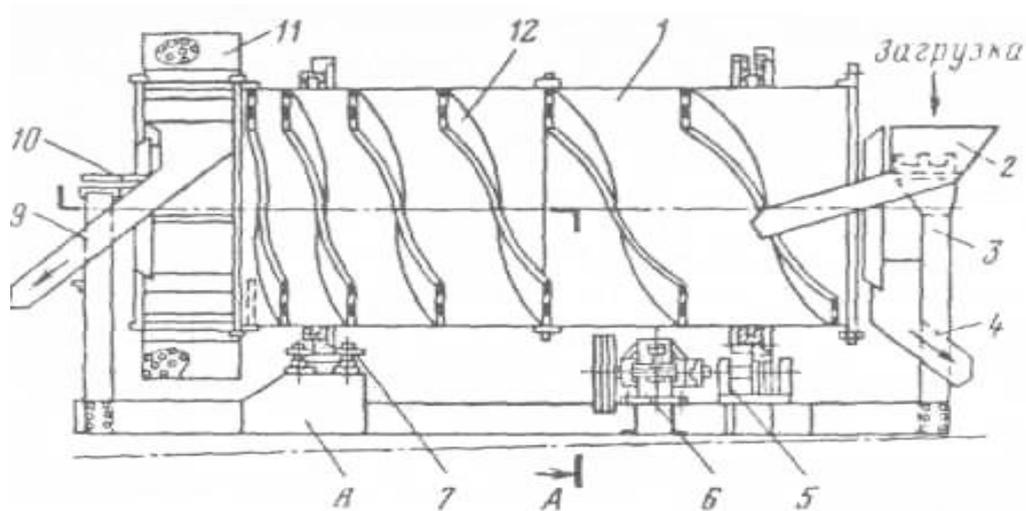
Внутри конуса в нижней части днища установлены радиально расположенные разделительные клинья, служащие для увеличения степени сужения потока, что в свою очередь способствует более четкому расслоению

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. 35. 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.

## ЛЕКЦИЯ №10 ОБОГАЩЕНИЕ НА ОТСАДОЧНЫХ МАШИНАХ.

### План:

1. Отсадка. Краткая характеристика отсадочных машин.
2. Обогащение на отсадочных машинах.

**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.*

Отсадка является одним из наиболее распространенных методов гравитационного обогащения полезных ископаемых. Область применения охватывает полезные ископаемые по плотности извлекаемых компонентов от 1200 до 15600 кг/м<sup>3</sup> и по крупности обогащенного материала от 0,2 до 50 мм для руд и от 0,5 до 120 (иногда и до 250) мм – для углей.

**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 взаимозасоряемости 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 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 решето.

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

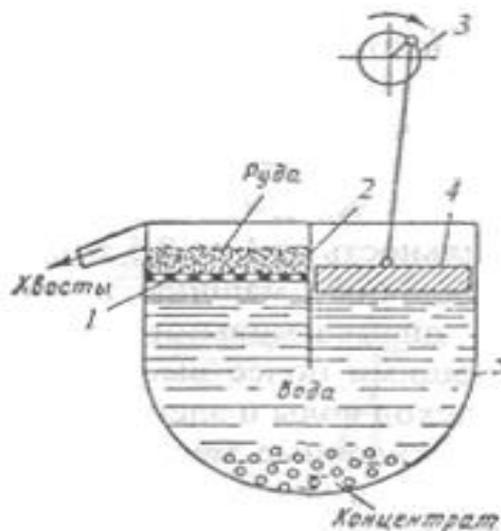
Беспоршневые отсадочные машины ОМК, ОМШ, ОМ и др. нашли применение при обогащении углей, МОБ и ОМР – при обогащении руд черных металлов (в основном железных и марганцевых).

Отсадочные машины с подвижным решето 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 решето: поршневые, диафрагмовые и беспоршневые. Отсадочные машины с подвижным решето применяются при обогащении железных и марганцевых руд.

Поршневая отсадочная машина (рис. 3б) 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 доходящая 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.36. 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.

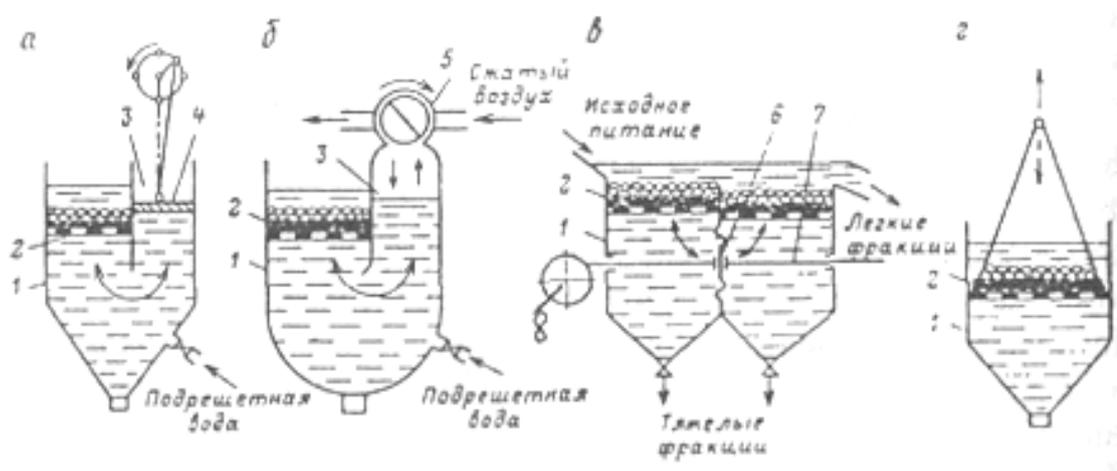
Кроме надрешетной (транспортной) воды, поступающей в отсадочную машину вместе с исходным материалом, под решето машины подается подрешетная вода. Она предназначена для поддержания оптимальной разрыхленности постели и уменьшения вредного действия нисходящих потоков воды. Из общего расхода воды (в пределах  $2...5$  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. 37, в) или горизонтально.



**Рис. 37. 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**

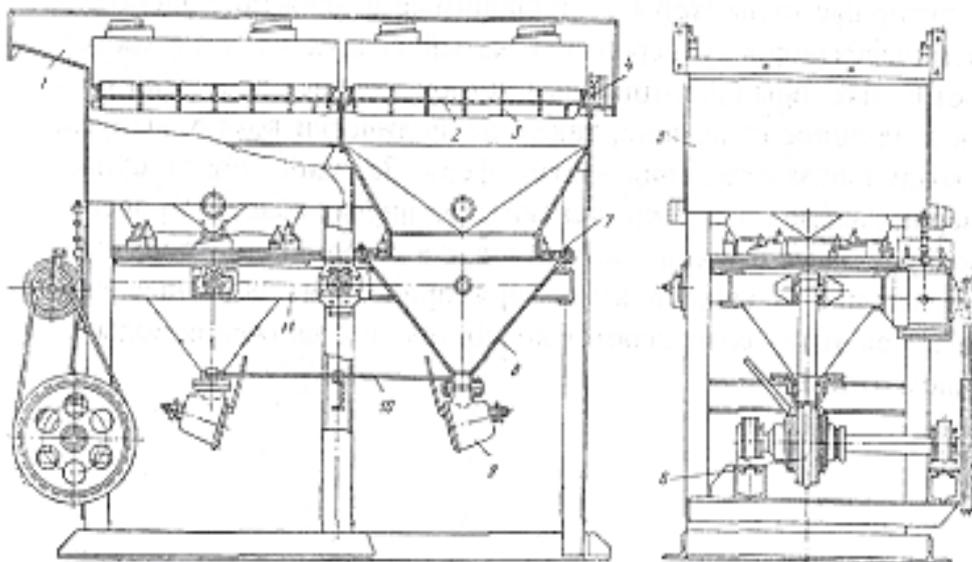
**Диафрагмовые отсадочные машины** широко применяются при обогащении оловянных, вольфрамовых, золотосодержащих россыпей и руд редких металлов. Вертикальные пульсации воды создаются за счет движения расположенной в перегородке между смежными камерами эластичной диафрагмы 3, связанной штоком 4 с эксцентриковым 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. 38) 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.

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.



**Рис. 38. Диафрагмовая отсадочная машина с подвижными коническими днищами (типа МОД)**

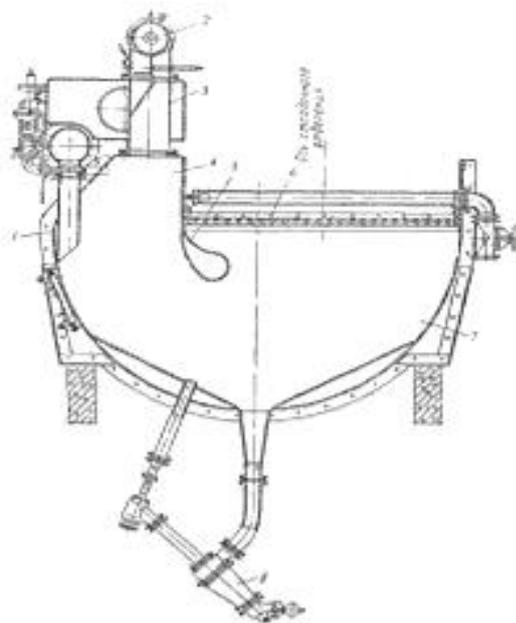
**1 - загрузочный лоток; 2 - решето; 3 - перегородки;**

**4 - разгрузка легкой фракции; 5 - камера; 6 - привод;**

**7 - резиновая диафрагма; 8 - конические днища; 9 - разгрузка тяжелой фракции; 10 - тяга; 11 - рама**

**Воздушно-пульсационные (беспоршневые)** отсадочные машины (рис. 39) 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. 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.



**Рис. 39. Беспоршневая отсадочная машина МОБМ-10**

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.

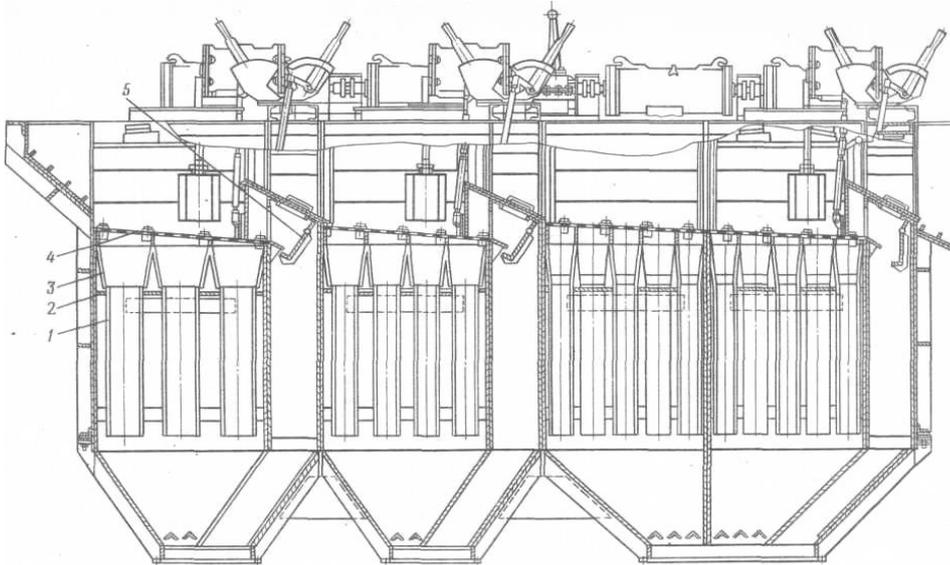
Ротор приводится в движение от электропривода с регулируемой частотой вращения. Давление и расход воздуха регулируется дроссельными заслонками.

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.



**Рис. 40. 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**

На рис. 40 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.

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 шибером. 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?

## ЛЕКЦИЯ №11

### ОБОГАЩЕНИЕ НА КОНЦЕНТРАЦИОННЫХ СТОЛАХ

#### **План:**

1. Краткая характеристика процессов обогащения в потоке воды, текущей на наклонной плоскости.
2. Работа и устройство концентрационных столов.

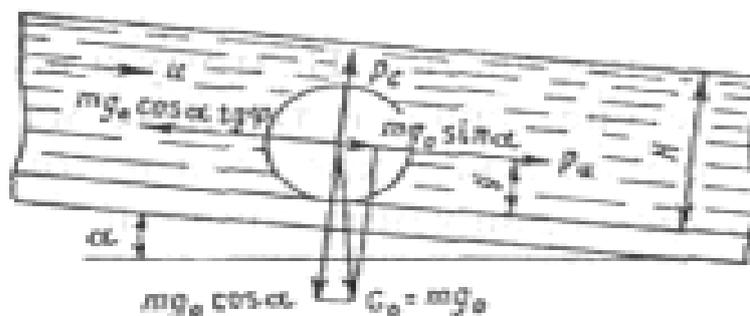
***Ключевые слова:** шлюзы, струйные желоба, струйные концентраторы, конусные сепараторы, концентрационные столы, минеральные зерна, зависимость от плотности, формы и массы, скорость движения, концентратный конец, резиновая нарифленная поверхность, возвратно-поступательное движение, СКМ-1, ЯСК-2, ЯСК-1,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

**1.** 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, моечных 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. 41): 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. 41. 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.

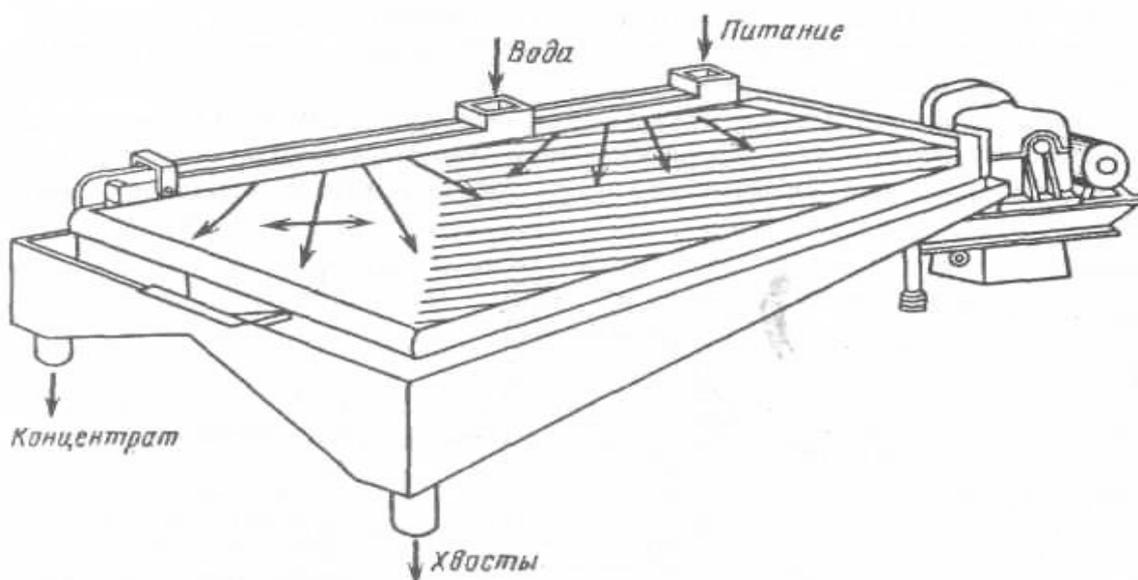
Концентрационные столы нашли широкое применение при обогащении оловянных, вольфрамовых, редкометалльных, золотосодержащих руд крупностью от 3 до 0,04 мм, а также углей крупностью менее 10 мм.

Общий вид концентрационного стола показан на рис. 42.

Сотрясательный концентрационный стол имеет:

трапецидальные 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 деке 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. 42. 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.

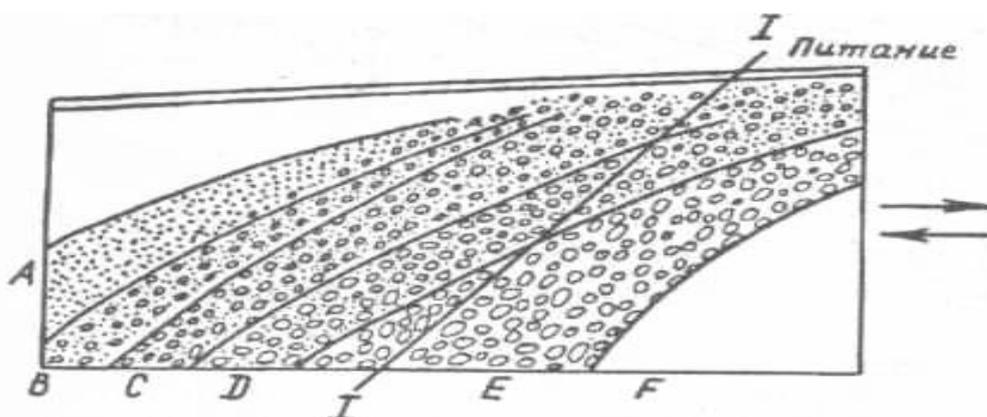
В результате этого расположение различных зерен на деке стола становится веерообразным (рис. 43).

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. 43. Веерообразное расположение зерен на деке стола:**  
*A — концентрат; B — промпродукт I; C — промпродукт II; D — хвосты; E — отвальные хвосты; F — иламы*

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).

2. 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.

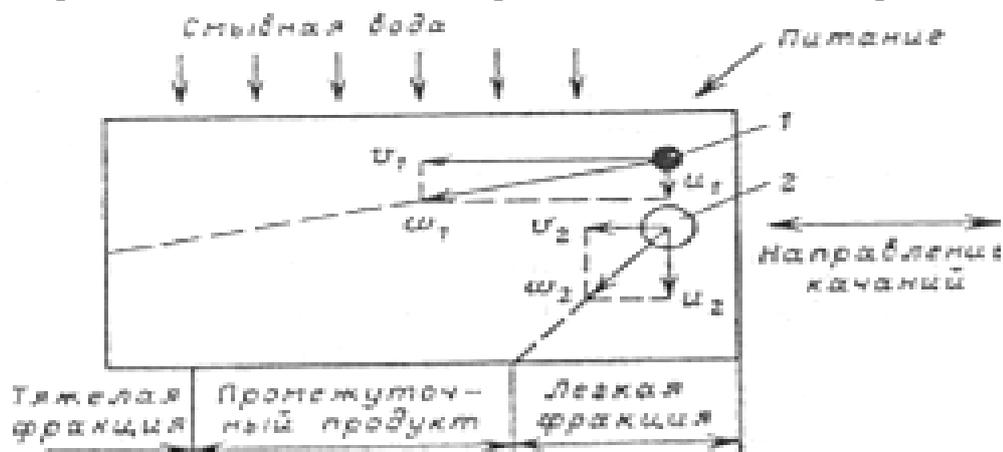
Основные различия между столами различных конструкций заключаются в форме и способе подвешивания деки, а также - в типе механизма, который придает асимметричное возвратно-поступательное движение деке.

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

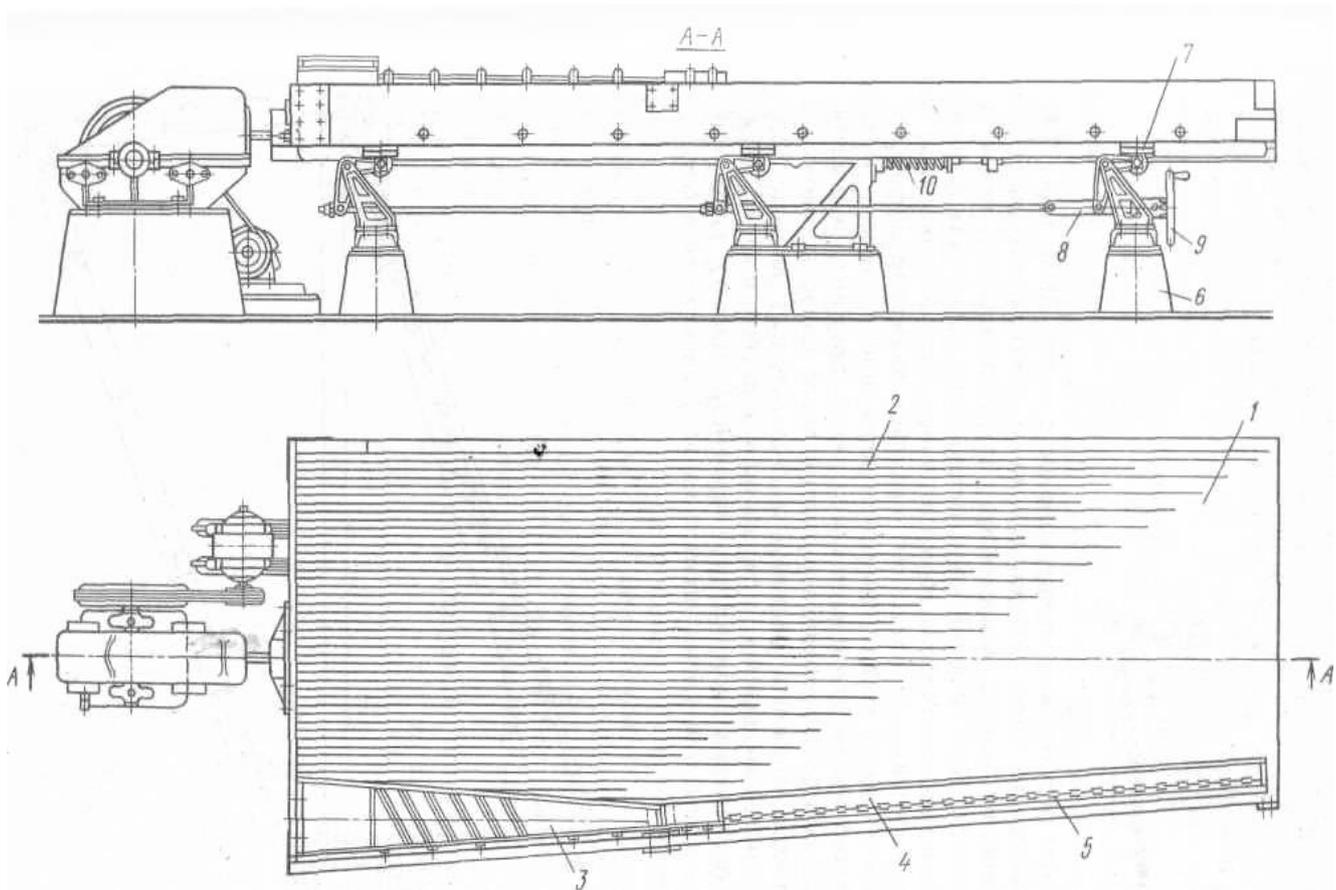
больше, чем у зерен меньшей плотности. Сила смывной воды, наоборот, действует в большей степени на легкие зерна, т. е. эти зерна в поперечном направлении перемещаются с большей скоростью, чем тяжелые зерна.



**Рис 44. 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. 44 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. 45). В продольном разрезе нарифления имеют вид треугольника с острым углом, так как они скашиваются в направлении разгрузки тяжелой фракции.



**Рис 45. Концентрационный стол СКМ-1**

**1-дека; 2 - нарифление; 5-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 трапецидальную 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).

### **Контрольные вопросы:**

Где и как осуществляется данный метод обогащения полезных ископаемых?

Какие силы действуют на процесс обогащения?

Как происходит обогащение на концентрационных столах, какие силы действуют на минералы, по какому принципу происходит обогащение?

В каких машинах происходит данное обогащение полезных ископаемых?

Приведите примеры концентрационных столов, применяемых в практике.

Подробно опишите работу концентрационного стола СКМ-1.

Что Вы знаете о ЯСК-1?

### **Домашнее задание:**

Изучить материалы лекции, описать подробно работу концентрационных столов, начертить эскиз концентрационного стола СКМ-1 и СКО-15.

## ЛЕКЦИЯ №12

### ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

#### План:

**1. Краткая характеристика процесса флотации.**

**2. Флотационные реагенты. Классификация собирателей. Классификация пенообразователей. Реагенты регуляторы. Классификация реагентов флокулянтов.**

*Ключевые слова: флотация, смачиваемость, пустая порода, минерал, реагент, классификация флотационных реагентов, собиратели, реагенты среды, пенообразователи, флокулянты, ксантогенаты, ПАВ, смолы, масляные реагенты, применение реагентов.*

**1. Флотацией** называется процесс разделения тонкоизмельченных полезных ископаемых, осуществляемый в водной среде и основанный на различии их способности, естественной или искусственно создаваемой, смачиваемости водой, что определяет избирательное прилипание частиц минералов к поверхности раздела фаз.

Современные флотационные методы обогащения основаны на применении флотационных реагентов.

В зависимости от целевого назначения флотационные реагенты делят на четыре класса: собиратели, пенообразователи, регуляторы, флокулянты.

Реагенты-флокулянты, для удобства расположены условно во флотореагентах, наиболее часто применяют в процессах обезвоживания флотационных концентратов, но иногда используют и непосредственно во флотации.

Результаты флотационного обогащения в значительной степени определяются реагентным режимом флотации - ассортиментом и способом применения реагентов.

В свою очередь, реагентный режим флотации зависит главным образом от типа и характера руды и степени ее измельчения.

Простейший реагентный режим может включать дозировку одного пенообразователя или реагента со смешанными функциями собирателя-пенообразователя.

Обычно при флотации одновременно применяют несколько реагентов, действие которых взаимосвязано и зависит от концентрации каждого из них.

Превышение сверх необходимого расхода реагента одного класса требует повышение расхода реагентов других классов и часто ухудшает показатели.

Минимально возможные расходы реагентов обеспечивают наименьшие затраты на переработку руды и лучшие результаты флотации.

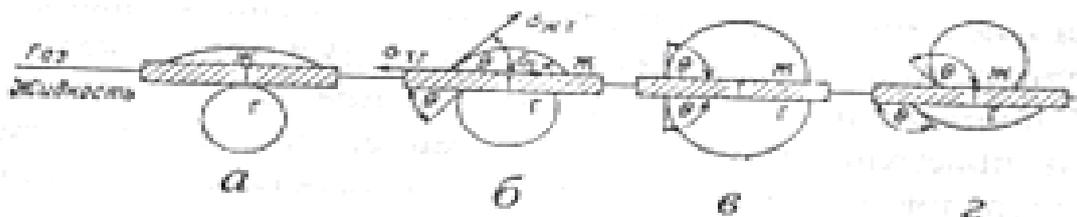
Необходимый расход реагентов определяют лабораторными флотационными опытами и уточняют в полупромышленных и промышленных условиях.

Процесс флотации состоит из отдельных элементарных актов или субпроцессов, основным из которых является закрепление частицы на пузырьке воздуха или газа. Этот процесс - самопроизвольный и основан на втором законе термодинамики, согласно которому самопроизвольно могут протекать лишь процессы, приводящие к уменьшению свободной энергии системы. При закреплении частицы на пузырьке изменение свободной энергии системы сводится лишь к изменению свободной поверхностной энергии за счет снижения площади контакта Т - Ж.

В реальных условиях для того, чтобы частица закреплялась на пузырьке, в течение небольшого времени их контакта (тысячные доли секунды), краевой угол должен иметь минимально необходимое значение, измеряемое размером пузырька, поверхностными свойствами частицы и характером движения пульповоздушной смеси.

Убыль свободной энергии системы тем больше, чем больше краевой угол смачивания; или чем гидрофобнее поверхность минерала, тем вероятнее прилипание его к пузырьку. Краевой угол смачивания изменяется от 0 град до 180 град.

Твердые тела, на которых краевой угол  $>90$  град, называются гидрофобными, естественно флотируемыми. Естественной флотируемостью обладают многие органические соединения (например, парафин - смесь углеводородов главным образом метанового ряда) и лишь немногие неорганические вещества (сера, графит, тальк, алмазы, молибден). С поверхности, которая хорошо смачивается водой, воздух легко вытесняется и капля воды растекается по этой поверхности (рис. 47, а, б). На гидрофобной поверхности капля воды сохраняет шарообразную форму (см. рис. 47, в, г). Следовательно, закрепление частиц на пузырьках воздуха обусловлено степенью смачивания поверхности минералов водой (рис. 44).



**Рис. 47. Схема растекания капли.**

При разрушении твердого тела, когда происходит разрыв связей между молекулами, атомами и ионами, на его поверхности появляются ненасыщенные связи. Энергия взаимодействия между твердой поверхностью и молекулами жидкости определяется характером связей, обнажающихся при разрушении твердого тела. Поэтому наличие естественной флотированности обуславливается характером этих связей. Обнажение на поверхности минерала сильных связей (ионных, металлических) обуславливает смачивание поверхности водой. И, наоборот, тела, при разрушении которых на поверхности обнажаются слабые связи (молекулярные, ковалентные), смачиваются не полностью и обладают естественной флотированностью (сера, тальк, графит, молибден). Поскольку энергия межмолекулярного взаимодействия у разных минералов неодинакова, то неодинакова и естественная флотированность минералов.

Степень смачивания твердой поверхности жидкостью (водой) "количественно" выражается величиной краевого угла смачивания.

Процесс флотации характеризуется скоростью флотации, т. е. определенной продолжительностью для достижения требуемого извлечения ценного компонента при заданном качестве концентрата. Скорость флотации зависит в большей степени от природы и гидрофобности извлекаемого минерала, поэтому время флотации может находиться в широких пределах от нескольких до десятков минут.

## **2. КЛАССИФИКАЦИЯ РЕАГЕНТОВ СОБИРАТЕЛЕЙ.**

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 ПЕНБРАЗОВАТЕЛЕЙ.**

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 гилроксилем, карбонилем, 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 осажде- ния 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 флокулов 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:**

1. Что называется флотацией?
2. Чем и как обеспечивается процесс флотации?
3. Каковы физико-химические основы процесса флотации?
4. Каковы основные законы процесса флотации?
5. Какие реагенты применяют при процессе флотации?
6. Каково действие каждого из видов?
7. Охарактеризуйте реагенты собиратели и пенообразователи.
8. Охарактеризуйте реагенты регуляторы среды и флокулянты.
9. Каков реагентный режим при простейшем флотационном обогащении?
10. Какие реагенты применяются чаще всего и почему?

## ЛЕКЦИЯ №13

### КОНСТРУКЦИИ И ПРИНЦИП РАБОТЫ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН.

План:

1. Лабораторные флотационные машины.
2. Производственные флотационные машины.

**Ключевые слова:** флотация, смачиваемость, пустая порода, минерал, реагент, лабораторные флотационные машины, производственные флотационные машины, Механобр, ФМ-1, импеллер, аэрированность, механические, пневматические, пневмомеханические машины.

1. Флотационные испытания проводят в лабораторных флотационных машинах. Удобной для этой цели является машина Гинцветмета с механическим съемом пены и приспособлением для регулирования подачи воздуха. Недостатками машины являются быстрый износ кольца и увеличение зазора между валом и кольцом в импеллерной крышке. В результате увеличивается поток пульпы на импеллер, что интенсивность перемешивания (иногда с уменьшением степени аэрации). То же наблюдается, когда импеллер опускается очень низко, в результате чего увеличивается зазор между импеллером и крышкой над ним. Объем камеры машины 3,6 л, ее можно использовать для флотации навесок руды 1-2 кг.

Механобром разработаны чертежи лабораторных машин на емкость 0,25; 0,5 л.

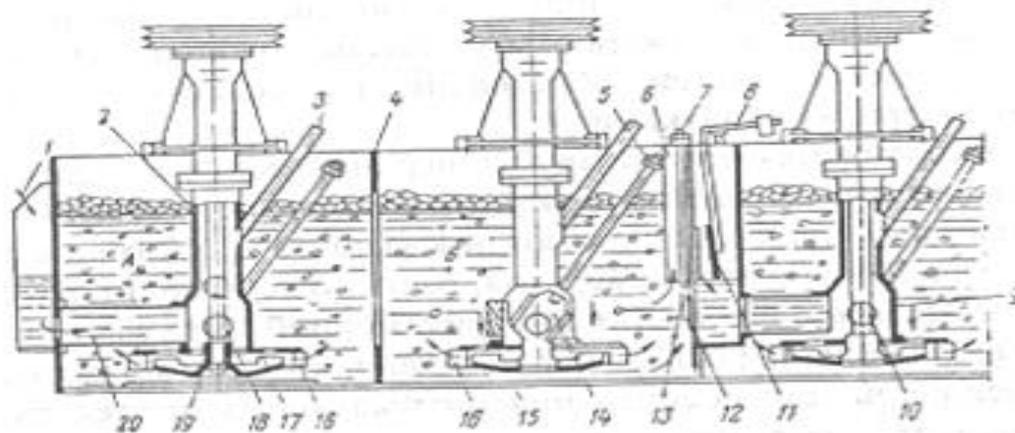


Рис. 48. Механическая флотационная машина "Механобр" ФМ

- 1 - карман; 2 - центральная труба; 3 - труба для засоса воздуха; 4 - перегородка; 5 - тяга; 6 - короб; 7 - стержень; 8 – контргруз; 9 - стакан; 10 - вал импеллера; 11 - подвижная заслонка; 12 - песковое отверстие; 13 - окно; 14 - шибер; 15 — пробка; 16 - направляющие статора; 17 - диск статора; 18 - отверстие; 19- импеллер; 20-патрубок

Перед загрузкой машину промывают водой, включают электродвигатель, закрывают трубку, проводящую воздух, взмучивают в приемнике пульпу, которую затем выливают в отделение машины, где производится перемешивание. Если на дне приемника остался слой осевшего материала, то добавляют небольшое количество воды; осевший осадок приводят во взвешенное состояние струей воды.

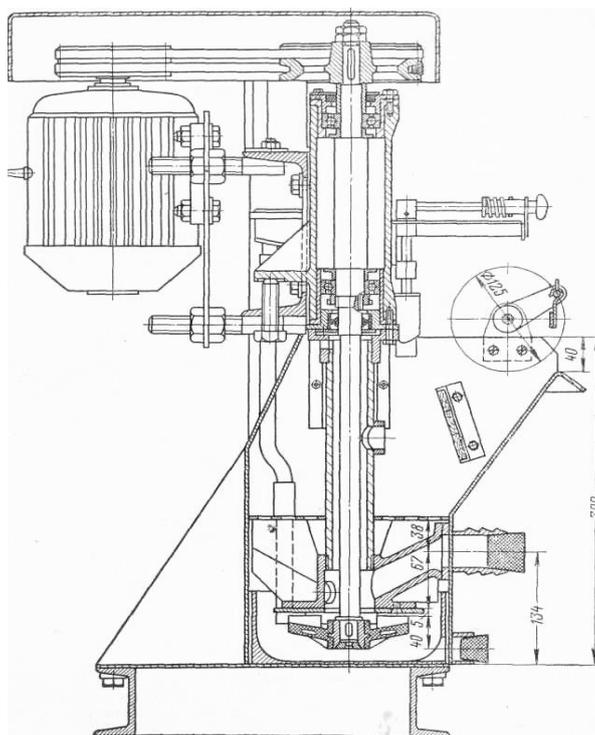
В машину добавляют такое количество воды, чтобы обеспечить свободную циркуляцию пульпы из камеры для перемешивания в пирамидальную камеру. Воду в избыточном количестве добавлять не следует, так как, когда будет открыт доступ воздуху, объем пульпы в машине увеличится, и будут созданы условия для перелива пульпы из машины. Затем добавляют в определенном порядке реагенты, перемешивают необходимое время и впускают воздух. Если уровень пульпы оказался низким, в машину добавляют воду в таком количестве, чтобы гребком, снимающий пену, касался уровня пульпы (если пульпу снимают вручную гребком, то уровень пульпы нужно держать возможно выше, не допуская выплескивания через пенный борт). В процессе снятия пены с ней увлекается значительное количество воды, и уровень пульпы падает. Для поддержания постоянного уровня добавляется вода, имеющая примерно ту же щелочность, что и пульпа в начале флотации. При проведении опыта нужно несколько раз смывать налипшую на стенки и на другие части камеры пену.

Окончание флотации определяется по изменению цвета пены и результатом осмотра на часовом стекле проб пены. В начале флотации пена имеет цвет флотируемого минерала; например, при флотации свинцового блеска пена имеет цвет от стального (при крупном помоле) до черно-синего (при мелком помоле); цинковая пена имеет цвет от светло-коричневого до темно-коричневого в зависимости от крупности помола. По окончании флотации данного материала пена становится пустой, белой или принимает окраску следующего по флотируемости минерала.

Если в пробе пены, взятой на часовое стекло после отмучивания тонких шламов, видны (лучше всего через ручную или бинокулярную лупу) частицы флотируемого минерала, значит флотация еще не закончилась.

При известном навыке можно в некоторых случаях по внешнему виду пены определить качественно результаты флотации, не анализируя продукты.

Для ориентировочной оценки флотируемости, а так же для беспенной и вакуумной флотации применяют аппараты малого объема.



**Рис. 49. Флотационная машина Механобра с камерой объемом 15 л**

Более совершенной является трубка Халлимонта, измененная Фюрстенау и др. в этой трубке можно флотировать навески минерального порошка 2-3 г.

А.А. Абрамовым для малых навесок (0,3-0,5 г) предложен аналогичный прибор из органического стекла. С прибором из обычного стекла встретились затруднения в опытах с применением катионных реагентов, которые адсорбируются на стекле и вызывают прилипание пузырьков воздуха к стенкам прибора.

Необходимое количество камер флотомашин механического и пневмомеханического типов можно определить по следующей формуле

$$n = V \cdot t / 1440 \cdot V_k \cdot K \quad (1)$$

где  $V$  - суточный объем пульпы в операции, м<sup>3</sup>/сут;

$t$  - время флотации, мин;

$V_k$  - геометрический объем камеры, м<sup>3</sup>;

$K = 0,7 \dots 0,8$  - степень заполнения камеры пульпой.

Если объем пульпы заменить выражением

$$\left( V = \frac{Q R}{\rho} \right)^1 \quad (2)$$

где  $Q$  - суточная производительность машины по твердому, т/сут;

$R$  - отношение Т:Ж в пульпе;

$\rho$  - плотность твердой фазы, т/м<sup>3</sup>,

$$\left( t_{0n} = Q R + \frac{1}{p} \cdot t / 1440 \cdot V_k \cdot K \right) \quad (3)$$

Общая длина пневматических машин определяется по формуле

$$\left( L = Q R + \frac{1}{p} \cdot t / 1440 \cdot S \cdot K \right) \quad (4)$$

где  $L$  - общая длина машины, м;

$S$  - площадь поперечного сечения машины, м<sup>2</sup>.

**2. Флотационные машины** – аппараты для флотационного обогащения полезных ископаемых, в камерах которых исходный материал разделяется, в аэрированной пульпе, на пенный и камерный продукты. Эти машины должны обеспечивать:

1. непрерывную, равномерную подачу исходной пульпы и разгрузку пенного и камерного продукта;
2. достаточно интенсивное перемешивание пульпы для поддержания минеральных частиц во взвешенном состоянии и их контактирования с воздушными пузырьками;
3. оптимальную аэрированность пульпы и диспергирование воздуха на мелкие пузырьки с равномерным их распределением по всему объему пульпы;
4. создание спокойной зоны пенообразования на поверхности пульпы.

Классификацию флотационных машин чаще всего производят в зависимости от способа аэрации пульпы. По этому признаку машины разделяются на *механические*, в которых перемешивание пульпы, засасывание и диспергирование воздуха осуществляется импеллером (мешалкой) различной конструкции; *пневмические*, в которых перемешивание и аэрация пульпы осуществляется подачей через патрубки или пористые перегородки сжатого воздуха; *пневмомеханические*, в которых воздух подается от воздуходувки, а перемешивание пульпы и диспергирование воздуха осуществляется импеллером; *пневмогидравлические с самоаэрацией* или использованием для диспергирования принудительно подаваемого воздуха, различных гидравлических устройств; *электрофлотационные*, в которых аэрация пульпы проводится пузырьками, выделяющимися при электролизе; машины с изменяемым давлением, аэрация в которых обеспечивается растворением газов из пульпы, *комбинированные*, в которых пульпа аэрируется несколькими способами. Наибольшее распространение получили механические, пневмомеханические и пневматические флотационные машины.

*Механические флотационные* машины (см. рис. из предыдущего вопроса) представляют собой аппараты, у которых аэрация и перемешивание пульпы в камере осуществляет аэратор с вращающимся импеллером, всасывая необходимый для флотации воздух, непосредственно из атмосферы. Основная

масса воздушных пузырьков, образующихся при этом, имеет диаметр 0,6 – 1мм. Наибольшее распространение для флотации руд получили механические флотационные машины ФМ с объемом камеры от 0,14 до 6,25 м<sup>3</sup>.

Флотационная машина ФМ монтируется из двухкамерных секций и может состоять из одних всасывающих камер или звеньев, включающих всасывающую или несколько прямоточных камер. Общее число камер во флотационном отделе обычно не превышает 22 – 24.

Имеются флотационные машины с кипящим слоем, в которых над аэратором по всему сечению камеры установлено решето для создания кипящего слоя из крупнозернистой фракции пульпы. В этих машинах флотируются частицы повышенной крупности при большой скорости флотации.

Флотационные машины механического типа нашли широкое применение при обогащении большинства полезных ископаемых (руд цветных и редких металлов, неметаллических полезных ископаемых, углей и др.).

**Пневматические флотационные машины.** В машинах этого типа аэрирование и перемешивание пульпы осуществляется подачей в нее сжатого воздуха от воздуходувок (давления до 25 – 35 кПа). Диспергирование воздуха производится через пористые перегородки (ткань, пористая керамика, пористый бетон и т.п.) или через трубки с мелкими отверстиями (металлические, резиновые и т.п.). Средний диаметр воздушных пузырьков в пневматических флотационных машинах составляет 2 – 3 мм. Пневматические флотационные машины проще механических, по конструкции, затрачивают меньше энергии, занимают меньшую площадь. Однако интенсивность перемешивание пульпы у них ниже, а размер воздушных пузырьков почти в 3 раза больше. Машины этого типа применяют в основном для флотации полезных ископаемых простого состава.

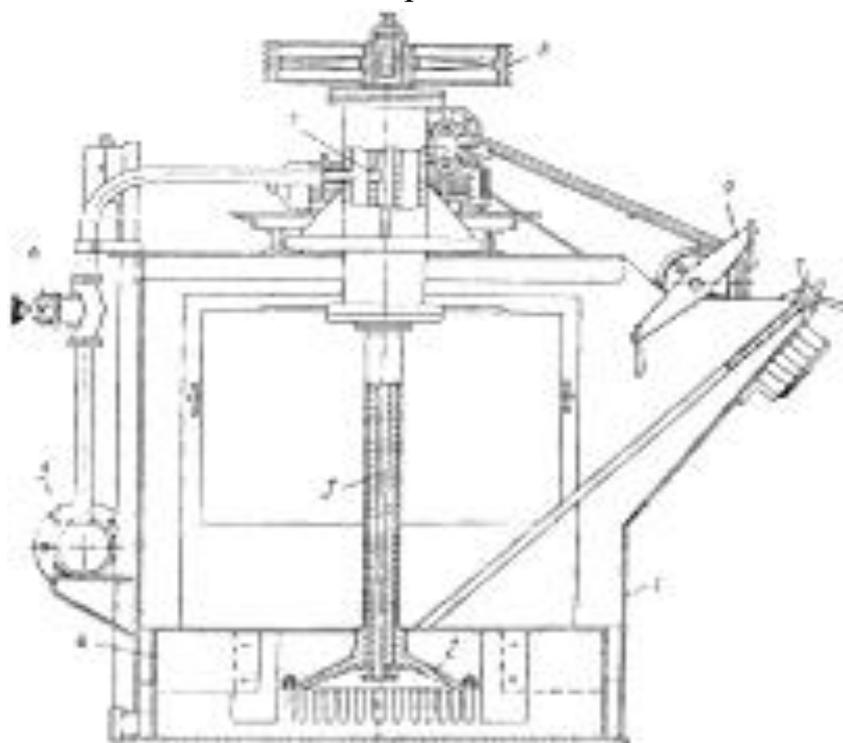
Из флотационных машин пневматического типа наибольшее распространение получили аэролифтные патрубочные машины, колонные флотационные машины и машины пенной сепарации.

Флотационные машины пенной сепарации принципиально отличаются от всех других тем, что в них исходная пульпа подается на пенный слой сверху. Это позволяет увеличить крупность извлекаемых частиц и повысить скорость флотации по сравнению с обычными флотационными машинами. При подаче исходной пульпы сверху на пенный слой гидрофобные частицы закрепляются на воздушных пузырьках и остаются в пене, а гидрофильные (или менее гидрофобные) проходят между воздушными пузырьками и выпадают в подпенном пространстве, оседая на дно камеры.

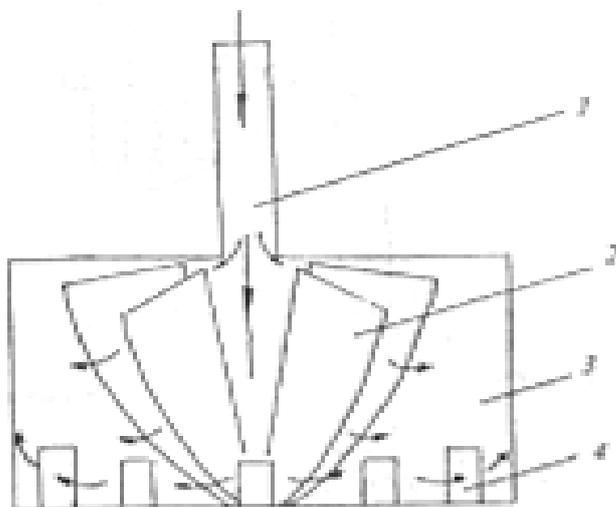
Пневмомеханические машины по сравнению с механическими имеют ряд преимуществ. В этих машинах достигается большая скорость флотации за счёт лучшей аэрации пульпы, а следовательно и большая производительность. Хорошее диспергирование происходит при подаче воздуха до  $4,5 \text{ м}^3/\text{мин}$ , в то время как в механической машине импеллер засасывает только  $3 \text{ м}^3/\text{мин}$  воздуха. Удельный расход электроэнергии на  $1 \text{ м}^3$  воздуха, подаваемого воздуходувкой в пальцевый аэратор значительно меньше по сравнению с удельным расходом электроэнергии на  $1 \text{ м}^3$  воздуха, засасываемым из атмосферы импеллером механической флотомашины.

Практика флотации различных руд в пневмомеханических флотомашинах показала, что скорость процесса в этих машинах выше на 30... 40 %, а расход электроэнергии на 30... 40 % ниже, чем в механических машинах.

**Фирма «OUTOKUMPU» (Финляндия) разработала пневмомеханическую** машину типа ОК с объёмом камеры 0,5; 1,5; 3; 8; 16; 38;  $50 \text{ м}^3$ . эти машины (рис. 51) имеют камеры и - образной формы, что позволяет исключить мёртвые зоны. Машины типа ОК отличаются высокой производительностью, оригинальной конструкцией импеллера, обеспечивающей высокую степень диспергирования воздуха аэрацию и перемешивание пульпы. Каждая лопатка импеллера состоит из двух пластин, установленных таким образом, что бы между ними образовалась щель по всей их высоте для выхода поступающего из полого вала воздуха. Высота лопаток статора больше высоты лопаток импеллера.



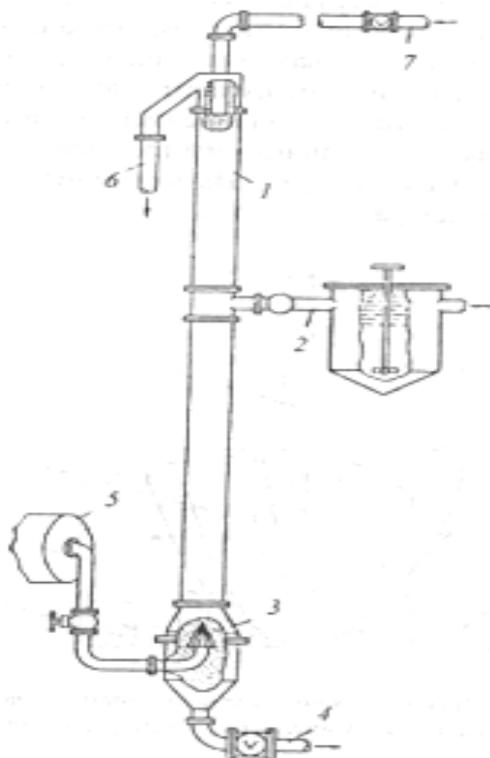
**Рис. 50. Пневмомеханическая флотационная машина ФПМ: 1-корпус, 2-импеллер, 3-полый вал, 4-радиальный успокоитель, 5- воздушный коллектор, 6 – вентиль, 7-отверстие, 8 – привод, 9-перегон.**



**Рис. 51. Пневмомеханическая флотационная машина ОК**

**1 - пустотелый вал; 2 - импеллер; 3 - камера; 4 - лопатки статора**

Пневмомеханические флотомашины разнообразны по конструкции. В **колонной флотационной машине** (рис. 52) применен принцип минерализации воздушных пузырьков при противоточном движении пульпы и пузырьков. Колонна диаметром до 0,5 м имеет высоту от 2 до 10 м, В верхней части колонна 1 имеет трубу для подачи промывной воды 7 и трубу для разгрузки пенного продукта 6.



### ***Рис. 52. Колонная флотационная машина***

Исходная пульпа подается трубопроводом 2 в среднюю часть колонны под давлением 0,15 МПа. В нижней части колонны находится диффузор 3 (конус с пористой поверхностью). Хвосты разгружаются через трубу 4. Воздух от воздуходувки 5 подаётся в диффузор, а из него - в пульпу. Минеральные частицы под действием силы тяжести и нисходящего потока воды движутся вниз навстречу пузырькам воздуха. Пенный продукт поднимается вверх, а хвосты удаляются через клапан - затвор в нижней части колонны.

Колонные флотомашинны имеют высокую удельную производительность, потребляют меньше электроэнергии, требуют меньших капитальных затрат.

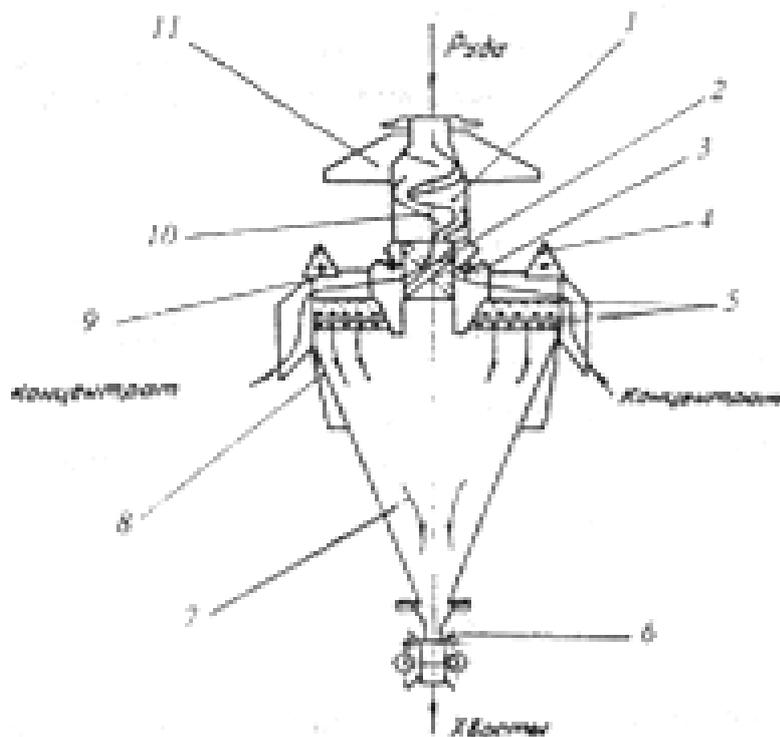
Для флотации крупнозернистых материалов (до 3...4 мм) применяются машины пенной сепарации, которые позволяют увеличить в 5-10 раз крупность извлекаемых минеральных зерен и в десятки раз - скорость флотации, что снижает эксплуатационные и капитальные затраты на переработку руд на 30..40 %.

Пенная сепарация применяется при обогащении алмаз- и золотосодержащих, оловянных, фосфоритовых, марганцевых и других РУД.

Сущность пенной сепарации состоит в следующем: пульпа, обработанная реагентами, подается на поверхность пены, которая создается постоянной концентрацией пенообразователя (~ 40 мг/л).

Машина пенной сепарации (рис. 53) состоит из флотационной камеры, в центре которой находится загрузочное устройство. Над приемными желобами расположены брызгала.

По обе стороны от приемных желобов на глубине 200 мм от уровня пенных порогов расположены два ряда трубчатых резиновых аэраторов с пористыми стенками, через которые сжатый воздух под давлением 0,15 МПа поступает на поверхность пены. Пульпа через загрузочное устройство с помощью приемных желобов равномерно распределяется по всей длине ванны (машины). В желобах пульпа аэрируется и разжижается водой из брызгал. Гидрофобные частицы закрепляются на воздушных пузырьках и движутся к пенному порогу. Движение минерализованных пузырьков к пенному порогу осуществляется дифференцированной подачей воздуха.



**Рис. 53. Принципиальная схема машины пенной сепарации**

**1 - загрузочное устройство; 2 - струйчатый делитель; 3 - карман;  
4 - пеногон; 5 - трубчатые аэраторы; 6 - шланговый затвор; 7 - пирамидальная  
ванна; 8 - опоры; 9 - сливной порог; 10 – деки**

В аэраторы, расположенные около загрузки, подается больше воздуха, а в аэраторы, находящиеся около пенных порогов - меньше. Это способствует перемещению пены к пенным порогам. Гидрофильные частицы, пройдя через пенный слой, под действием силы тяжести падают на дно машины и разгружаются через шланговый затвор. Флотационные машины пенной сепарации в зависимости от условий применения могут изготавливаться одно- и многокамерными, мелкими и глубокими. В мелких машинах высота пенного слоя не превышает 150...200 мм, а в глубоких-200... 1000 мм.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Какие машины, применяемые при флотации в лабораторных условиях, вы знаете?
2. Опишите кратко принцип проведения флотации в лабораторных условиях.
3. Как вычисляется объем флотационных камер и количество камер во флотомашине, при проектировании данных аппаратов для процессов обогащения полезных ископаемых?
4. Для чего применяют флотационные машины, что они непременно должны обеспечивать?
5. Какие типы машин Вы знаете?

## ЛЕКЦИЯ №14 МАГНИТНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

### План:

1. Сухая магнитная сепарация.
2. Мокрая магнитная сепарация.

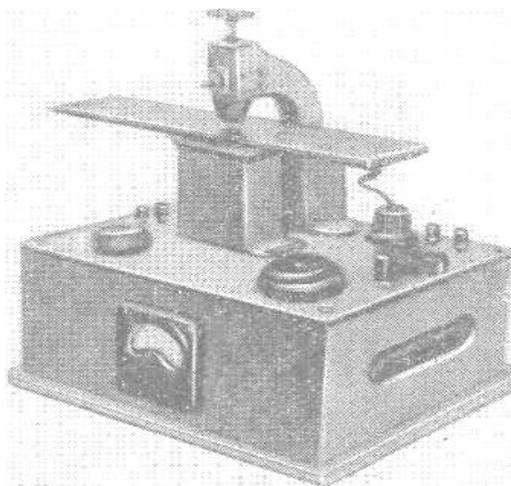
*Ключевые слова:* магнитные методы обогащения, полевой электромагнитный сепаратор Окунева, электромагнитный барабанный сепаратор Механобра, электромагнитный индукционно-роликовый сепаратор, ленточный электромагнитный сепаратор, восстановительный обжиг, фильтр-анализатор, электромагнитная скоба для мокрой сепарации.

**1. 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.

Методом сухой магнитной сепарации обогащаются в основном магнетитовые и титаномагнетитовые руды, а так же руды редких металлов. Эти руды должны быть кусковыми или зернистыми крупностью выше 50 мкм.

Для разделения небольших навесок сухого зернистого материала можно использовать комбинированный *полевой электромагнитный сепаратор Окунева*. Он состоит из следующих основных частей, смонтированных для удобства переноски прибора в одном чемодане: электромагнита с двумя катушками возбуждения по 20В, 12А каждая; сменных полюсов; операционного столика; селенового выпрямителя тока на 20В, 12А; трансформатора для включения в сеть напряжением 100-127, 127-220В; реостата и амперметра. На панели сепаратора Окунева размещены салазки для крепления электромагнита, клеммы присоединения к источнику тока, переключатель и кнопки включения катушек. Все остальные части находятся внутри сепаратора.



**Рис. 54. Электромагнитный сепаратор с операционным столиком.**

Электромагнит может питаться от сети постоянного и переменного тока напряжением не выше 220В. При отсутствии стационарных источников тока можно использовать батареи, составленные из 12-15 сухих элементов, применяемых для накала радиоламп 150-300А·ч при напряжении 1,45В каждая. Эти батареи обеспечивают работу электромагнита на 250-300ч. Можно использовать так же пару аккумуляторов на 12В, 80А того же типа, что и установленные на автомашинах ЗИЛ.

Для проведения опытов с укрупненными навесками (до 70 кг/ч) сильномагнитных материалов целесообразно иметь в лабораториях **электромагнитный барабанный сепаратор Механобра** (рис. 55.), а для слабомагнитных — индукционно-роликовый сепаратор Механобра (рис. 52.6) с максимальной напряженностью магнитного поля  $74 \cdot 10^4$  А/м при зазоре 1 мм или ленточный сепаратор (рис. 57.).

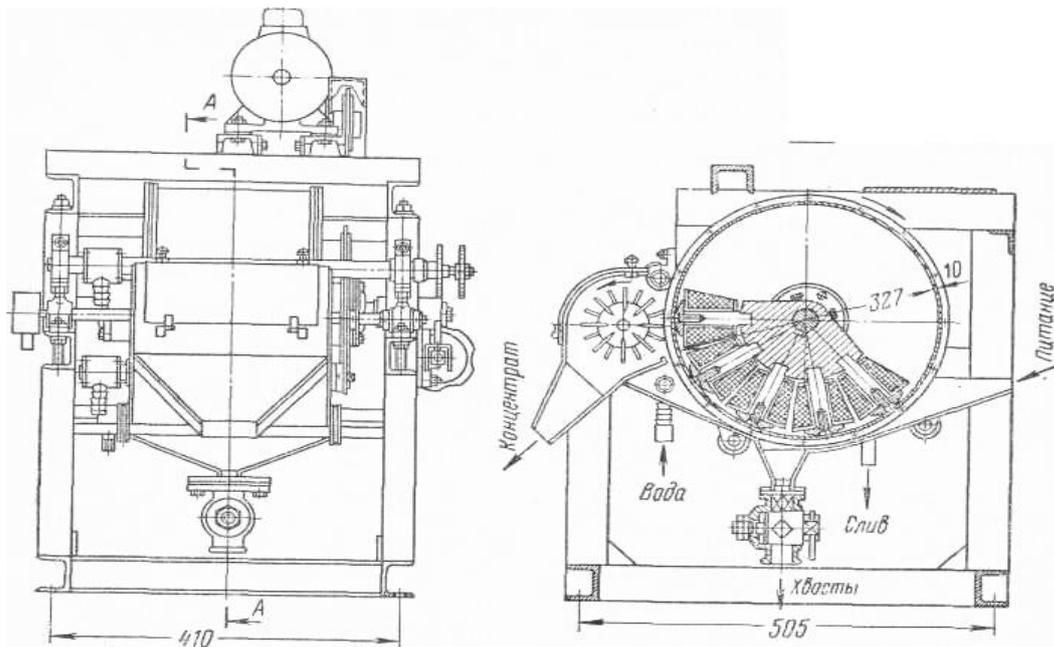
В последнее время появились сепараторы с высокой интенсивностью магнитного поля напряженностью до  $(16—18) \cdot 10^5$  А/м. В перспективе создание еще более мощных полей до  $8 \cdot 10^6$  А/м на сверхпроводящих соленоидах [15].

Лабораторный сепаратор ЭРСЛ-1, сконструированный В. Е. Скордским и В. В. Крутием, позволяет получать рабочее напряжение на выступах роликов в зоне сепарации  $(16—18) \cdot 10^5$  А/м.

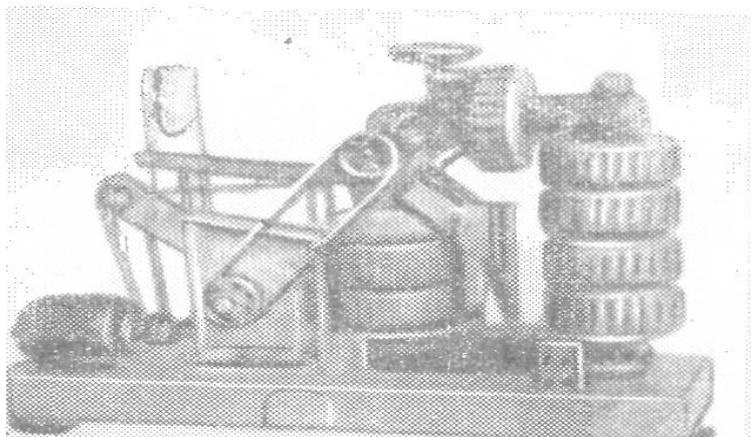
Электромагнитная система этого сепаратора относится к замкнутым системам экономичной О-образной формы. Она состоит из магнитного ярма, намагничивающих катушек, полюсных наконечников и, индукционных роликов. Исходный материал поступает в питатель, а затем в рабочий зазор первого приема разделения между верхним роликом и верхним полюсным наконечником.

Магнитные частицы притягиваются к зубцам ролика, выносятся из зоны действия сильного магнитного поля, разгружаются (а также снимаются щеткой) и по желобу выводятся из машины. Градиент поля повышается за счет

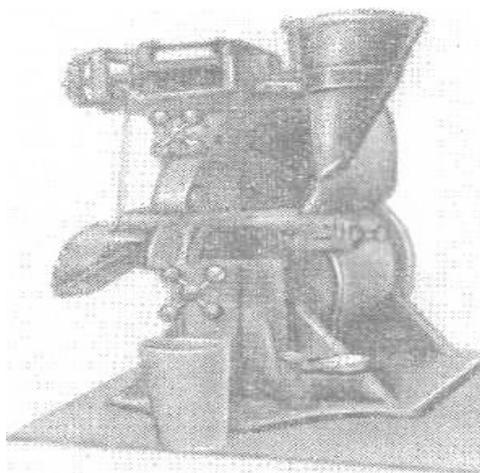
формы зубцов ролика трапецеидальной с остроугольной выемкой на верхнем основании трапеции, а так же за счет смещения полюсных наконечников к оси ролика на  $30^{\circ}$ . Отсекатель предотвращает попадание немагнитных частиц в магнитную фракцию первого приема. Немагнитные частицы при разделении на верхнем валке под действием центробежной силы отрываются в зоне по системам желобов поступают на нижний ролик, где точно так же подвергаются разделению на магнитную фракцию вторую и немагнитный продукт. В сепараторе приняты меры для обеспечения необходимой герметизации, которая осуществляется с помощью устройств для отсоса пыли.



**Рис. 55. Барабанный электромагнитный сепаратор Механобра для сильномагнитных руд**

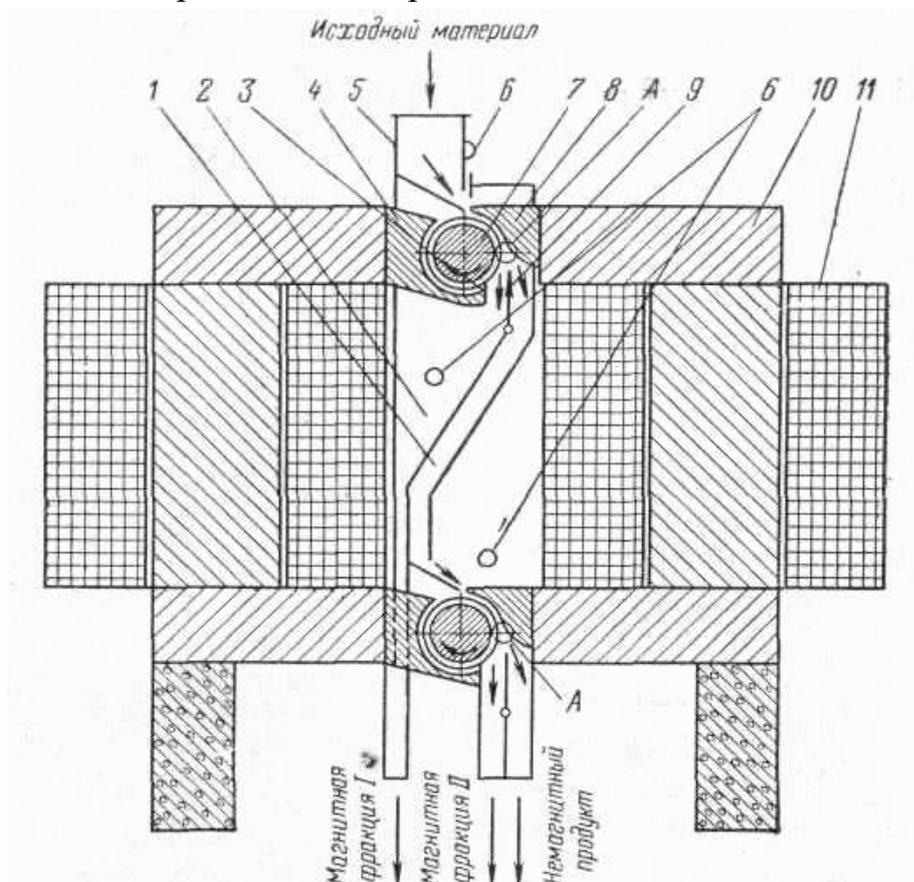


**Рис. 56. Электромагнитный индукционно-роликовый сепаратор с роликом диаметром 100 мм и шириной 80 мм**



**Рис. 57. Ленточный электромагнитный сепаратор**

Питание сепаратора постоянным током осуществлялось с помощью выпрямительного устройства ВС-3Б-3 с номинальным выпрямленным током 25 А и номинальным напряжением выпрямленного тока 120 В.



**Рис. 58. Принципиальная схема устройства сепаратора ЭРСЛ-1**

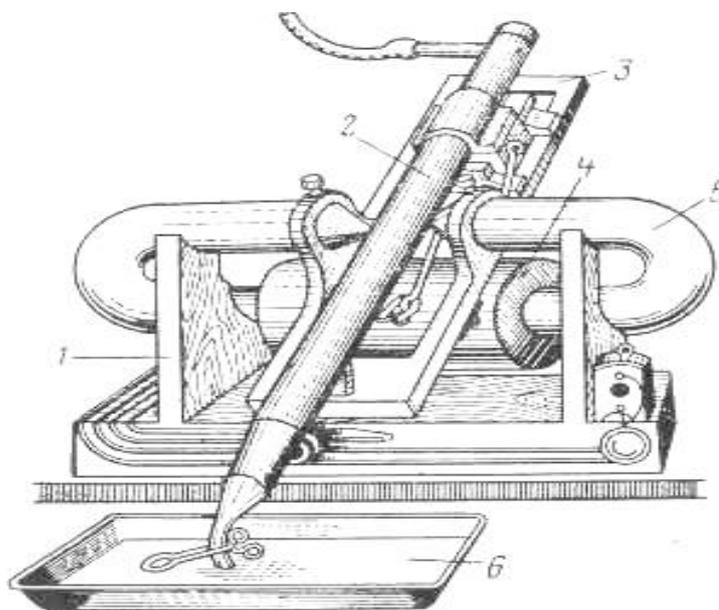
Применение магнитных анализаторов так же позволяет изучать обогатимость материала методом магнитной сепарации. Для этой цели применяются анализаторы 138<sup>0</sup> СЭ, АЭС-1.

При обогащении окисленных железных (гематитовых) руд проводят магнетизирующий обжиг, позволяющий перевести гематит в магнетит. Обжиг ведут при температуре около  $700^{\circ}\text{C}$  в точке природного газа с последующим охлаждением в точке углекислоты.

Навеска руды загружается в среднюю часть трубки электропечи и подвергается нагреву до  $600^{\circ}\text{C}$  в точке природного газа. Длительность восстановительного обжига при  $600^{\circ}\text{C}$  около 1 ч. Затем ток природного газа прекращается, печь выключается и продувается углекислотой. Навеска охлаждается в печи до комнатной температуры в атмосфере углекислоты.

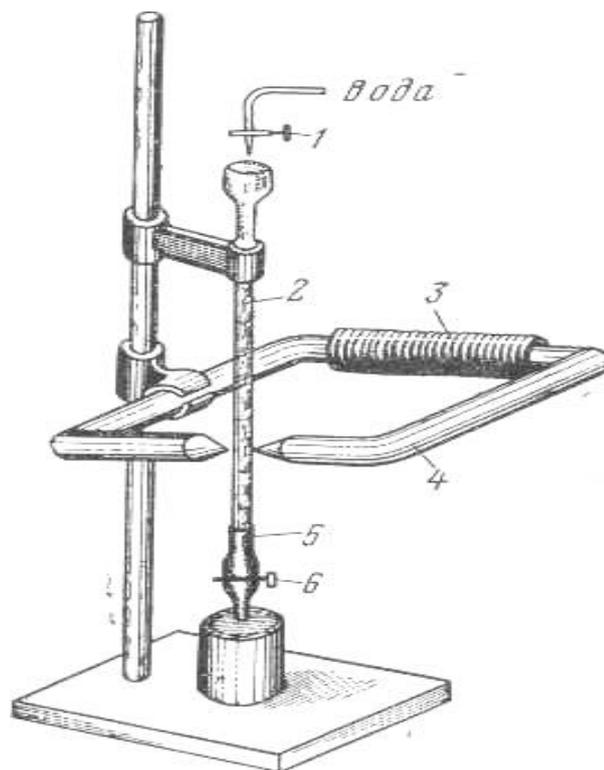
Навеску измельчают и пропускают через магнитный анализатор для оценки обогатимости обожженной руды.

2. Мокрая магнитная сепарация применяется для обогащения сильно- и слабомагнитных руд крупностью – бмм, а так же для регенерации магнетитовых и ферросилициевых тяжелых суспензий. Для мокрого анализа на содержание магнитных минералов в тонких продуктах (руде или продуктах обогащения) применяется **трубчатый магнитный анализатор** (рис.59.).



**Рис. 59. Трубчатый магнитный анализатор**

Магнитная скоба этого прибора из мягкого круглого железа укреплена на станине. Катушка скобы питается постоянным током 110В от выпрямителя тока. Ток регулируют реостатом. Между магнитными полюсами на салазках под углом  $45^{\circ}$  к горизонту. Салазки через соответствующую передачу от электродвигателя приводятся в возвратно-поступательное движение.



**Рис. 60. Электромагнитная скоба для мокрой сепарации:**  
 1 — зажим или кран; 2 — стеклянная трубка; 3 — катушка; 4 — скоба из  
 мягкого круглого железа; 5 — резиновая насадка; 6 — зажим

Для анализа берут навеску (1-5г) измельченного до 0,5мм материала и смачивают водой в небольшой фарфоровой чашке. Стеклянную трубку наполняют водой, включают электромагнит, регулируют ток (по амперметру) и постепенно смывают в трубку навеску. При падении магнитные частицы под влиянием магнитного поля задерживаются на стенках трубки в межполюсном пространстве, а немагнитные падают вниз. Когда вся навеска будет загружена, сверху в трубку дают тонкой струей промывную воду и одновременно снизу открывают спускную трубку с таким расчетом, чтобы уровень воды в стеклянной трубке оставался постоянным. Включают электродвигатель, приводящий трубку в возвратно-поступательное движение. При качательном движении трубки, запутавшиеся немагнитные частицы отмываются от магнитных. По окончании промывки закрывают оба конца трубки, выключают ток, выпускают магнитный шлик в фарфоровую чашку, обезвоживают его, сушат и взвешивают, по массе магнитной части определяют ее процентное содержание в исходной пробе.

Стеклянную трубку (бюретку) можно расположить вертикально и неподвижно в штативе (рис. 55.). В связи с отсутствием качательного движения

у трубки для перемешивания магнитного материала магнитную фракцию нужно пропустить повторно, чтобы освободиться от запутавшихся немагнитных частиц.

Существуют магнитные трубчатые анализаторы, на которых одновременно можно определять содержание не одного, а двух магнитных минералов с различной магнитной проницаемостью, например магнетита и ильменита.

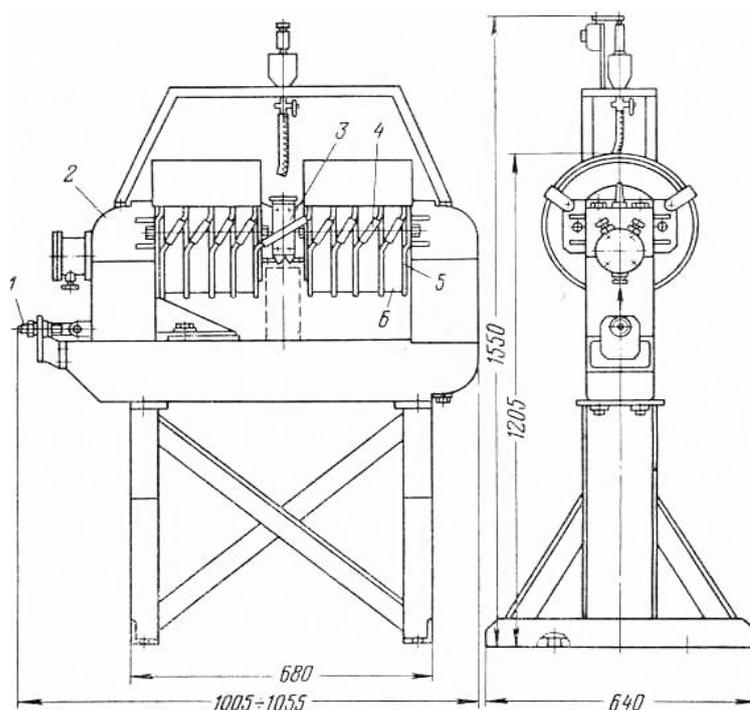
Применяются также магнитные анализаторы 25Б-СЭ, МА-2К.

**Полиградиентные сепараторы**, основанные на фильтрации пульпы через слой магнитных шаров, позволяют значительно увеличить напряженность и градиент магнитного поля, поверхность, на которой происходит разделение, уменьшить относительную скорость движения частиц, а следовательно, и крупность обогащаемого материала.

Размеры шаров и частиц связаны зависимостью

$$d_{ш} = 100d_{ч}.$$

Схема электромагнитного фильтра-анализатора Механобра приведена на рис. 61.



**Рис. 61. Электромагнитный фильтр-анализатор 208-СЭ:**

**1 — регулировочный винт; 2 — магнитопровод; 3 — кассета с шарами; 4 — резиновые трубки; 5 — охлаждающий элемент; 6 — обмотка**

В межполюсном зазоре мощного С-образного электромагнита помещается кассета, заполненная ферромагнитными шарами или телами другой формы. В каналах между телами создается неоднородное поле высокой

напряженности. Проба разделяемого материала вместе с водой, пропускается сквозь слой ферромагнитных тел. При этом магнитные частицы притягиваются к шарам в зонах с высокой напряженностью поля, а немагнитные – фильтруются через поры между телами под действием смывающей воды и пульпы.

Напряженность поля между шарами трудно измерить, поэтому для характеристики поля была принята средняя магнитная индукция в зазоре между полюсами. Для анализатора 208-СЭ при максимальном токе в обмотке индукция достигает 11 кгс при шарах диаметром 25мм и 13 кгс при шарах 10мм.

Нижний предел крупности магнитных частиц, которые улавливаются на фильтр-анализаторе, 10-20 мкм. Рекомендованное содержание твердого в питании – 25 – 40% твердого.

#### **Контрольные вопросы:**

1. Какие руды обогащают магнитными методами.
2. Что называется сухой магнитной сепарацией?
3. Охарактеризуйте магнитный сепаратор Окунева.
4. Для чего применяется мокрая магнитная сепарация?
5. Какие аппараты Вы знаете, применяемые для мокрой магнитной сепарации?
6. Для чего необходима магнитная фильтрация на полиградиентных сепараторах?
7. Объясните принцип действия данного метода.

#### **Домашнее задание:**

Изучить материалы лекции, изобразить эскизы сепараторов, изучаемых в лекции. Подготовиться к дискуссии по темам семинаров.

## ЛЕКЦИЯ №15

### ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ

#### План:

1. Методы электрической сепарации.
2. Диэлектрическая сепарация.

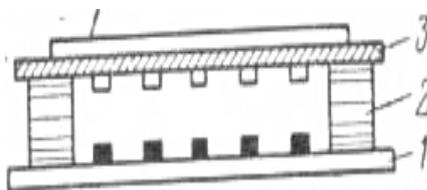
**Ключевые слова:** электрические методы обогащения, разделяемость, электросепараторы, электроклассификация, электрическое разделение минералов, электросепарация, обеспылевание, выделение минералогических фракций, диэлектрофорез, диэлектрическая сепарация, диэлектрический сепаратор.

**1.** Электрические методы обогащения основаны на различных способностях зарядки частиц минералов и разделении их в электрическом или магнитном поле.

К свойствам минералов, определяющим их электрический заряд и разделяемость, относятся: электропроводность, диэлектрическая проницаемость, электризация трением (трибоадгезионный эффект), контактный потенциал и пьезоэлектрический эффект. Кроме того, существуют пьезоэлектрический эффект, униполярная (детекторная) проводимость кристаллов, которые пока не используются в процессах обогащения.

Электросепараторы применяются для разделения смеси сухих минералов на составляющие компоненты, а так же для разделения по крупности (электроклассификация).

Методы электрической сепарации: (электростатическое поле; частицы заряжаются контактным или индукционным способом); коронный (после коронного разряда; частицы заряжаются ионизацией); диэлектрический (электростатическое поле; незаряженные частицы разделяются под действием пондеромоторных сил); комбинированные: коронно-электрический (поле коронного разряда и электрическое поле; частицы заряжаются ионизацией и другими способами); коронно-магнитный (поле коронного разряда и магнитное поле; частицы заряжаются ионизацией); трибоадгезионный (частицы заряжаются за счет трибоэлектрического эффекта, адгезии и др.).



### *Рис.62. Схема устройства для электростатического разделения минералов*

Лабораторная установка по электростатическому обогащению включает: стандартную высоковольтную установку, применяемую в рентгеновских аппаратах с пультом управления, обеспечивающую возможность создания напряжения до 40 – 60 кВ, и опытный сепаратор, на котором можно в широких пределах изменять основные параметры, определяющие процесс электростатического обогащения.

Для минералогического анализа, например при анализе шлихов или классов ситового анализа различных продуктов, можно использовать устройство (рис. XVIII.1), состоящее из медной пластинки 1 размером 90 x120 мм, по углам которой наклеены эбонитовые изоляторы 2 размером 15 x15 мм и высотой 4—5 мм. На изоляторы накладывается эбонитовая пластинка 3 того же размера, что и медная. На эбонитовой пластинке для ее зарядки наклеена медная сетка 4, не доходящая до краев на 5 мм. На медную пластинку насыпают слой зерен испытуемого материала, накрывают эбонитовой пластинкой, сетку которой соединяют с кондуктором электрофорной машины, и, вращая круг машины, заряжают сетку и эбонитовую пластинку до потенциала, при котором хорошо проводящие зерна начнут притягиваться к пластинке. После этого прибор отсоединяют от электрофорной машины, не касаясь медной сетки и кондуктора, и осторожно снимают эбонитовую пластинку с приставшими к ней зернами, не задевая при этом медной сетки, чтобы не разрядить ее при снятии. Опыт можно повторить несколько раз, пока не будут разделены все зерна.

Для подготовки материала к электросепарации в зависимости от характеристики исходного материала и условий его обработки могут применяться: сушка, обеспыливание, классификация по крупности, обработка поверхностно-активными веществами и др.

Подсушка обрабатываемого материала устраняет влияние влажности атмосферного воздуха, стабилизирует поведение сепарируемых частиц и обеспечивает свободное перемещение их в сепараторе под влиянием механических и электрических сил.

Воздушно-сухой материал пропускают через плоскую электропечь, которая монтируется на распределительном лотке сепаратора. В этом случае после прохождения через лоток материал нагревается примерно до 30 – 40<sup>0</sup>С.

Можно пользоваться так же сушильными шкапами (термостатами). При этом обрабатываемый материал, перемешивая, нагревают 7 – 10 минут.

Если различие в электропроводности компонентов обрабатываемых материалов небольшое, на процесс сепарации положительное влияние может оказывать предварительная их классификация по крупности. При этом чем уже классификация частиц, тем легче и по более простой схеме они сепарируются. Кроме крупности исходного материала на процесс сепарации влияет так же разница в плотности. При наличии компонентов с большой плотностью исходный материал, в случае обогащения его на барабанных электросепараторах, измельчается обычно до крупности не более 3 мм.

Различные сыпучие материалы можно обеспыливать и классифицировать на коронных барабанных и камерных сепараторах.

Эффективность сепарации в меньшей степени определяется свойствами самих материалов (минералов, веществ) и в большей – состоянием их поверхности. Естественное состояние последней можно изменить, например очисткой поверхности частиц и удалением с них некоторых составных частей или образованием поверхностных пленок с помощью реагентов, селективно действующих на различные вещества. Если при очистке поверхности частиц удаляемые составные части не могут улечиваться, рассеиваться или ошлифовываться, то для очистки требуется перемешивание в пульпе.

Барабанный сепаратор разделяет минералы по их электропроводности. Частицы заряжаются соприкосновением с заряженным металлическим электродом сепаратора и получают одноименный заряд. При этом частицы с большей проводимостью, получающие значительный заряд, отталкиваются от заряженного электрода, а диэлектрики остаются практически незаряженными.

Расхождение траекторий движения электропроводных и неэлектропроводных частиц получается большим, если обрабатываемую смесь предварительно зарядить электричеством противоположного по отношению к электроду знака.

Для этой цели применяют ионизацию острием, лезвием и другими способами. При этом неэлектропроводные частицы, находящиеся на электроде, на который подается соответствующее напряжение, дополнительно заряжаются ионами

одного знака, содержащимися в преобладающем количестве в ионизированном воздухе.

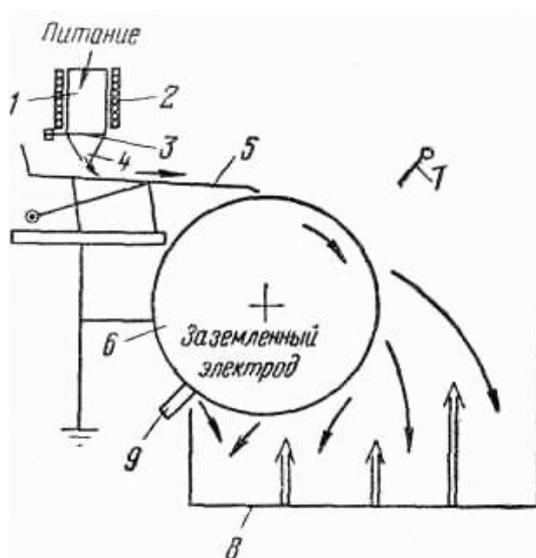
На рис. 63 изображена схема барабанного сепаратора. Диаметр барабана около 200 мм, длина 100—200 мм. Барабан заземляют. Противоположный электрод может иметь самую разнообразную форму: в виде ножа, игл, расположенных в шахматном порядке (в два или больше рядов), или цилиндров различного диаметра.

Питание подается на заземленный барабан, например, лотковым питателем, над которым установлен небольшой бункер. Бункер одновременно может быть сушилкой и подогревателем. Для этого цилиндр бункера окружен обмоткой, питаемой переменным током от электросети и позволяющей доводить температуру внутри бункера до 200—300° С. Необходимое время нагрева определяется опытным путем. Питатель также должен быть заземлен.

Для испытания берется материал не крупнее 1—1,5 мм и не тоньше 70 мкм. Перед обогащением необходима предварительная классификация материала по крупности. Шкалу классификации можно расширить или сузить в зависимости от ряда факторов (продолжительность пребывания в электрическом поле, нагрева перед разделением, изоляции барабана и др.).

При испытаниях устанавливаются следующие параметры: разность потенциалов; расстояние между электродами; скорость вращения барабана; температура подогрева испытуемого материала; крупность материала; производительность на 1 см длины барабана.

В некоторых случаях также нужно испытывать форму электродов, различные материалы для изготовления питающего лотка, поверхности барабана и др. Напряжение регулируют автотрансформатором или потенциометром. Высокое напряжение выпрямляется кенотроном КР-110, от которого напряжение подается на коронирующую систему. Кенотрон питается от специального трансформатора 320/120/12 В.



**Рис. 63. Барабанный сепаратор:**

**1 — бункер; 2 — обмотка для подогрева; 3 — задвижка; 4 — воронка; 5 — питатель; 6 — пустотелый барабан; 7 — заостренный электрод; 8 — приемник; 9 — щетка**

В некоторых случаях полезно применить комбинацию электромагнитного и электростатического обогащения. Для этого в барабан электросепаратора из латуни помещают неподвижный, установленный в определенном положении электромагнит, питаемый от источника постоянного тока.

Производительность электросепаратора с барабаном 400х300 мм составляет около 10 кг/ч на 1 см длины сепаратора.

Для более ясного представления о распределении минералов при электростатической сепарации приемный ящик под барабаном целесообразно разделить на большее количество секций шириной, например, 1 см (для небольшого барабана диаметром 75 мм) или 2—5 см (для барабанов большого диаметра). Проанализировав каждую фракцию и вычислив извлечение каждого минерала по фракциям, строят график, откладывая на ординате частные проценты извлечения в каждую фракцию, а по абсциссе — расстояние от вертикальной плоскости, проходящей через ось барабана, вправо и влево от нее. Для каждого минерала строится своя кривая распределения. По взаимному положению кривых определяют точку по абсциссе, обеспечивающую наибольшее извлечение в разноименные концентраты.

Описанный метод неудобен тем, что нужно производить большое количество анализов. Поэтому для предварительных исследований можно использовать мономинеральный метод, заключающийся в том, что каждый минерал, входящий в смесь, подлежащую разделению, пропускается на сепараторе в совершенно одинаковых условиях. В данном случае достаточно взвесить минеральный порошок в каждой секции приемного ящика и по результатам построить кривые. Опыт показал, что для минеральных смесей, в которых не происходит поверхностного изменения минералов от их взаимного соприкосновения, результаты, полученные с мономинеральными фракциями и смесью их, почти совпадают.

**2. Процесс основан на различии диэлектрических постоянных минералов и используется для минералогического изучения или для выделения минералогических фракций.** Промышленное применение в обогащении полезных ископаемых процесс диэлектрической сепарации может иметь при разделении тонкоизмельченных ценных минералов (шламов) в конечных доводочных операциях.

Минералы с различной диэлектрической постоянной помещают в не проводящую электрический ток жидкость, которая имеет диэлектрическую постоянную, промежуточную по величине между диэлектрическими постоянными разделяемых минералов, радиально расходятся.

Минеральные частицы поляризуются, образуя диполь, один конец которого обращен в сторону сильного поля, а другой – в сторону слабого. В результате частицы с диэлектрической постоянной более высокой, чем у жидкости, будут двигаться в сторону более интенсивного поля, а частицы с более низкой диэлектрической постоянной – в сторону слабого. Это движение поляризованных частиц в сторону наибольшей интенсивности можно назвать диэлектрофорезом.

В качестве среды можно применить перечисленные в таблице №1 жидкости или их смеси в соотношении, обеспечивающем необходимую величину диэлектрической постоянной. Большинство перечисленных жидкостей летучи и токсичны. Поэтому с ними надо работать в вытяжном шкафу и при температуре не выше 24<sup>0</sup>С.

***Диэлектрические постоянные (ДП) некоторых жидкостей***

<b>Жидкость</b>	<b>ДП</b>	<b>Жидкость</b>	<b>ДП</b>
Вода	81	Фенол	9,7
Диметилсульфат	55	Хлороформ	5,2
Нитробензол	36,5-37,9	Бензол	2,3
Этиловый спирт	26,8	Четыреххлористый углерод	2,4
Керосин	2-3,1	Метиловый спирт	33,7
Пиридин	12		

Смешиванием жидкостей можно получить промежуточные ДП жидкости. Если, например, на каждые 5 мл четыреххлористого углерода добавлять по 0,1 мл метилового спирта, то можно получить жидкости, у которых ДП будет возрастать на 0,5-0,6.

Если диэлектрическая постоянная минерала неизвестна, то определяют ее следующим образом. В небольшой кристаллизатор наливают из бюретки 5 мл четыреххлористого углерода и вносят несколько частиц минерала. В раствор погружают электроды, представляющие собой тонкие стальные иглы, полированные до зеркального блеска и смонтированные в эбонитовый патрон (рис. 58).

После погружения электродов включается электрический ток напряжением 400 – 600В от вторичной обмотки трансформатора. При

поднесении электродов к минеральным частицам последние, если их диэлектрическая постоянная выше ДП жидкости, притянутся к электродам. Затем ДП жидкости постепенно увеличивают приливанием метилового спирта по 0,1 мл, проверяя после каждого приливания и перемешивания жидкости поведение минеральных частиц.

Когда будет замечено отталкивание частиц от электрода, производят повторное более точное определение. Для этого берут такую смесь, в которой на 0,1 мл метилового спирта меньше той смеси, при которой замечено отталкивание. Если наблюдается притяжение частиц к электродам, начинают добавлять метиловый спирт по каплям (по 0,015 мл), наблюдая после каждой добавки и перемешивания поведение частиц. Если визуально такое наблюдение затруднено, кристаллизатор переносят на столик бинокулярного микроскопа. Отмечают количество капель, при котором замечено отталкивание, и ближайшее количество капель, при котором наблюдалось притяжение зерен, вычисляют для каждой смеси ДП и берут среднее арифметическое, равное ДП минерала.

Диэлектрическую постоянную вычисляют по следующей формуле:

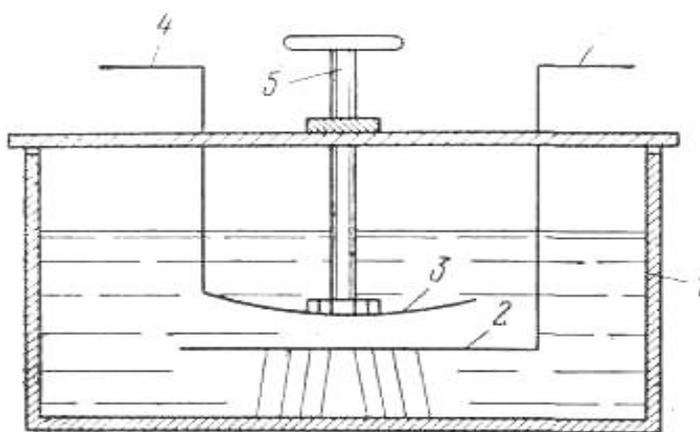
$$\text{ДП} = \frac{2,24 \times 5 + 33,7(0,1n + 0,015n)}{5 - (0,1n + 0,015n)},$$

Где  $n$  – число приливаний по 0,1 мл;

$n$  – число капель метилового спирта.



*Рис. 58. Электроды-иглы в эбонитовом патроне*



**Рис. 59. Схема диэлектрического сепаратора КазИМСа**

Разделение минералов с помощью игл (см. рис. 58.) проводят следующим образом. Берут смесь минеральных зерен, из которой предварительно другими методами удалены минералы-проводники, и помещают в маленький кристаллизатор диаметром около 20 мм. Кристаллизатор с минералами и другой такой же пустой помещают в третий кристаллизатор большего размера — диаметром около 45 мм — и заливают жидкостью с определенной ДП. В кристаллизатор с минералами погружают электроды, включают ток и приставшие к электродам зерна переносят в другой, рядом стоящий пустой кристаллизатор, не вынимая электроды из жидкости, и снимают напряжение. После того как зерна отстанут от электродов, операцию повторяют до тех пор, пока не будут выделены все зерна данного минерала.

Расстояние между концами электродов около 1 мм. Удобнее электроды делать раздвижными, чтобы расстояние между концами можно было изменять и тем варьировать условия разделения. Игольчатыми электродами можно разделять зерна до 20 мкм. Для получения больших количеств минерального порошка [23] можно использовать сепаратор КазИМСа (рис. 59.).

В стеклянной ванночке 1 с диэлектрической жидкостью, имеющей  $DП = 8_{ж}$ , установлен на подставке латунный диск 2 диаметром 50 мм. Крышка ванночки съемная, изготовлена из оргстекла. Через нее пропущена шпилька 5 с резьбой, на конце которой укреплен диск 3 диаметром 40 мм.

Зазор между электродами изменяется вращением шпильки. К дискам через провода 4 подведен переменный ток 50 Гц, напряжением  $E$  до 10 000 В, регулируемый автотрансформатором.

## ЛЕКЦИЯ №16 РАДИОМЕТРИЧЕСКИЙ МЕТОД ОБОГАЩЕНИЯ

### План:

- 1. Общая характеристика процессов радиометрического обогащения**
- 2. Эмиссионно - радиометрические методы сепарации.**
- 3. Конструкции и принцип работы аппаратов, применяемых в процессе специальных методов обогащения.**

1. Радиометрическое обогащение основано на различии разделяемых минералов в интенсивности испускания, отражения или поглощения различных видов ядерно-физических излучений.

Для руд, обладающих естественной радиоактивностью, используются различия в радиоактивных свойствах минералов, при радиометрическом обогащении нерадиоактивных полезных ископаемых — различия во взаимодействии минералов с различными излучениями. В качестве первичных излучений в последнем случае используют излучения в широком диапазоне длин ( $X$ ) волн:  $\gamma$ -излучение ( $X < 10^{-8}$  нм);  $\beta$ -излучение ( $X = 10^{-3}—10^{-2}$  нм); нейтронное ( $X = 10^{-2}—10^{-1}$  нм); рентгеновское ( $X = 5 \cdot 10^{-8}—10^{-7}$  нм); ультрафиолетовое ( $X = 10^{-7}—3,8 \cdot 10^{-7}$  нм); видимый свет ( $X = 3,8 \cdot 10^{-7}—7,6 \cdot 10^{-7}$  нм); инфракрасное ( $X = 7,6 \cdot 10^{-7}—10^{-4}$  нм); радиоволновое ( $X = 10^5—10^{14}$  нм). Результатом их взаимодействия с минералами в зависимости от характера излучений и минералов являются: ядерные реакции, вызывающие искусственную (наведенную) радиоактивность у некоторых минералов; возбуждение люминесценции; отражение первичного излучения от поверхности минералов; поглощение (адсорбцию) первичного излучения или изменение энергии магнитного поля и его характеристики.

Чем больше различие у разделяемых минералов в наблюдаемом эффекте, называемым признаком разделения, тем больше вероятность их эффективного разделения. Она реализуется тем полнее, чем больше контрастность руды, характеризующая степень неравномерности распределения извлекаемого компонента между отдельными ее кусками. Контрастность определяется условиями образования, добычи и подготовки руды к обогащению. По значению показателя контрастности  $M$ , рассчитываемому по кривым контрастности, руды условно разделяются на пять категорий: неконтрастные ( $M < 0,5$ ); низкоконтрастные ( $M = 0,5 - \text{г} 0,7$ ); контрастные ( $M = 0,7 - 1,1$ ); высококонтрастные ( $M = 1,1 - \text{г} 1,5$ ); особо контрастные ( $M > 1,5$ ). В предельно контрастных рудах ( $M = 2$ ) ценный компонент полностью сосредоточен в чистых кусках его минералов; в предельно неконтрастных ( $M = 0$ ) —

содержание ценного компонента во всех кусках одинаково и звлечение его методами обогащения невозможно; степень соответствия признака разделения содержанию ценного компонента, которая определяется путем сравнения кривых обогатимости, построенных по интенсивности излучения (признаку разделения), с кривыми контрастности. Эффективность признака разделения оценивается соотношением показателя признака разделения  $P$ , рассчитываемого по кривым обогатимости, и показателя контрастности  $M$ , определяемого по кривым контрастности. Величина  $P/M$  будет близка к единице только при полном соответствии признака разделения и содержания ценного компонента. Ее значение позволяет сравнивать эффективности различных радиометрических процессов и выбирать наиболее подходящий для данного сырья в технологическом отношении.

Эффективность разделения зависит также от крупности исходного материала, режима сепарации и конструктивных особенностей радиометрических сепараторов.

Радиометрической сепарации подвергают обычно материал крупностью от 15—30 до 150—300 мм. При сепарации более мелкого материала производительность сепараторов резко понижается. Уменьшение нижнего предела крупности до 0,5—5 мм допускается только при обогащении контрастных материалов, содержащих весьма ценные компоненты (например, алмазы). Поскольку результирующий эффект взаимодействия излучения с минералами зависит не только от содержания ценного компонента в кусках, но и от количества его в них, т. е. от массы и крупности кусков, то при обогащении материала широкого диапазона крупности в концентрат могут попасть бедные, но крупные куски, а в хвосты, наоборот, — богатые, но мелкие зерна. Поэтому перед сепарацией материал подвергают, как правило, грохочению на узкие классы крупности с модулем шкалы не более двух.

Различают три технологических режима радиометрической сепарации: поточный, порционный и покусковой. Поточный режим, при котором материал проходит через сепаратор непрерывным потоком, наиболее производительный, но наименее селективный; покусковой — самый селективный, но наименее производительный. Порционный — занимает промежуточное положение и применяется в основном при радиометрической крупнопорционной сортировке (РКС)

Несмотря на различие в конструкциях радиометрических сепараторов, все они имеют следующие узлы: питатель с транспортирующим устройством (ленточным, вибрационным, карусельным, ковшевым) для формирования потока материала и равномерной подачи его в зону облучения (для нерадиоактивных руд) или регистрации излучения (для радиоактивных руд);

узел облучения (для нерадиоактивных руд); узел регистрации (с датчиком) излучения; счетно-измерительный блокрадиометр для оценки интенсивности первичного или вторичного излучения; разделительное устройство (пневмоклапан или электромагнитный шибер). Сепараторы могут быть одноканальными и многоканальными, работающими несколькими параллельными потоками. При работе на радиометрических сепараторах любого типа необходимо соблюдать особенно тщательно все правила техники безопасности, как общие, так и специальные (по защите от радиоактивных излучений).

Из многих возможных методов радиометрического обогащения в настоящее время в ромышленных условиях наиболее широко применяются: авторадиметрический, фотонейтронный, рентгенорадиометрический, люминесцентный, фотометрический, гамма-абсорбционный и нейтронно-абсорбционный. Их применяют как в качестве основных и доводочных операций (сепарации) при обогащении различных типов полезных ископаемых, так и для особенно эффективной операции предконцентрации (сортировки) бедных руд, позволяющей снизить существующие кондиции на содержание ценных компонентов, вовлечь в промышленное использование некондиционные, разубоженные и забалансовые руды.

## ***2. Эмиссионно - радиометрические методы сепарации***

К эмиссионно-радиометрическим методам сепарации относятся авторадиметрическая, фотонейтронная, нейтропноактивационная, рентгенорадиометрическая, рентгенолюминесцентная, фотолюминесцентная и фотометрическая сепарации.

Авторадиметрическая сепарация основана на использовании различия в интенсивности  $\gamma$ - или  $\beta$ -излучении разделяемых минералов, возникающих за счет распада ядер естественно-радиоактивных элементов. Сепарация отличается высокой селективностью и является основным способом обогащения урановых и ториевых руд, а также руд, в которых ценный компонент находится в минералах, содержащих примесь радиоактивного элемента.

В одноканальном ленточном авторадиметрическом сепараторе (рис. 43, а) исходная руда подается монослоем на ленточный конвейер 1, в концевом барабане которого установлен датчик 2; по показаниям последнего в радиометре 6 оценивается интенсивность  $\gamma$ -излучения кусков руды. Если у проходящего куска она выше установленного граничного предела, радиометр через контакты К и реле Р<sub>е</sub> подает ток на электромагнит 5, сердечник которого при этом втягивается и поворачивает шибер 4, открывая приемник для концентрата.

Куски породы с интенсивностью  $\gamma$ -излучения ниже граничной направляются в приемник для хвостов, который в обычном состоянии открыт. Для предохранения окружающих от радиоактивных излучений устанавливается свинцовый или стальной экран 3. В авторадиметрическом сепараторе КН осуществлена корректировка настройки радиометра по размеру (массе) куска, оцениваемому временем затемнения фотоэлемента при прохождении куска.

Многие оканальные ленточные или вибрационные сепараторы могут иметь несколько датчиков (обычно сцинтилляционных) и разделительных механизмов (электромагнитных шиберов или многодюзовых пневмоклапанов), позволяющих перерабатывать одновременно несколько параллельных потоков руды. Производительность сепаратора по каждому каналу составляет 20—50 т/ч при обогащении материала крупностью  $-200 + (25 - 50)$  мм, разделенного на 3—4 класса, при расходе электроэнергии около 3 кВт/ч.

Фотонейтронная сепарация основана на использовании различий в интенсивности нейтронного излучения минералов при воздействии на них  $\gamma$ -лучами. Ядерный фотоэффект характерен для ряда минералов, но наибольшее практическое значение он имеет для обогащения бериллийсодержащих руд. Ядра бериллия обладают способностью испускать нейтроны под влиянием  $\gamma$ -лучей сравнительно низкой энергии, около 1,7 МэВ, тогда как для возбуждения фотоядерной реакции в других элементах требуются  $\gamma$ -лучи с энергией более 5—10 МэВ.

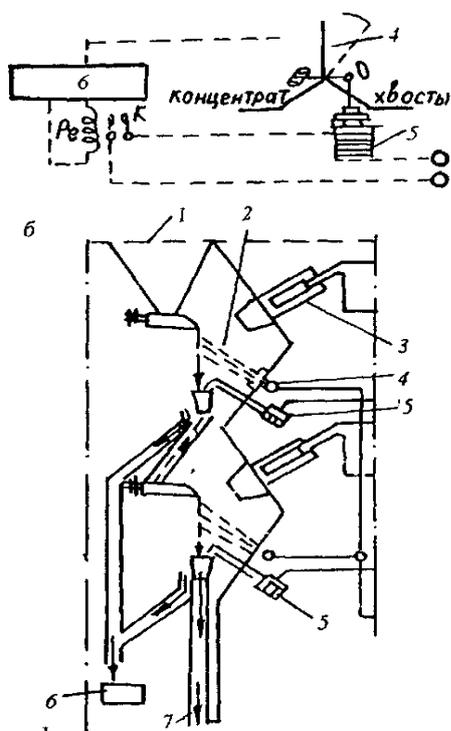


Рис. 43. Схемы авторадиметрического (а) и ретгенофлуоресцентного АРЛ-1 (б) сепараторов

В качестве источника  $\gamma$ -излучения при обогащении бериллиевых руд в вибрационном (РАМБ-300) и ленточном (РМБ100) фотонейтронных сепараторах используется изотоп  $^{124}\text{Sb}$ . Испускаемые ядрами бериллия нейтроны перед их регистрацией сцинтилляционными датчиками Т-2 пропускаются через замедлитель (парафин) для снижения их энергии до тепловой. Поток нейтронов пропорционален общему содержанию бериллия в куске независимо от минеральной формы его нахождения.

Нейтронно-активационная сепарация основана на использовании реакции типа  $(n, \gamma)$ , при которой за счет поглощения ядром нейтронов и возникновения искусственной (наведенной) радиоактивности возникает жесткое  $\gamma$ -излучение. Такая реакция характерна для ряда элементов (марганца, фтора, меди, ванадия, вольфрама и др.), но нашла применение пока для обогащения борсодержащих руд. В этом случае на сепараторах, применяемых для обогащения бериллиевых руд вместо источника  $\gamma$ -лучей над лентой устанавливают источник нейтронов, а вместо счетчика нейтронов — счетчики  $\gamma$ -лучей. Если на ленте облучается борсодержащий кусок, то возникают  $\gamma$ -лучи, которые регистрируются радиометрами, и по их команде электромагнитный сбрасыватель направляет кусок в приемник для концентрата. При облучении кусков породы  $\gamma$ -излучения не возникает и они попадают в приемник для хвостов.

Рентгенорадиометрическая сепарация основана на использовании рентгеновских характеристических спектров элементов, возбуждаемых источниками  $\gamma$ - или рентгеновского излучения. В промышленных условиях она используется для обогащения сложных оловянных руд, содержащих не только касситерит, но и сульфиды олова, поскольку интенсивность излучения пропорциональна общему содержанию данного элемента. Разработаны сепараторы ленточного типа с электромеханическим и пневматическим разделительными устройствами для поточного и покускового режима. В последнем случае в сепараторах предусмотрено устройство для индикации подхода куска руды и учета его размера.

## ЛЕКЦИЯ №17 ПРОЦЕССЫ СГУЩЕНИЯ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

### План:

#### 1. Процесс сгущение

#### 2. Конструкция и принцип работы сгустителей

*Ключевые слова: сгущение, осаждение твердых частиц, сгустители-фильтры, сгустители, одноярусные, многоярусные, применение, фильтрование, фильтрпресс, Нутч-фильтр, барабанный фильтр, способы фильтрования, листовой фильтр.*

**1. Сгущение** – процесс осаждения твердых частиц их мелкозернистых (размером менее 0,5 мм) пульп с получением уплотненного сгущенного продукта и осветленного слива. Для сгущения применяют устройства и аппараты в которых осаждение частиц происходит под действием силы тяжести, - цилиндрические конусные сгустители, шламовые отстойники и т.д.; аппараты в которых осаждение частиц происходит под действием центробежных сил – гидроциклоны, осадительные центрифуги. Имеются комбинированные аппараты, в которых сгущение совмещено с фильтрованием (сгустители-фильтры).

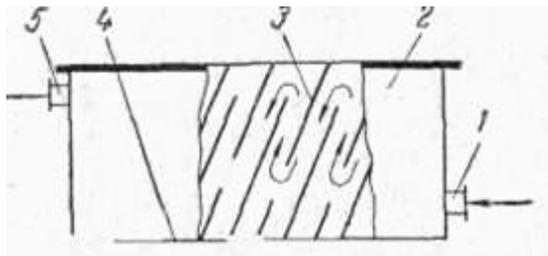
Отстаивание и сгущение проводят в аппаратах, называемых отстойникам и, или сгустителями. Различают аппараты периодического, непрерывного и полунепрерывного действия, причем непрерывно действующие отстойники, в свою очередь, делятся на одноярусные, двухъярусные и многоярусные.

Периодически действующие отстойники представляют собой низкие бассейны без перемешивающих устройств. Такой отстойник заполняется суспензией, которая остается в состоянии покоя в течение определенного времени, необходимого для оседания твердых частиц на дно аппарата. После этого слой осветленной жидкости декантируют, т. е. сливают через сифонную трубку или краны, расположенные выше уровня осевшего осадка. Последний, обычно представляющий собой подвижную текучую густую жидкую массу — шлам, выгружают вручную через верх аппарата или удаляют через нижний спусковой кран.

Размеры и форма аппаратов периодического действия зависят от концентрации диспергированной фазы и размеров ее частиц. Чем крупнее частицы и чем больше их плотность, тем меньший диаметр может иметь аппарат. Скорость отстаивания существенно зависит от температуры, с изменением которой изменяется вязкость жидкости, причем скорость осаждения обратно пропорциональна вязкости, а последняя уменьшается с увеличением температуры.

Для отстаивания небольших количеств жидкости применяют отстойники в виде цилиндрических вертикально установленных резервуаров

с коническим днищем, имеющим кран или люк для разгрузки осадка и несколько кранов для слива жидкости, установленных на корпусе на разной высоте. Для отстаивания значительных количеств жидкости, например для очистки сточных вод, используют бетонные бассейны больших размеров или несколько последовательно соединенных резервуаров, работающих полунепрерывным способом: жидкость поступает и удаляется непрерывно, а осадок выгружается из аппарата периодически.



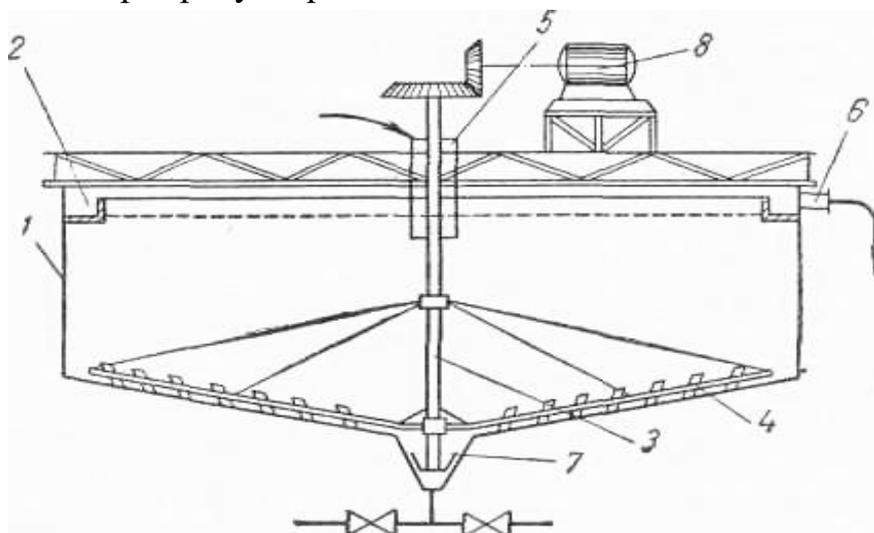
**Рис. 60. Сгуститель с наклонными перегородками:**  
**1-штуцер для ввода исходной суспензии; 2-корпус; 3-наклонные перегородки; 4-бункера для осадка; 5-штуцер для отвода осветленной жидкости**

На рис.60. показан *отстойник полунепрерывного действия с наклонными перегородками*. Исходная суспензия подается через штуцер 1 в корпус 2 аппарата, внутри которого расположены наклонные перегородки 3, направляющие поток попеременно вверх и вниз. Наличие перегородок увеличивает время пребывания жидкости и поверхность осаждения в аппарате. Осадок собирается в конических днищах (бункерах) 4, откуда периодически удаляется, а осветленная жидкость непрерывно отводится из отстойника через штуцер 5.

В промышленности наиболее распространены отстойники непрерывного действия.

*Сгуститель непрерывного действия (одноярусный цилиндрический сгуститель)* с гребковой мешалкой (рис. 61.) представляет собой невысокий цилиндрический резервуар 1 с плоским слегка коническим днищем и внутренним кольцевым желобом 2 вдоль верхнего края аппарата. В резервуаре установлена мешалка 3 с наклонными лопастями, на которых имеются гребки 4 для непрерывного перемещения осаждающегося материала к разгрузочному отверстию 7. Одновременно гребки слегка взбалтывают осадок, способствуя этим более эффективному его обезвоживанию. Мешалка делает от 0,015 до 0,5 об/мин, т. е. вращается настолько медленно, что не нарушает процесса

осаждения. Исходная жидкая смесь непрерывно подается через трубу (5 в середину резервуара. Осветленная жидкость переливается в кольцевой желоб и удаляется через штуцер 6. Осадок (шлам) — текучая сгущенная суспензия (с концентрацией твердой фазы не более 35—55%) — удаляется из резервуара при помощи диафрагмового насоса. Вал мешалки приводится во вращение от электродвигателя 8 через редуктор.



**Рис. 61. Сгуститель непрерывного действия с гребковой мешалкой:**

**1 — корпус; 2 — кольцевой желоб; 3 — мешалка; 4 — лопасти с гребками; 5 — труба для подачи исходной суспензии; 6 — штуцер для вывода осветленной жидкости; 7 — разгрузочное устройство для осадка (шлама); 8 — электродвигатель**

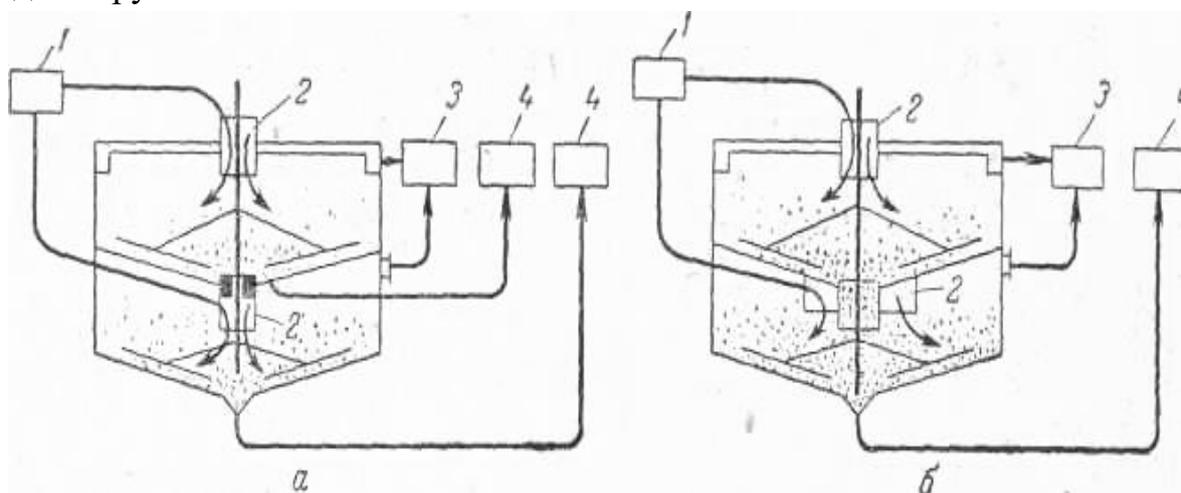
Вместе с удаляемым осадком часто теряется значительное количество жидкости, поэтому для уменьшения ее потерь и выделения жидкости из сгущенной суспензии осадок из первого отстойника направляют в другой отстойник для отмывки водой и последующего отстаивания. Осадок, полученный во втором аппарате, будет содержать такое же количество жидкости, что и осадок в первом отстойнике, но уже значительно разбавленной водой. При наличии нескольких последовательно соединенных отстойников можно удалить из осадка до 97—98 % жидкости. Для уменьшения количества промывных вод отстаивание проводят по принципу противотока (рис. 62.): осадок последовательно движется из первого отстойника в последний, а вода — в направлении, обратном движению осадка от последнего отстойника к первому. Промывные воды используют затем для приготовления исходной суспензии.

Кроме непрерывности действия и большой производительности (составляющей иногда 3000 т/сутки осадка) гребковые отстойники обладают следующими достоинствами: в них достигается равномерная плотность осадка, имеется возможность регулирования ее путем изменения производительности,

обеспечивается более эффективное обезвоживание осадка вследствие легкого взбалтывания его мешалкой. Работа таких отстойников может быть полностью автоматизирована. К недостаткам этих аппаратов следует отнести их громоздкость. Гребковые нормализованные сгустители имеют диаметр от 1,8 до 30 м, а в некоторых производствах, например для очистки воды, отстойники достигают в диаметре 100 м.

При необходимости установки ряда отстойников значительных диаметров занимаемая ими площадь будет велика. В целях уменьшения этой площади применяют многоярусные отстойники, состоящие из нескольких аппаратов, установленных друг на друга. Различают многоярусные сгустители закрытого и сбалансированного типов.

Простейший многоярусный отстойник закрытого типа (рис. 63, а) представляет собой несколько отстойников, поставленных друг на друга и имеющих общий вал для гребковых мешалок и соответственно — общий привод. На рис. 63 для простоты показаны лишь два расположенных один над другим отстойника. В местах прохода вала сквозь днище каждого отстойника установлены уплотняющие сальники. Таким образом, в этих отстойниках слив осветленной жидкости и выгрузка осадка осуществляются отдельно из каждого яруса.



**Рис. 63. Многоярусные отстойники закрытого (а) и сбалансированного (б) типов: 1 — распределитель исходной суспензии; 2 — труба-стакан для ввода суспензии в каждый ярус; 3 — коллектор для сбора осветленной жидкости; 4 — сборник осадка (шлама).**

Более совершенными являются многоярусные отстойники сбалансированного, или уравновешенного, типа (рис. 63, б). Такие отстойники также имеют общие вал и привод, но, в отличие от отстойников закрытого типа, их ярусы последовательно соединены по шламу: стакан для удаления шлама из каждого вышерасположенного яруса опущен нижним концом в слой сгущенного шлама нижерасположенного яруса.

Отстойники работают следующим образом: исходная суспензия из распределительного устройства / подается через стаканы 2 в каждый ярус. Осветленная жидкость через сливные патрубки собирается в коллектор 3. Сгущенный осадок при применении отстойника закрытого типа удаляется отдельно из каждого яруса в сборники 4, а в случае отстойника сбалансированного типа — только из нижнего яруса.

Таким образом, в аппаратах закрытого типа дно каждого яруса воспринимает давление всей массы находящейся в нем суспензии, а у отстойников сбалансированного типа нагрузку на дно испытывает только нижний ярус. В отстойниках сбалансированного типа не требуется специальных уплотнений в местах прохода вала сквозь днища ярусов.

Сгустители изготавливают с площадью сгущения 50; 100; 200; 1000 м<sup>2</sup>.

## ЛЕКЦИЯ №18

### ПРОЦЕСС ФИЛЬТРОВАНИЕ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

#### План:

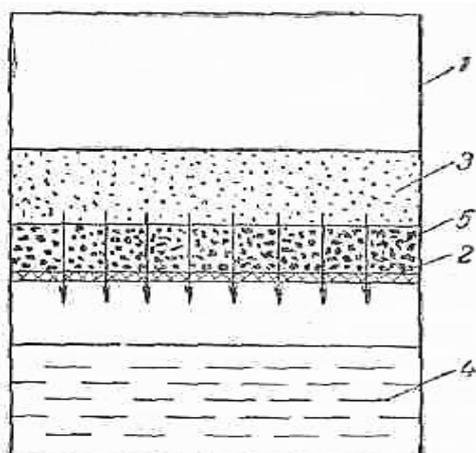
#### 1. Процессы фильтрования

#### 2. Механическое оборудование для фильтрования.

**Фильтрование** – процесс разделение жидкой и твердой фаз пульпы с помощью пористой перегородки под действием разности давлений, создаваемой разрежением или избыточным давлением воздуха.

Фильтрованием называют процесс разделения суспензий с использованием пористых перегородок, которые задерживают твердую фазу суспензии и пропускают ее жидкую фазу.

Разделение суспензии, состоящей из жидкости и взвешенных в ней твердых частиц, производят при помощи фильтра (рис. 64), который в простейшем виде является сосудом, разделенным на две части фильтровальной перегородкой. Суспензию помещают в одну часть этого сосуда так, чтобы она соприкасалась с фильтровальной перегородкой. В разделенных частях сосуда создают разность давлений, под действием которой жидкость проходит через поры фильтровальной перегородки, причем твердые частицы задерживаются на ее поверхности. Таким образом, суспензия разделяется на чистый фильтрат и влажный осадок. Этот процесс разделения суспензии называют фильтрованием с образованием осадка. Иногда твердые частицы проникают в поры фильтровальной перегородки и задерживаются там, не образуя осадка. Такой процесс называют фильтрованием с закупориванием пор. Возможен также промежуточный вид фильтрования, когда твердые частицы проникают в поры фильтровальной перегородки и образуют на ней слой осадка.



**Рис. 48. Схема процесса фильтрования.**

1- фильтр; 2 – фильтровальная; перегородка; 3 - суспензия; 4 - фильтрат; 5 - осадок

Возникновение указанных видов фильтрования связано со сложной взаимозависимостью между свойствами суспензии и фильтровальной перегородки.

Твердые частицы, увлекаемые потоком жидкости к фильтровальной перегородке, попадают в различные условия. Твердая частица задерживается на поверхности фильтровальной перегородки, если размер пор на этой поверхности меньше размера частицы. При условии, что размер твердой частицы меньше размера поры в самом узком ее сечении, частица может пройти через фильтровальную перегородку вместе с фильтратом. Однако она может задержаться внутри фильтровальной перегородки в результате адсорбции на стенках поры или механического торможения на том ее участке, который имеет неправильную форму. Такая застрявшая частица будет уменьшать эффективное сечение поры, и вероятность задерживания в ней последующих твердых частиц увеличивается. Возможен также случай, когда отдельная твердая частица полностью закупоривает пору и делает ее непроходимой для других частиц. Наконец, небольшая по сравнению с порами твердая частица может, несмотря на это, не войти в пору и остаться на поверхности фильтровальной перегородки. Это происходит, если над входом в пору на поверхности перегородки образуется сводик из нескольких относительно небольших твердых частиц, который пропускает жидкость и задерживает другие твердые частицы. Образование сводика происходит лишь при достаточно высокой концентрации твердых частиц в суспензии.

Разность давлений по обе стороны фильтровальной перегородки создают разными способами, в результате чего осуществляют различные процессы фильтрования.

Если пространство над суспензией сообщают с источником сжатого газа (обычно воздуха) или пространство под фильтровальной перегородкой присоединяют к источнику вакуума, то происходит процесс фильтрования при постоянной разности давлений, поскольку давление в ресиверах поддерживается постоянным. При этом скорость процесса уменьшается в связи с увеличением сопротивления слоя осадка возрастающей толщины. Аналогичный процесс фильтрования, встречающийся в производственных условиях относительно редко, происходит под действием разности давлений, обусловленной гидростатическим давлением слоя суспензии постоянной высоты, находящейся над фильтровальной перегородкой.

Если суспензию подают на фильтр поршневым насосом, производительность которого при данном числе оборотов электродвигателя постоянна, то осуществляется процесс фильтрования при постоянной скорости; при этом

разность давлений увеличивается вследствие уже упоминавшегося увеличения сопротивления слоя осадка возрастающей толщины.

Если суспензию транспортируют на фильтр центробежным насосом, производительность которого при данном числе оборотов электродвигателя уменьшается при возрастании сопротивления осадка, что обуславливает повышение разности давлений, то производится процесс фильтрования при переменных разности давлений и скорости.

Одной из основных характеристик, используемых для классификации фильтров, является периодичность или непрерывность их действия, в связи с чем они подразделяются на фильтры периодического и непрерывного действия. Для осуществления процессов фильтрования с образованием осадка применяют как периодически, так и непрерывно действующие фильтры. Для проведения процессов фильтрования с закупориванием пор используют фильтры периодического действия. На фильтрах периодического действия осуществляют любой режим фильтрования, на фильтрах непрерывного действия практически — лишь режим фильтрования при постоянной разности давлений. Для производств малой мощности при большом ассортименте выпускаемых продуктов могут быть рекомендованы фильтры периодического действия. Для производств большой мощности и производств с непрерывным технологическим процессом необходимы фильтры непрерывного действия.

По способу создания разности давлений фильтровальное оборудование может быть подразделено на фильтры, работающие под вакуумом, и фильтры, работающие под давлением. В ряде случаев фильтр, в основе действия которого лежит определенный принцип, может работать и под вакуумом, и под давлением при соответствующем изменении его конструкции. По конструктивным соображениям целесообразно использовать, где это возможно, фильтры, работающие под вакуумом, поскольку фильтры, работающие под давлением, должны быть механически более прочными. Однако в тех случаях, когда осадок обладает существенным гидравлическим сопротивлением, но не слишком большой сжимаемостью, целесообразно применять фильтры, работающие под давлением.

Принята также классификация по взаимному направлению силы тяжести и движения фильтрата. Такая классификация основана на том, что для проведения процессов фильтрования и создания оптимальных условий для работы фильтров большое значение имеют процессы осаждения твердых частиц суспензии под действием силы тяжести. В соответствии с этой классификацией различают фильтры с противоположными (угол  $180^\circ$ ), совпадающими (угол  $0^\circ$ ) и перпендикулярными (угол  $90^\circ$ ) направлениями силы тяжести и движения фильтрата.

Число конструкций фильтровального оборудования очень велико. Ниже будут рассмотрены принцип действия и основные особенности лишь некоторых наиболее распространенных типов фильтров.

**Нутч-фильтры.** Нутч представляет собой наиболее простой фильтр периодического действия, работающий под вакуумом или давлением, в котором направления силы тяжести и движения фильтрата совпадают.

Нутч, работающий под вакуумом, изготавливается в виде прямоугольного или круглого открытого резервуара с плоским или выпуклым дном, над которым на некотором расстоянии находится ложное дно, предназначенное для поддержания горизонтальной фильтровальной перегородки. Суспензия заливается на нутч сверху и в пространстве под ложным дном создается вакуум, в результате чего жидкая фаза суспензии проходит в виде фильтрата сквозь фильтровальную перегородку и удаляется из нутча, а твердая фаза суспензии в виде осадка накапливается на этой перегородке. Преимуществом такого Нутча является простота конструкции, а недостатком — необходимость удаления осадка вручную.

Существует несколько более сложных конструктивных модификаций описанного нутча, разработанных с целью исключить удаление осадка из нутча вручную. К их числу относятся: опрокидывающийся нутч, нутч с откидным дном и нутч с поднимающейся мешалкой, при помощи которой осадок взмучивается и удаляется из фильтра в виде суспензии.

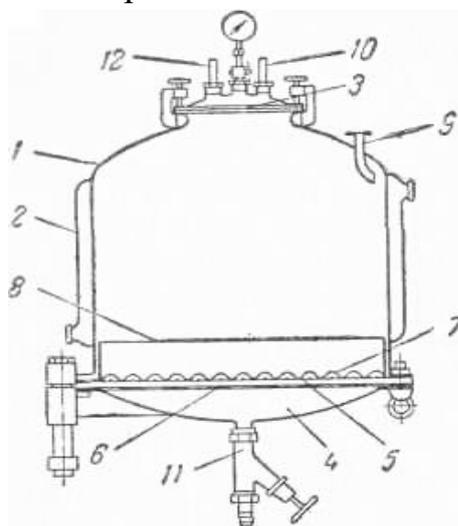
Однако эти изменения не разрешили полностью вопрос о рациональном способе удаления осадка из нутча: ручной труд отчасти сохранился; увеличилась высота помещения в связи с устройством бункеров (для приема осадка с опрокидывающегося нутча) и поднимающихся мешалок; возможность удаления осадка в виде суспензии ограничена.

Одна из конструкций нутча, работающего под давлением не более 3 ат, показана на рис. 49. Нутч состоит из корпуса 1 с рубашкой 2, съемной крышки 3 и перемещающегося дна 4; фильтровальная перегородка 5, расположенная на опорной перегородке 6, представляет собой ткань или слой волокон (в последнем случае над перегородкой 5 помещают защитную сетку 7). Над фильтровальной перегородкой находится кольцевая перегородка 8 высотой 150 мм, поддерживающая осадок во время его выгрузки. Обе перегородки укреплены на дне нутча, которое для удаления осадка опускается на 200 мм и поворачивается на такой угол, чтобы осадок можно было снять с фильтровальной перегородки вручную. Для подачи суспензии и сжатого воздуха служат штуцера 9 и 10, для удаления фильтрата — штуцер 11; фильтр снабжен также предохранительным клапаном 12.

В простейшем случае цикл работы на описанном нутче состоит из следующих операций: наполнение нутча суспензией, разделение суспензии под давлением сжатого газа, удаление осадка с фильтровальной перегородки и регенерация последней. Такие нутчи имеют диаметр до 1 м и емкость до 0,5 м<sup>3</sup>.

Достоинством всех нутчей является возможность равномерной и полной промывки осадка, поскольку промывная жидкость может быть равномерно распределена по всей его поверхности в необходимом количестве. Общий недостаток нутчей — относительно большая занимаемая ими площадь помещения, приходящаяся на 1 м<sup>2</sup> поверхности фильтрования.

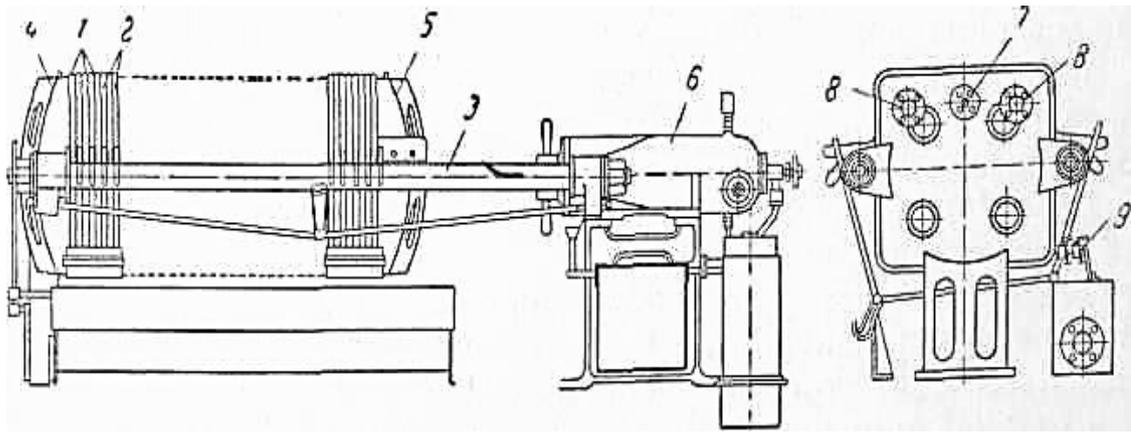
В настоящее время сохранили значение лишь сравнительно небольшие нутчи, которые используются для лабораторных и полужаводских работ, а также для разделения суспензий в производствах малой мощности.



**Рис. 49. Нутч, работающий под давлением до 3 ат:**

1 - корпус; 2 - рубашка; 3 - съемная крышка; 4 - перемещающееся дно; 5 - фильтровальная перегородка: в - опорная перегородка; 7- защитная сетка; 8 - кольцевая перегородка; 9 - штуцер для подачи суспензии; 10 - штуцер для подачи сжатого воздуха; 11 - штуцер для удаления фильтрата; 12 - предохранительный клапан

**Фильтрпрессы.** Фильтром периодического действия, работающим под давлением, является фильтрпресс с вертикальными рамами (плиточно-рамный фильтрпресс), в котором направления силы тяжести и движения фильтрата перпендикулярны. Этот фильтр можно рассматривать как ряд нутчей небольшой высоты и особой конструкции, размещенных вертикально вплотную один к другому, в результате чего достигается большая поверхность фильтрования, отнесенная к единице производственной площади, занимаемой фильтром.



**Рис. 50. Фильтрпресс с вертикальными рамами (плиточно-рамный фильтрпресс).**

1 - плиты 2 - рамы 3 - опорный брус 4 - неподвижная плита; 5 - подвижная плита; 6 - гидравлическая система; 7 - штуцер для подачи суспензии; 8 - штуцера для подачи промывной жидкости; 9 - кран для удаления фильтрата.

Фильтрпресс с вертикальными рамами (рис. 60) состоит из чередующихся плит 1 и рам 2 одинаковых размеров. Плиты и рамы опираются боковыми ручками на два параллельных бруса 3. Между соприкасающимися поверхностями плит и рам имеются тканевые фильтровальные перегородки. Рамы и плиты, уплотненные по периметру краями этих перегородок, прижимаются к неподвижной плите 4 при помощи перемещающейся на роликах подвижной плиты 5, на которую действует давление жидкости, развиваемое гидравлической системой 6. Суспензия поступает по штуцеру 7, а промывная жидкость — по штуцерам 8. Штуцера 7 и 8 расположены на неподвижной плите и сообщаются с каналами, которые образованы совпадающими отверстиями в плитах и рамах. Фильтрат и промывная жидкость удаляются через краны 9.

Плиты имеют по краям гладкую поверхность, а в середине — рифленую с желобками. Плиты покрыты фильтровальной перегородкой и снабжены кранами для удаления фильтрата и промывной жидкости. Краны через каналы и два других, почти перпендикулярных им канала (на рисунке не показаны), оканчивающихся у желобков, соединены с пространствами внутри двух рам, смежных с данной плитой. В плитах и рамах выполнены отверстия 5 и 6, которые образуют каналы для прохода суспензии и промывной жидкости. В фильтровальных перегородках сделаны отверстия, точно совпадающие с отверстиями в рамах и плитах.

Листовые фильтры. Эти фильтры относятся к работающим под давлением аппаратам периодического действия, в которых направления силы тяжести и движения фильтрата перпендикулярны. Особенностью листового фильтра, как и плиточно-рамного фильтрпресса, является большая поверхность

фильтрации, отнесенная к единице занимаемой им площади помещения. Это достигается размещением вертикальных фильтровальных листов на небольшом расстоянии один от другого.

Существуют несколько конструкций листовых фильтров. Рассмотрим **вертикальный фильтр с прямоугольными листами** (рис. 67), применяемый, в частности, на хлорных заводах для фильтрации рассола, поступающего в электролизеры. Фильтр состоит из цилиндрического резервуара 1 с коническим дном 2, съемной крышки 3, плоских фильтровальных листов 4, опирающихся на планку 5 и коллектор для фильтрата 6. Суспензия поступает в фильтр по штуцеру 7; жидкая фаза ее проходит внутрь фильтровальных листов, собирается в коллекторе и в виде фильтрата уходит из аппарата через штуцер 8; твердая фаза накапливается в виде осадка на внешней поверхности фильтровальных листов, сбрасывается с нее обратным толчком сжатого воздуха или воды и удаляется из аппарата по штуцеру 9.

Фильтровальный лист представляет собой стальную гуммированную раму, в которую вставлена рифленая с обеих сторон доска из дерева твердой породы, причем рама и доска обтянуты тканью, например поливинилхлоридной.

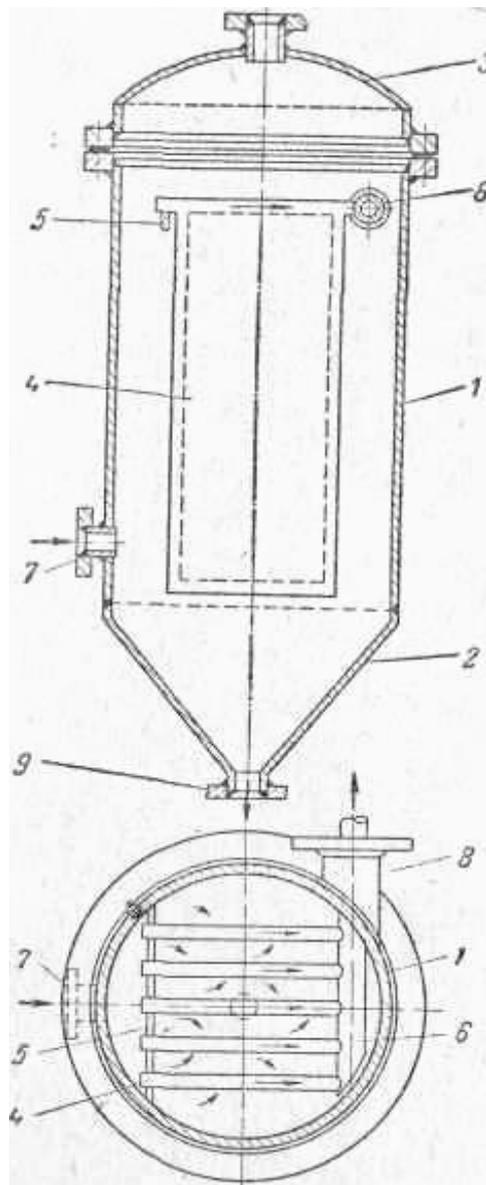
По сравнению с фильтпрессом описанный фильтр обеспечивает лучшие условия промывки осадка, меньшее изнашивание фильтровальной ткани и более легкое обслуживание. К недостаткам этих фильтров относятся: трудность контроля толщины осадка, необходимость перемешивания суспензии путем ее рециркуляции (для предотвращения осаждения твердых частиц) и несколько сложная замена ткани.

**Барабанные фильтры.** Рассмотрим барабанный вакуум-фильтр с наружной поверхностью фильтрации. Этот фильтр представляет собой аппарат непрерывного действия, работающий под вакуумом и характеризующийся в основном противоположными направлениями силы тяжести и движения фильтрата.

Фильтр (рис. 52) имеет горизонтальный цилиндрический перфорированный барабан 1, покрытый снаружи фильтровальной тканью. Барабан вращается вокруг своей оси и на 0,3—0,4 своей поверхности погружен в суспензию, находящуюся в резервуаре 4. Поверхность фильтрации барабана разделена по его образующим на ряд прямоугольных ячеек, изолированных одна от другой. Ячейки при движении по окружности присоединяются в определенной последовательности к источникам вакуума и сжатого воздуха.

Каждая ячейка соединяется трубкой 2 с различными полостями неподвижной части распределительного устройства 3, которое будет описано далее. При этом ячейка проходит последовательно зоны фильтрации, первого

обезвоживания, промывки, второго обезвоживания, удаления осадка и регенерации ткани.

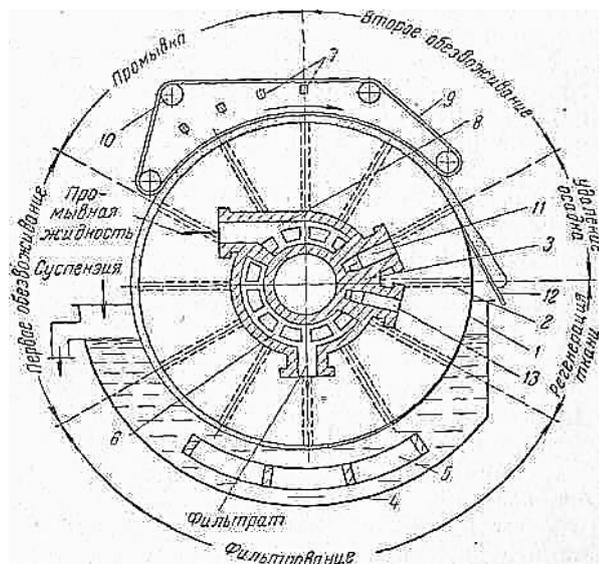


**Рис. 51. Вертикальный листовой фильтр.**

7 - цилиндрический резервуар-2 - коническое дно; 3 - съемная крышка; 4 - плоский фильтровальный лист; 5-опорная планка; 6-коллектор для фильтрата; 7 - штуцер для подачи суспензии; 8 - штуцер для отвода фильтрата; 9 - штуцер для удаления осадка

В зоне фильтрования ячейка соприкасается с суспензией, находящейся в резервуаре 4 с качающейся мешалкой 5, и соединяется трубкой с полостью 6, которая сообщается с источником вакуума. При этом фильтрат через трубку и полость уходит в сборник, а на поверхности ячейки образуется осадок.

В зоне первого обезвоживания осадок соприкасается с атмосферным воздухом, а ячейка соединяется с той же полостью 6. Под действием вакуума воздух вытесняет из пор осадка жидкую фазу суспензии, которая присоединяется к фильтрату.



**Рис. 52. Схема действия барабанного вакуум-фильтра с наружной поверхностью фильтрования:**

1 - барабан; 2 - соединительная трубка; 3 - распределительное устройство; 4 - резервуар для суспензии; 5 - качающаяся мешалка; в, 8 - полости распределительного устройства, сообщающиеся с источником вакуума; 7 - разбрызгивающее устройство; 9 - бесконечная лента; 10 - направляющий ролик; 11, 13 - полости распределительного устройства, сообщающиеся с источником сжатого воздуха; 12 – нож для съема осадка.

В зоне промывки на частично обезвоженный осадок из разбрызгивающих устройств 7 подается промывная жидкость, а ячейка соединяется трубкой с полостью 8, которая также сообщается с источником вакуума. Промывная жидкость через трубку и полость уходит в другой сборник.

В зоне второго обезвоживания промытый осадок также соприкасается с атмосферным воздухом, а ячейка остается соединенной с той же полостью 8, поэтому промывная жидкость вытесняется из пор осадка и уходит в сборник. Для предотвращения образования в осадке трещин во время промывки и последующего обезвоживания на него накладывается часть бесконечной ленты 9, которая вследствие трения об осадок перемещается по направляющим роликам 10.

В зоне удаления осадка ячейка соединяется трубкой с полостью 11, которая сообщается с источником сжатого воздуха. Под действием последнего осадок разрыхляется и отделяется от ткани, после чего скользит по поверхности ножа-12 и поступает на дальнейшую обработку.

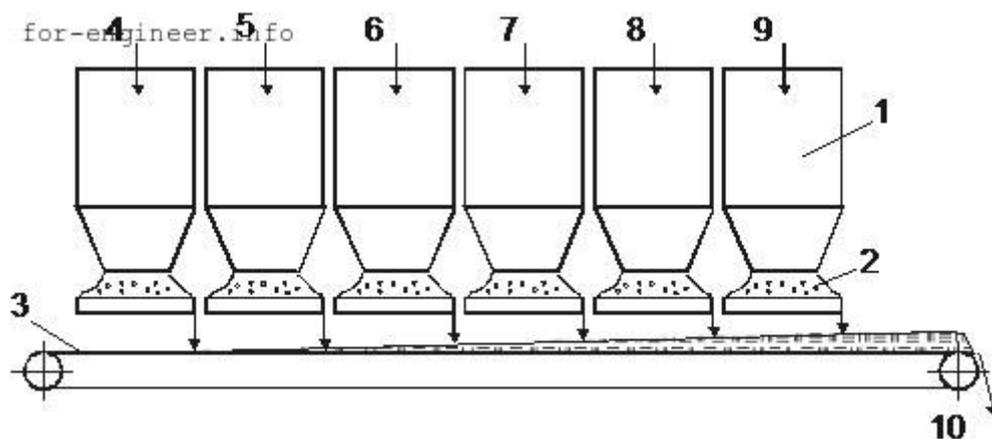
В зоне регенерации ткань продувается сжатым воздухом в направлении, противоположном направлению движения фильтрата сквозь ткань; при этом воздух поступает в ячейку по трубке из полости 13.

## ЛЕКЦИЯ №19 ПРОЦЕССЫ ШИХТОПОДГОТОВКИ

### План:

1. Общие сведения об процессах шихтоподготовки
2. Металлизированная и металлическая шихта

Большие объемы перерабатываемых на современных металлургических заводах материалов требуют хорошей организации приемки, опробования и складирования шихтовых материалов, а также самого приготовления шихты. Общие требования к качеству шихты: постоянство химического состава; пригодность по химическому минералогическому и гранулометрическому составу; оптимальная крупность компонентов шихты; оптимальная влажность. Одной из лучших систем организации подготовки, хранения и подачи шихты на металлургическую переработку является послойное штабелирование в механизированных шихтарниках. Работа шихтарника организована таким образом, что один из трех штабелей укладывают, второй опробуют, а третий разгружают. Такое приготовление шихты обеспечивает наилучшее смешивание шихтовых компонентов. Другим достаточно распространенным методом приготовления шихты является бункерная шихтовка.



1 – бункер, 2- питатель, 3 – ленточный транспортер, 4, 5 – концентрат I, 6 — концентрат II, 7 – обороты, 8 – кварц, 9 – известняк, 10 – шихта. Схема приготовления шихты на транспортной ленте. Этот метод предусматривает хранение шихтовых материалов в отдельных бункерах, из которых материалы послойно загружаются на транспортную ленту.

Определение, что такое шихта из чего она состоит заключается в следующей формулировке. Это комплекс минералов, загружаемых внутрь доменной печи или другого высокотемпературного оборудования, для получения конечных продуктов заданного химического состава и свойств. Можно также сказать, что

шихта — это подготовленный к переплавке лом (если речь идет о металлургии). А вот понятие состав шихты носит обобщенный характер и зависит от специфики продукта, выплавляемого из прекурсора. В частности, состав шихты в металлургии это:

- обогащенная руда;
- концентрат;
- флюс;
- оборотные материалы – шлаки, съемы, а также пыль.

Дополнительно, шихта, используемая в черной металлургии, содержит в своем составе топливо: кокс или уголь. Производство цветных металлов, наоборот, обходится без топливных компонентов.

### **Металлизированная и металлическая шихта**

Использование прекурсора конкретного состава сказывается на свойствах конечного продукта, как было указано ранее. Например, в сталеплавильном производстве, нередко используют металлизированную шихту. Сталь, полученная на ее основе, превосходит металл из скрапа стабильностью состава и существенно пониженным содержанием примесей. В частности, удается снизить вдвое концентрацию таких вредных для стали элементов, как сера и фосфор, увеличивающих хрупкость металла. Получают металлизированную шихту восстановлением железной руды углеродом или газом при температуре меньшей точки плавления железа.

Альтернативно, в мартеновскую печь загружают металлическую шихту. Ее основу составляют:

- чугуны – твердый или жидкий;
- стальной лом.

Важно чтобы марка металлолома соответствовала выплавляемому продукту. Если в производстве стали задействовано большое количество жидкого чугуна, в состав шихты требуется ввести окислители. Это может быть специальный мартеновский агломерат, например. Также в роли окислителя выступают: железная руда или окатыши.

Рассмотренная ранее металлическая шихта – один из четверки компонентов прекурсора для производства стали. Также туда входят:

- флюсы – шлакообразующие вещества;
- окислители;
- дополнительные составляющие – раскислители, науглероживатели и легирующие добавки.

Подобный состав шихты литья 40ГМФр – высокопрочной конструкционной стали и других марок этого металла. Дополнительно, в состав входят флюсы

или плавни. Это шлакообразующие вещества, под которые, выполняя расчет шихты для стали необходимо учитывать тип футеровки печи:

1. Кислая. Под такую мартеновскую печь шлакообразующими веществами могут быть кварцевый песок, а также битый кирпич – шамотный или диасовый — см. лом огнеупоров.
2. Основная. Тут в качестве флюса выступает, боксит, известняк или плавикový шпат.
3. Под окислители используют кислородсодержащие материалы: железная руда, специальные агломераты, а также окалина. Их задача катализировать окислительные процессы. Альтернативно, интенсифицировать окисление позволяет продувка металла кислородом в газообразном состоянии.
4. Соответственно, класс науглероживателей образуют углеродсодержащие материалы. Они могут использоваться как на стадии приготовления шихты, так и вводиться непосредственно в жидкий металл. Этот, преимущественно кокс, а также лом электродов. Важное качество науглероживателя – чистота по вредным примесям. Особенно это относится к содержанию серы и золы.
5. Раскислителями в подготовке шихты выступают ферросплавы, а также металлический хром, алюминий, марганец и прочие элементы.

## ЛЕКЦИЯ №20 ПРОЦЕСС ОБЖИГА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

### План:

- 1. Основы теории окислительного обжига медных концентратов**
- 2. Практика окислительного обжига**

Обжиг исходного сырья в металлургии меди применяют для эффективного проведения последующих металлургических операций. В пирометаллургии меди распространен окислительный обжиг, в гидрометаллургии — сульфатизирующий. Окислительный обжиг медных концентратов ведут для частичного окисления сульфидов и снижения при этом содержания серы до предела, обеспечивающего получение штейна за данного состава.

Целесообразность применения обжига определяется составом концентрата. Концентраты с повышенным содержанием влаги (больше 6%) высоким содержанием серы (выше 24%), а также высоким содержанием металлов-спутников (цинка, свинца, мышьяка, сурьмы и т. д.) рационально перед плавкой обжигать, чтобы использовать значительную часть серы исходного сырья для производства серной кислоты и облегчить извлечение металлов спутников. Концентраты с низким содержанием серы (меньше 24%) и высоким содержанием влаги перед плавкой обычно только сушат до содержания влаги 5—6%.

Окислительный обжиг либо проводят в отдельном металлургическом агрегате (обжиговой печи), либо сочетают с плавкой (автогенная плавка, обжиг — плавка).

В современной практике обжиг ведут на поду, в кипящем слое или во взвешенном состоянии. В металлургии меди до настоящего времени в основном применяют обжиг на поду.

### **Основы теории окислительного обжига медных концентратов**

За последнее время в литературе опубликовано ряд работ, посвященных теории окисления сульфидов. В большей части этих работ рассмотрен химизм процесса окисления, механизм же окисления до сих пор менее изучен. Это объясняется главным образом тем, что у каждого сульфида есть индивидуальные особенности окисления, хотя имеется и ряд общих закономерностей окисления всех сульфидов, основные из них следующие:

1. Окисление сульфидов является гетерогенным, топохимическим процессом в котором наряду с непосредственным окислением происходит взаимодействие продуктов окисления с исходным сульфидом, а так же образование и разложение вторичных сульфатов.

2. Окисление протекает в одном из трех режимов, кинетическом, диффузионном или промежуточном, в зависимости от соотношения величин константы скорости кристаллохимического превращения и коэффициентов диффузии газов через твердые продукты реакции. При низких температурах окисление проходит в кинетической области, которая сохраняется до тех пор, пока скорость реакции не сравняется со скоростью диффузии. Скорость процесса в этом случае определяется истинной кинетикой на поверхности и экспоненциально возрастает с температурой согласно закону Аррениуса:

$$v_{\text{кин}} = Ae^{-\frac{E}{RT}},$$

где  $E$  — энергия активации;  
 $A$  — функция, зависящая от состава газовой фазы, величины и поверхности твердого тела.

В последующем процесс переходит в диффузионный режим, скорость процесса при этом всецело определяется скоростью диффузии

$$v_{\text{диф}} = DS \frac{dc}{dx},$$

где  $D$  — коэффициент диффузии;  
 $S$  — площадь низкоконтрационной поверхности;  
 $\frac{dc}{dx}$  — градиент концентрации.

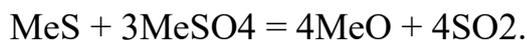
В зависимости от температуры и условий теплопередачи определенный период окисления может протекать в промежуточной области.

3. Об условиях реализации различных режимов в первом приближении можно судить по величине энергии активации окисления сульфидов. Расчеты показывают, что окисление сульфидов с выделением сернистого газа характеризуется в кинематической области значением энергии активации, равным 35 000—45 000 кал/моль, в промежуточной — 10000—25 000 кал/моль, в диффузионной — 3000—8000 кал/моль

Основной режим окисления при обжиге диффузионный. Изучение механизма окисления сульфидов с привлечением современных методов исследования, а также данные о механизме окисления дают основание предполагать, что процесс окисления начинается с адсорбции кислорода на поверхности сульфида. Под действием силового поля твердого тела молекула кислорода деформируется или диссоциирует на атомы, в результате чего кислород становится более активны. Вступая во взаимодействие с атомами поверхностного слоя, он образует малоустойчивые комплексы, состоящие из металла, серы и кислорода ( $\text{MeSO}$ ,  $\text{MeSO}_2$ ). Эти комплексы диссоциируют с образованием окиси металла.

Насыщение сульфида адсорбированным кислородом до «полного» сульфата возможно только в том случае, если этот процесс протекает при

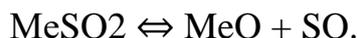
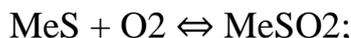
температурах ниже температуры начала взаимодействия исходного сульфида с образовавшимся сульфатом:



Примером образования устойчивых сульфатов на поверхности сульфида могут быть процессы, протекающие в природе.

Окисленная сера от диссоциации метастабильных сульфатов десорбируется.

Процесс может быть представлен в виде следующей схемы:



Моноокись серы, как известно, является неустойчивым соединением и в присутствии кислорода окисляется до сернистого ангидрида



Сернистый ангидрид при определенных термодинамических условиях окисляется до серного ангидрида



Константа равновесия реакции диссоциации серного ангидрида приведена в табл. 4.

*Таблица 4*

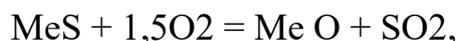
Константа равновесия реакции  $2\text{SO}_3 \rightleftharpoons 2\text{SO}_2 + \text{O}_2$

Температура		lg K	K
°C	°K		
528	801	-3,99	0,00102
627	900	-1,63	—
727	1000	-0,532	—
832	1105	+0,405	2,54
897	1170	+0,895	7,85

Серный ангидрид в контакте с MeO образует сульфат



Суммарная реакция окислительного обжига может быть записана в виде следующего уравнения



Таким образом, основной продукт окисления сульфида при окислительном обжиге — MeO, при сульфатизирующем обжиге в печи нужно создать условия, обеспечивающие образование серного ангидрида. Сульфаты металлов могут быть получены в достаточных количествах в тех случаях, когда рSO<sub>3</sub> газовой фазы будет выше упругости диссоциации сульфатов. Равновесные давления газовой смеси (SO<sub>3</sub>, SO<sub>2</sub>, O<sub>2</sub>) для различных сульфатов приведены в табл. 5.

Таблица 5

Равновесное давление газовой смеси ( $\text{SO}_3$ ,  $\text{SO}_2$ ,  $\text{O}_2$ ) при разложении сульфатов, мм рт. ст.

$\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3 + 3\text{SO}_2(\text{SO}_2, \text{O}_2)$		$2\text{CuSO}_4 \rightarrow 2\text{CuO} \cdot \text{SO}_2 + \text{SO}_2(\text{SO}_2, \text{O}_2)$		$3\text{CuO} \cdot \text{SO}_3 \rightarrow 2\text{CuO} + \text{SO}_2(\text{SO}_2, \text{O}_2)$		$\text{ZnSO}_4 \rightarrow \text{ZnO} + \text{SO}_2(\text{SO}_2, \text{O}_2)$	
$t, ^\circ\text{C}$	$p_{(\text{SO}_2+\text{SO}_3+\text{O}_2)}$	$t, ^\circ\text{C}$	$p_{(\text{SO}_2+\text{SO}_3+\text{O}_2)}$	$t, ^\circ\text{C}$	$p_{(\text{SO}_2+\text{SO}_3+\text{O}_2)}$	$t, ^\circ\text{C}$	$p_{(\text{SO}_2+\text{SO}_3+\text{O}_2)}$
553	23	546	43	600	62	675	5
570	33	586	55	653	98	690	6
592	35	615	70	686	123	720	24
614	70	642	98	705	139	750	61
634	113	665	130	728	173	775	112
650	149	700	233	745	209	800	189
660	182	714	324	775	298	—	—
680	286	725	460	805	542	—	—
690	401	—	—	—	—	—	—
699	560	—	—	—	—	—	—
707	715	—	—	—	—	—	—

О конечном результате взаимодействия кислорода с сульфидом можно судить по величине изменения изобарного потенциала реакции. Сопоставление расчетных величин позволяет определить направление протекания реакции.

Зависимость  $\Delta Z$  и  $\lg K$  от температуры для конечных реакций окисления приведена в табл 6, 7.

Таблица 6

Зависимость  $\Delta Z$ , кал/моль, и  $\lg K$  реакции  $\text{MeS} + 1,5\text{O}_2 = \text{MeO} + \text{SO}_2$  от температуры

Реакции	673° К		773° К		873° К		973° К	
	$\Delta Z^\circ$	$\lg K$						
$\text{Ag}_2\text{S} + 1\frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{Ag}_2\text{O} + \text{SO}_2$	—	—	-48000	13,50	-41020	10,25	-34400	7,55
$\text{Cu}_2\text{S} + 1\frac{1}{2}\text{O}_2 = 2\text{Cu}_2\text{O} + \text{SO}_2$	77360	25,10	-74470	20,90	-71760	17,95	-68830	15,10
$\text{FeS} + 1\frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{FeO} + \text{SO}_2$	89360	29,10	-87250	24,60	-85020	21,20	-82660	18,15
$3\text{FeS} + 5\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4 + 3\text{SO}_2$	-325000	105,50	-314700	88,70	-306600	76,60	-295200	64,30
$\text{ZnS} + 1\frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{ZnO} + \text{SO}_2$	—	—	-92090	26,02	-30280	22,60	-88460	19,90

Таблица 7

Зависимость  $\Delta Z$ , кал/моль, и  $\lg K$  реакции  $\text{MeS} + 2\text{O}_2 = \text{MeSO}_4$  от температуры

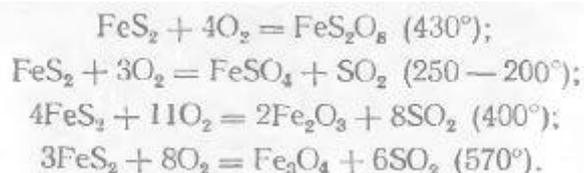
Реакции	673° К		773° К		873° К		973° К	
	$\Delta Z^\circ$	$\lg K$						
$\text{CuS} + 2\text{O}_2 = \text{CuSO}_4$	-121250	38,40	-113886	32,10	-107630	26,20	—	—
$\text{FeS} + 2\text{O}_2 = \text{FeSO}_4$	-142139	46,20	-133359	37,60	-124662	31,10	-115989	26,50
$\text{ZnS} + 2\text{O}_2 = \text{ZnSO}_4$	—	—	-123350	34,95	-115835	28,98	-108430	24,34

## Химизм окисления основных сульфидов

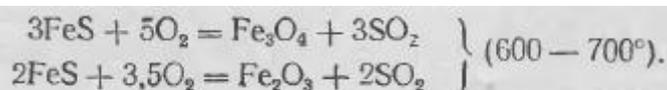
*Пирит FeS<sub>2</sub>*. При нагревании в условиях обжиговой печи пирит диссоциирует с отщеплением элементарной серы по реакции



Часть пирита под действием кислорода газовой фазы подвергается непосредственному окислению



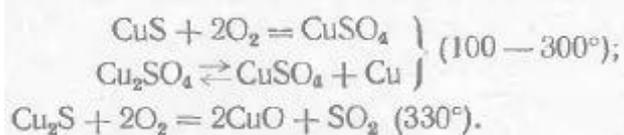
Сернистое железо в зависимости от количества кислорода в газовой фазе окисляется до окиси железа или магнетита по реакции



Пирит принадлежит к числу легкоокисляемых сульфидов, при нагревании декриптирует. Продуктами окисления являются Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> и частично Fe<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>,

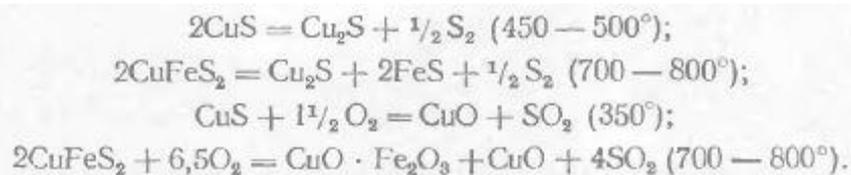
*Сульфиды меди Cu<sub>2</sub>S, CuS, CuFeS<sub>2</sub>*. Низший сульфид меди при нагревании в зависимости от температуры окисляется.

Высшие сульфиды меди при нагревании в окислительной атмосфере окисляются как непосредственно, так и через стадию диссоциации:



Низший сульфид меди является одним из наиболее устойчивых сульфидов при обжиге и значительно меньше других подвергается действию кислорода газовой фазы. Высший сульфид меди диссоциирует при сравнительно низких температурах. Халькопирит диссоциирует далеко не полностью, и значительная часть его остается в огарке без изменения (до 50%) Продуктами окисления сульфида меди является CuO, CuSO<sub>4</sub>, CuO\*CuSO<sub>4</sub>.

*Сульфид цинка ZnS*. Сульфид цинка принадлежит к типу трудноокисляемых сульфидов В условиях обжиговой печи он окисляется до сульфата цинка и окиси по реакциям



Основной сульфат — более устойчив и сохраняется до 800°.

Таким образом, продукты окисления сульфида цинка — ZnO, ZnSO<sub>4</sub> и 3ZnO\*2SO<sub>3</sub>.

*Сульфид свинца PbS.* При окислении сульфида свинца, как и при окислении сульфида цинка, в зависимости от температуры могут образоваться сульфат свинца и окись свинца;

Металлический свинец может получиться как результат взаимодействия сульфида свинца с сульфатом и окисью, так как равновесное давление рSO<sub>2</sub> при температурах обжига равно 1 ат, но благодаря окислительной атмосфере в печи весь металлический свинец превратится в окись. Следовательно, продуктами окисления являются PbO и PbSO<sub>4</sub>. В отличие от окиси сульфат серебра устойчив до 900°. Значит, продуктом окисления сульфида серебра является металлическое серебро.

*Взаимодействие между соединениями различных металлов.* В окислительных процессах наряду с реакциями взаимодействия сульфидов с кислородом газовой фазы существенная роль принадлежит реакциям взаимодействия продуктов окисления с исходными сульфидами или продуктами их диссоциации. К числу таких взаимодействий следует отнести прежде всего реакции между сульфидами и высшими окислами железа.

### Практика окислительного обжига

До настоящего времени в России и за границей сульфидные медные концентраты обжигают в многоподовых печах с механическим перегребанием шихты. Наибольшее распространение получили десятиподовые печи.

При обжиге в многоподовых печах не только частично удаляется сера, но и хорошо перемешивается концентрат с флюсами и оборотами, вводимыми, как правило, в шихту обжига. Роль обжиговой печи как смесительного агрегата имеет существенное значение, так как хорошо перемешанная самоплавкая шихта, подогретая до 450—500°, обеспечивает получение высоких технико-экономических показателей при отражательной плавке.

Состав шихты и степень обжига (десульфуризации) определяются требованиями последующих металлургических процессов. Кроме этого учитывается содержание меди, серы и наличие металлов-спутников в исходном концентрате.

При переработке маломедистых (7—8% Cu) и высокосернистых концентратов (>35% S) основная задача — получение заданного содержания меди в штейне. Исходя из этого, десульфуризацию ведут до такой степени, чтобы обеспечить эффективную переработку штейнов отражательной плавки при бессемеровании.

При переработке высокоцинковистых уральских концентратов (6—12% Zn, 10—12% Cu) степень десульфуризации правильнее определять, учитывая содержание цинка в концентрате. Исследования показали, что при наличии в концентратах больших количеств цинка плавку нужно вести на штейны с высоким содержанием меди (40—50%), т.е. обжиг проводить с высокой степенью десульфуризации. При этих условиях плавки большая часть цинка (до 80%) перейдет в шлак, который затем может быть переработан способом фьюмингования с целью извлечения цинка и дополнительного извлечения меди.

В отдельных случаях степень десульфуризации устанавливают не исходя из возможностей переработки золотосодержащего кварца. Для переработки его в значительных количествах рационально при плавке получать бедные штейны, т.е. обжиг проводить с малым удалением серы. Так, в каждом отдельном случае совместный анализ технологических и экономических факторов позволяет правильно выбрать режим обжига и получить огарок нужного химического состава.

Предварительное перемешивание шихтовых; компонентов начинается на ленточных транспортерах или в специальных шихтовых и смесительных устройствах. В бункера, установленные над обжигowymi печами, поступает готовая, но недостаточно перемешанная шихта. На первый, подсушивающий под она подается ленточными питателями, моторы которых заблокированы с моторами, приводящими в движение центральный вал. На производительность обжиговой печи существенное влияние оказывает влажность исходной шихты, поэтому работе подсушивающего пода придается большое значение. Для лучшей работы первого пода его изготавливают из материала, обладающего максимальной теплопроводностью, и создают условия для лучшего перемешивания шихты.

При обжиге медных концентратов печи, как правило, не подтапливают, так как тепла, получаемого за счет протекания экзотермических реакций окисления сульфидов, достаточно для ведения процесса. С увеличением содержания серы в шихте повышается и температура внутри печи, что не всегда желательно, так как шихта может оплавиться. При низком же содержании серы (ниже 24%) тепла от экзотермических реакций может не хватить, и печь погаснет. Кожух печи снаружи покрывается

теплоизоляционным слоем для уменьшения тепловых потерь, следовательно, и для понижения требований к содержанию серы в шихте.

В связи с переработкой мелкого материала при обжиге образуется большое количество пыли; унос пыли с отходящими газами составляет 10—12% от веса шихты. На пылеунос и состав газов существенное влияние оказывает тяга на первом и втором подах, а также правильная подача воздуха в печь. При нормальной работе печи она должна составлять от 3 до 5 мм вод ст. Тяговый режим нарушается главным образом при забивании газоходов пылью.

Для эффективного использования газа на сернокислотном заводе необходима тщательная его очистка от пыли. При высокой запыленности газов (2,5—15 г/м<sup>3</sup>) система пылеулавливания обычно состоит из аппаратов грубой очистки газов (циклонов) и аппаратов тонкой очистки газов (электрофильтров).

Уловленную пыль (особенно грубую) возвращают снова в шихту обжига. На заводах цветной металлургии применяются различные способы ее возврата. Наиболее часто применяется пневмотранспорт. Красноуральский медеплавильный завод для пневмотранспорта пыли использует пневмоустановку, показанную на рис. 4.

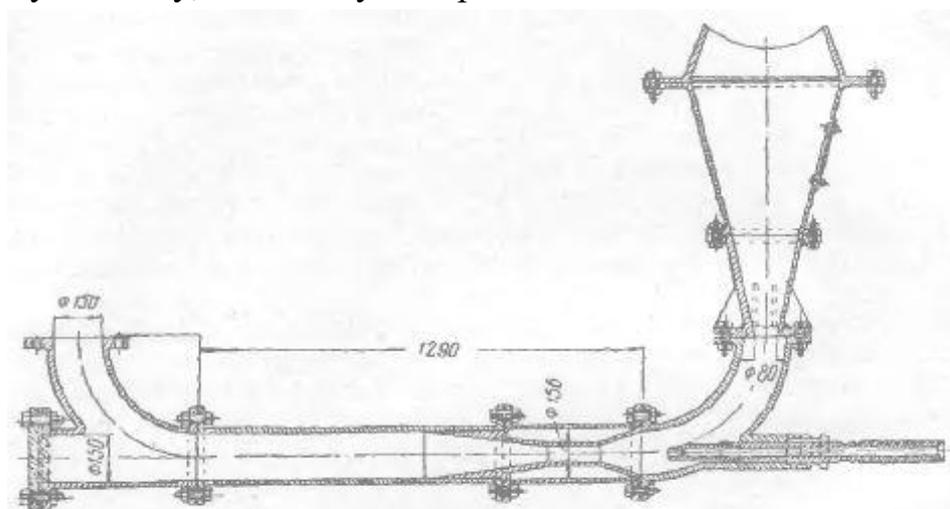


Рис. 4. Схема установки для пневмотранспорта пыли

Основной недостаток конструкции многоподовых печей — сложный перегребной механизм (частые остановки печи из-за поломки гребков, рукояток, а иногда и центрального вала). Многолетняя практика работы, а также специально поставленные исследования позволили в некоторой степени удлинить срок службы перегребного механизма. Рукоятки в настоящее время изготавливают из жаропрочного сплава состава: 28—30% Cr, не более 2% Ni, 0,12—0,2% Mn, 0,5—1,7% Si, 1,542% C, остальное железо, гребки из сплава чугуна (чугун, содержащий 9—13% алюминия). Толщина стенок рукояток увеличена в головной части.

Также существенный недостаток обжиговых печей — преждевременное обрушение подов, особенно четных. Часто к концу кампании многоподовая печь превращается в печь для обжига во взвешенном состоянии. С целью удлинения срока службы четных подов кладку их рекомендуется выполнять на огнеупорной замазке следующего состава: кремнефтористый натрий 3%, шамот измельченный 97%, жидкое стекло в тестообразном состоянии. Применение ее на Красноуральском медеплавильном заводе позволило удлинить срок службы четных подов в два раза.

Следует заметить, что использование шамотного кирпича для футеровки обжиговых печей при современном уровне техники следует признать нерентабельным. На футеровку одной десятиподовой печи расходуется 176 г кирпича 26 различных марок. Огнеупорная промышленность в состоянии изготовлять бетоны, выдерживающие температуру до 1000°. Переход на жаростойкий бетон позволит удлинить кампанию печи и сократить сроки ремонтов.

Показатели работы обжиговых печей приведены в табл. 8.

Таблица 8

Технико-экономические показатели работы десятиподовых обжиговых печей

Показатели	Заводы		
	Флин-Флон	Копер-Квин	Красноуральский
Содержание серы в шихте, %	28,7	28,7	24—25
Содержание серы в огарке, %	13,3	10,8	10—12
Степень десульфуризации, %	60,6	55,0	65,0
Производительность печи, т/сутки	327,0	210	200—250
Выжигание серы на одну печь, т/сутки	56,9	30	40—50
Содержание SO <sub>2</sub> в газах, %	—	4,8	9,0—11,0
Выход пыли, %	—	9,0—13,0	10—15
Извлечение меди, %	—	—	99,0

Состав огарка и пыли приведен в табл. 9,

Для правильного ведения процесса необходим постоянный химико-металлургический контроль состава шихты, степени ее измельчения, состава огарка, разрежения в печи, распределения температур по подам, температуры выходящего из центрального вала воздуха, количества и упругости вдуваемого в вал воздуха. Для этой цели печь оснащают указывающими и самопишущими приборами.

Состав огарка и пыли обжиговых печей

Таблица 9

Материал	Содержание, %						
	Cu	Fe	Zn	S	SiO <sub>2</sub>	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Огарок Красноуральского завода	8,26	30,25	3,5	11,24	26,0	2,1	5,35
Пыль	8,60	25,6	4,2	9,34	13,0	1,2	7,0
Огарок завода Норанда	7,99	34,56	—	14,7	24,36	—	—

### Обжиг медных концентратов в кипящем слое

Этот вид обжига до настоящего времени еще не нашел широкого применения в пирометаллургии меди. Но широкое внедрение процесса в цинковой промышленности и полученные технические и экономические результаты свидетельствуют о преимуществах обжига в кипящем слое. Поэтому при проектировании и строительстве новых обжиговых цехов основным агрегатом принят новый тип печи КС.

Первая полупромышленная установка для испытания обжига в кипящем слое для медных концентратов была построена в России на Среднеуральском медеплавильном заводе в 1954 г. В результате опытов, проведенных на этой установке, были получены устойчивые технологические показатели и уточнены отдельные конструктивные узлы печи.

Гинцветметом для составления технических проектов обжиговых цехов по схеме обжига в кипящем слое были рекомендованы следующие основные показатели:

1. Удельная производительность печи КС при подаче воздуха со скоростью 8 см/сек (4,8 м/мин) и при обжиге шихты до содержания серы в огарке 10—11% — 8,3 т/м<sup>2</sup> сутки или 2 т/м<sup>2</sup> серы, при обжиге шихты до содержания серы в огарке 6,5—7% — 6,0 т/м<sup>2</sup> в сутки, или 1,8 т/м<sup>2</sup> серы.

2. Содержание сернистого ангидрида до циклонов 12%.

3. Содержание сернистого ангидрида после циклонов 11,2%.

4. Содержание серного ангидрида в газах 0,02—0,003%.

5. Распределение продуктов обжига:

а) выход огарка из печи 10—14% от веса сухой шихты;

б) выход циклонной пыли 58—64% от веса сухой шихты;

в) унос пыли за циклон 9% от веса сухой шихты.

6. Крупность шихты минус 1 мм, так как более крупные фракции накапливаются в ванне печи.

Для улавливания пыли и использования тепла газов рекомендовано установить циклоны, котел-утилизатор и электрофильтр. Успех обжига в кипящем слое зависит от качества подготовки концентратов, флюсов и

оборотов к обжигу. Флюсы и обороты после дробления измельчают в стержневых мельницах до крупности минус 1 мм. Рекомендуется при подготовке концентрата к обжигу в целях меньшего пылеуноса применять холодную грануляцию.

В металлургии меди приняты печи КС прямоугольного сечения. Печи такого типа могут иметь значительно большие размеры, чем круглые. По проекту реконструкции Среднеуральского медеплавильного завода для обжига сульфидных медных концентратов запроектированы печи КС следующих размеров длина (внутренняя) 12,0 м, ширина (внутренняя) 5,0 ж. высота (внутренняя) 4,5 м, высота в месте загрузки 2 5 м.

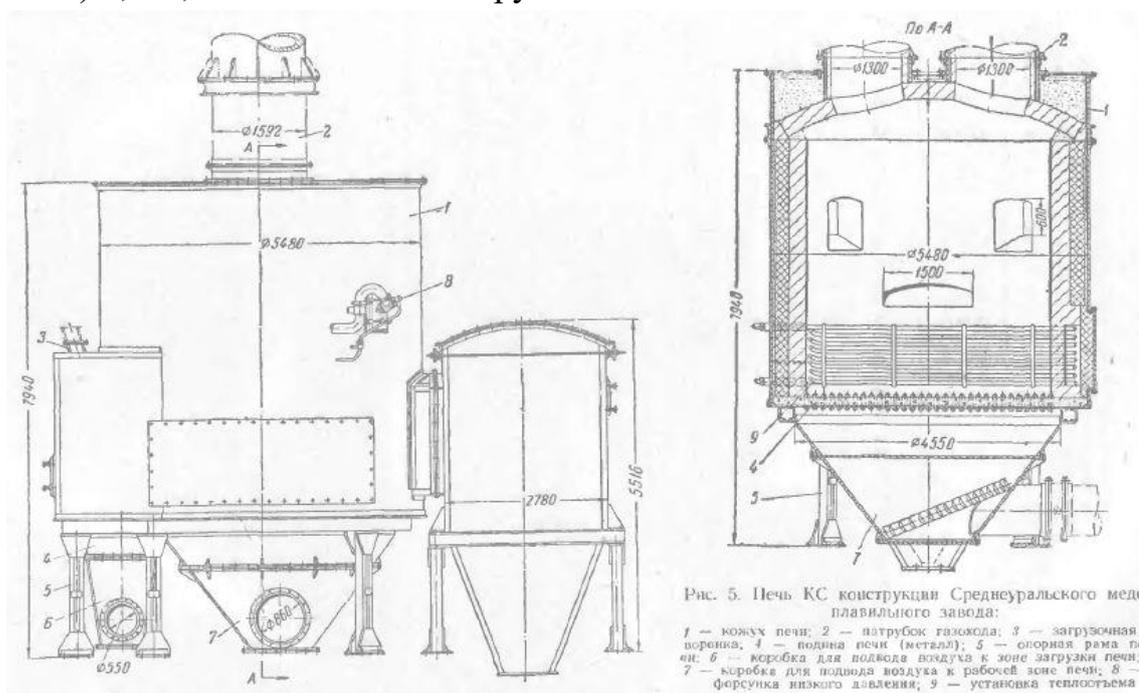


Рис. 5. Печь КС конструкции Среднеуральского медеплавильного завода:  
 1 — кожух печи; 2 — патрубок газосвода; 3 — загрузочная воронка; 4 — водина печи (металл); 5 — опорная рама печи; 6 — коробка для подвода воздуха к зоне загрузки печи; 7 — коробка для подвода воздуха к рабочей зоне печи; 8 — форсунка низкого давления; 9 — установка теплоотсема

Общий вид печи КС показан на рис. 5.

Кожух печи изготовлен из листовой стали толщиной 10 мм. Каркас печи, воспринимающий в основном распор свода, представляет собой конструкцию из балок двутаврового сечения, закрепленных в нижней части в фундаментных гнездах и тягами в верхней части для равномерного распределения распорных усилий по каркасу.

Огнеупорная футеровка выполнена из жаростойкого бетона с теплоизоляционным слоем следующих размеров, мм:

Толщина боковых и торцовых стен . . . . .	540
В том числе:	
толщина жаростойкого бетона . . . . .	300
толщина железобетона . . . . .	160
толщина изоляционного слоя стен . . . . .	80
Толщина свода (жаростойкий бетон) . . . . .	400
Толщина изоляционного слоя свода . . . . .	200

В боковых стенах печи имеется четыре окна для монтажа кессонов. Газы из печи отводятся через чугунный патрубок в вертикальный стояк,

футерованный изнутри жаростойким бетоном. Нижняя часть печи (лещадь) представляет собой сплошную плиту из армированного жаростойкого бетона с аэрирующими головками, покоящуюся на перфорированном листе толщиной 14 мм. Внизу, под лещадью расположены воздушные коробки, в которые подается воздух. Пыль, уловленная в циклонах, вместе с огарком поступает на дальнейшую переработку в отражательную печь

## Лекция №21 ПРОЦЕСС АГЛОМЕРАЦИИ.

### План

1. Агломерационные конвейерные машины.
2. Спекательные тележки агломашин

#### 1. Агломерационные конвейерные машины.

В цветной металлургии работает около 40 агломашин, в основном площадью 50 и 75 м<sup>2</sup>. По размерам и количеству агломашин цветная металлургия существенно отстает от черной. Это вызвано различиями в уровне производства и технологии. Но тенденция увеличения единичной производительности и мощности машин, общая для всех отраслей народного хозяйства, требует применения более крупных агломашин и в цветной металлургии в тех производствах, где сохраняется агломерация. Агломашины составляют 70% всего аглооборудования.

В цветной металлургии применяют вакуумные (рис. 66. а, б) и дутьевые агломашин, которых пока нет в черной металлургии.

Обогащенное кислородом дутье было применено впервые в 1965 г. на Чимкентском свинцовом заводе.

Прямолинейные конвейерные агломерационные машины являются наиболее производительным оборудованием для окускования. Это объясняется следующими их преимуществами: полная механизация технологического процесса, начиная с загрузки шихты и кончая разгрузкой готового продукта; приспособленность конструкции к работе в автоматическом режиме; непрерывность работы; сравнительно простое устройство.

Прямолинейная конвейерная агломашин представляет собой агрегат (см. рис. 66. в, г, д), состоящий из собственно ленточной прямолинейной агломашин – аглоленты со спекательными тележками (основы агрегата), загрузочного устройства, зажигательного устройства для воспламенения присутствующего в шихте твердого топлива или серы; газоотвода с уплотнениями, входящего в состав газоотводящей системы; отсекающего устройства для снятия пригоревшего к колосникам агломерата, устройства для очистки колосников от пригоревших частиц агломерата.

В комплект поставки агломашин входят дробилка агломерата, устройства для автоматического смазывания роликов спекательных тележек на ходу и остальных узлов трения, устройство для выкатки спекательных тележек.

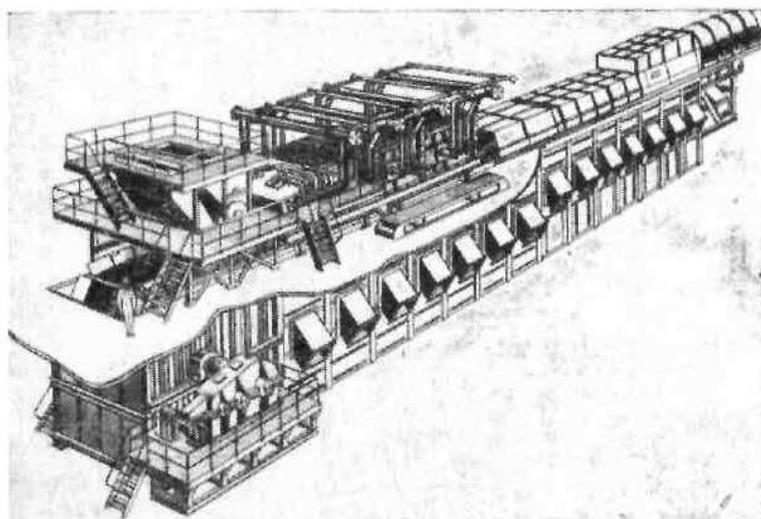
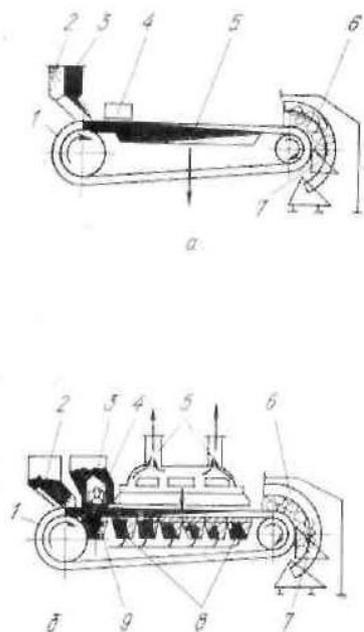
Конструкция агломашин в значительной степени определяется принятым способом спекания – прососом воздуха сверху вниз через слой шихты или продувкой снизу вверх. Предпочитают второй способ, так как при

этом меньше влияние газопроницаемости шихты, облегчаются условия службы тягодутьевых средств и рабочих узлов агломашины (тележек, колосников), через которые проходит холодный воздух вместо запыленного горячего аглогаза.

Основой агломерационной машины является укрепленный на каркасе замкнутый рельсовый путь, верхняя (рабочая) ветвь которого горизонтальна, нижняя (холостая) – наклонна. Головная и разгрузочная части рельсового пути образованы дугами окружностей. Спекание агломерата происходит на колосниковой решетке, образованной колосниками отдельных, не соединенных друг с другом спекательных тележек (паллет).

Тележки передвигаются по рабочей ветви вплотную одна за другой за счет усилия толкания приводных звездочек. В начале рабочей ветви на колосники загружается тонкий (до 30 мм) слой постели, закрывающей щели между колосниками, затем основная шихта слоем до 500 мм, после чего тележки проходят под зажигательным горном, где начинается процесс спекания. Воздух, проходящий через слой шихты, поступает из атмосферы. В момент окончания спекания всего слоя шихты паллеты подходят к разгрузочной части, где они переворачиваются колосниками книзу, и агломерат разгружается с паллет. По холостой ветви паллеты спускаются под действием собственной силы тяжести. В головной части приводные звездочки поднимают паллеты, захватывая их за специальные кулачки на корпусах или грузовые ролики и проталкивая их по рабочей ветви до разгрузочной части.

Начиная с 60-х годов, крупные агломашины строят с горизонтальной холостой ветвью: это уменьшает диаметр приводных звездочек и строительную высоту корпуса агломерации.



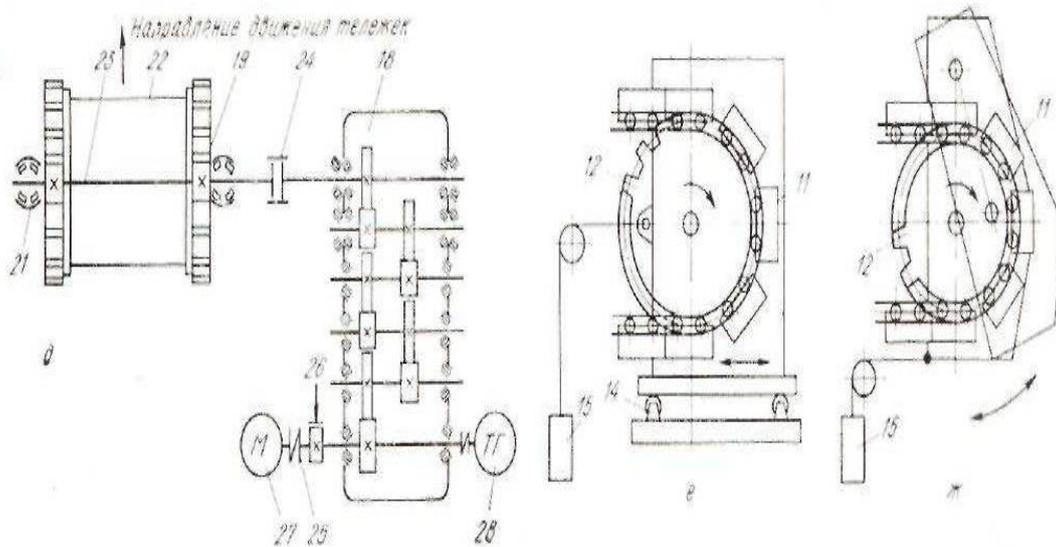
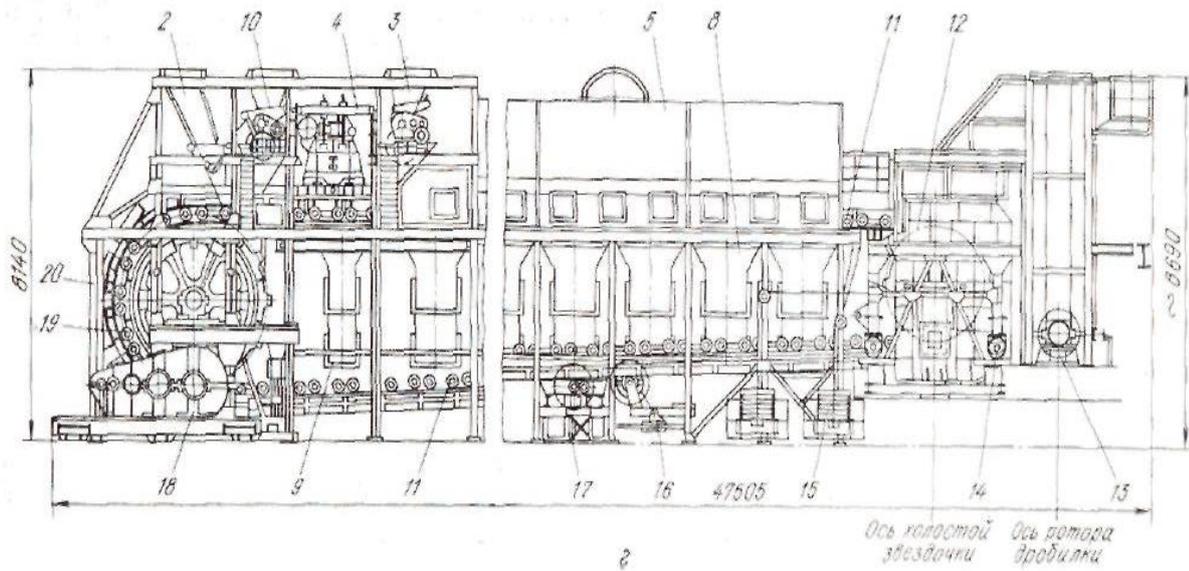


Рис. 66 – Агломерационные конвейерные машины.

*а – вакуумная; б – дутьевая; в – общий вид вакуумной машины; АКМ32 – 75 с газогорелочным устройством; г – машины с нижним дутьем АКМНДЗ-75; д – кинематическая схема привода головных звездочек АКМ – 75; е – предельно подвижная разгрузочная часть с грузовым прижатием; ж – маятниковая подвеска разгрузочной части с грузовым прижатием; 1 – направляющие движения паллет питатель настель. 3 – питатель шихты; 4-зажигательный горн; 5 – газоотводящая система; б – разгрузочная часть; 7 – отсекающее устройства для агломерата; 8 – дутьевые камеры; 9 – вакуум камера под зажигающим горном; 10 – питатель зажигающего слоя; 11 – спектральная тележка; 12 – продольно подвижная разгрузочная хвостовая звездочка неповодная; 13 – дробилка горячего агломерата; 14-каток подвижной разгрузочной части; 15 – груз; 16 – барабан шевеления колосников; 17 – механизм отстукивания колосников; 18 – редуктор; 19 – приводная звездочка 20- каркас машины; 21 – роликподшипник 22 – барабан соединения звездочек; 23 – коренной вал 24 – зубчатая муфта; 25 – упругая муфта; 26 – тормоз; 27 – электродвигатель; 28 – тахо генератор.*

## **2. Спекательные тележки агломашины**

При работе машины спекательные тележки нагреваются, поэтому при стационарной установке разгрузочной части приходится даже для сравнительно короткой машины (длиной 25 м) оставлять «разрыв» порядка 200 мм между последней паллетой, находящейся на рабочей ветви, и первой паллетой, движущейся по разгрузочной части. Но удары паллет при таком зазоре приводят к износу их торцевых поверхностей, нарушению плотности машины. Поэтому применяют разгрузочные звездочки, бесприводные или с тормозным приводом, что позволяет уменьшить этот зазор.

Наилучшим решением является подвижная установка разгрузочной части, когда удлиняющиеся при нагреве паллеты сами отодвигают разгрузочную часть на необходимую величину (до 700 мм).

Разгрузочная часть выполняется при этом либо продольно-подвижной по оси машины (см. рис. бб г,е), либо ювортно-подвесной («маятниковой», см. рис. бб ж, лучше с верхней осью подвеса), но в обоих вариантах прижатие разгрузочной части к неподвижной средней части машины осуществляется грузами (самое надежное и простое устройство).

Привод звездочек головной части агломашины -выполняют в основном односторонним (см. рис. бб, д), это упрощает размещение агломашины в здании, реже применяют двусторонний привод (например, первые модели

машин площадью 312 м<sup>2</sup>). Такое решение повышает надежность машины и снижает нагрузку на барабан звездочек, но возникает необходимость синхронизации приводов.

Привод звездочек разгрузочной части – тормозной, имеет значительно меньшую мощность, чем привод головных звездочек. Его назначение – обеспечить безударный перевод спекательных тележек с рабочей ветви на холостую.

Спекательные тележки (ГОСТ 18609-73\*) являются технологически очень важной частью агломашины. Они подвержены знакопеременному тепловому, химическому и механическому износу. Их масса составляет более 50% массы всей машины.

Спекательная тележка (паллета) (рис.67) представляет собой прямоугольный стальной литой корпус, опирающийся по углам на четыре ходовых ролика. Паллеты машин, имеющих разгрузочные звездочки, снабжены также и грузовыми роликами, с которыми входят в зацепление зубья головных и разгрузочных звездочек. Паллеты без грузовых роликов поднимаются головными звездочками за ниши боковых стенок корпуса.

По ГОСТу тележки спекательные – без грузовых роликов обозначаются буквами ТС, с грузовыми роликами – ТСГ, с грузовыми роликами и нижним дутьем – ТСГН, затем через тире указывают цифрами ширину в метрах. Обычно ширина тележек  $L=1$  м, кроме ТСГ-4, у которой  $L=1,5$  м. Ширина колосниковой решетки 2020-4000 мм, щель решетки 5 мм (у ТСГ-4 щель составляет 6 мм). Так, например, тележки машин площадью 105 и 160 м<sup>2</sup> обозначают ТСГ-2,5, а площадью 75 м<sup>2</sup> – ТС-2,5.

У паллет большим размером является ширина, определяющая рабочую ширину агломашины. Донная поверхность образована быстросменными колосниками, уложенными в корпус. Боковые стороны паллеты ограничены съемными бортами. Борты – литые (из жаропрочного чугуна или стали), у малых машин – цельные, у больших – составные (по высоте) двурядные. Их изготавливают также из горячекатаной стальной полосы специального профиля (Коммунарский меткомбинат), срок службы повышается с 3-6 мес до 3-5 лет.

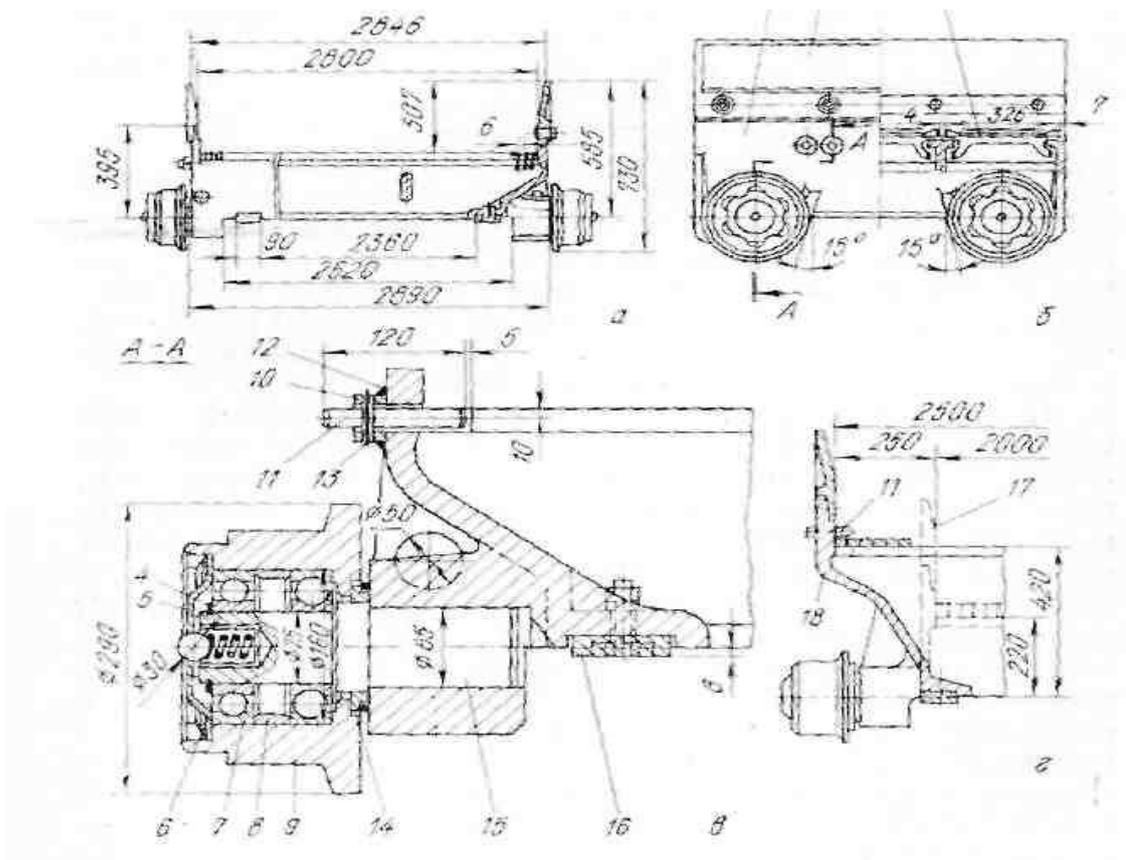


Рис. 67. Спекательные тележки агломашины:

*а* – общий вид тележки ТС-2,8; *б* – вид сбоку; *в* – разрез *А-А*; *г* – схема модернизации тележки шириной 2 м до ширины 2,5 м; 1 — боковины составного корпуса из трех частей; 2 – борт; 3 – колосник; 4 – стопорное пружинное кольцо подшипника; 5 – крышка; б – пружинное кольцо крепления крышки; 7 – шарикоподшипник; 8 – дистанционное кольцо; 9 – ходовой ролик; 10 – приварная бобышка; 11- стопор колосников; 12 – сварочный шов приварки бобышки к боковине; 13 – шплинт; 14 – уплотнение; 15 – ось ролика; 16 – подвижная пластина продольного уплотнения; 17 – контур тележки шириной 2 м; 18 – тележка шириной 2,5 м

Корпуса обычно состоят из трех частей: двух одинаковых боковин, к которым крепятся ролики, симметричной средней части – рамы, несущей основную массу колосников. Рама выполнена выпуклой со стрелой прогиба до 20 мм, так как со временем она прогибается вниз. Когда паллета начнет задевать за межкамерные плиты, ее разбирают, переворачивают среднюю часть, после чего паллета работает следующую кампанию. Эту операцию можно повторять до 4-6 раз. Раму и боковины отливают из стали 20ХМЛ.

Известно применение цельных корпусов из чугуна с шаровидным графитом.

В производственных условиях изыскивают резервы повышения производительности агломашин. На комбинате «Запорожсталь» в 1958 г. разработано и осуществлено увеличение ширины паллет с 2 м до 2,5 без изменения конструкции звездочек, вакуум-камер и направляющих (см. рис. 67,г), что дало возможность посредством небольших переделок увеличить площадь агломашин с 50 до 62,5 м<sup>2</sup>. По такому способу в СССР была реконструирована основная часть агломашин площадью 50 м<sup>2</sup>.

Показания на рис. 67 а, б, в тележка ТС-2,8 производства Южуралмашзавода аналогичным способом приспособлена для установки на типовые машины шириной 2,5 м, благодаря чему площадь значительной части типовых машин увеличена с 75 до 84 м<sup>2</sup>. В этой паллете применены не требующие регулирования шариковые подшипники вместо конических роликовых, а также без болтовое крепление крышек роликов, что упрощает обслуживание.

Колосники спекательных тележек на рабочей ветви нагреваются до 650-700 °С, затем охлаждаются на холостой ветви, в результате чего выходят из строя вследствие термической усталости. Их отливают из жаростойкого хромистого чугуна ЖЧХ и жаростойких сталей 75Х28ТЛ, 75Х28Н2ГСЛ, 75Х25ГСЛ, 75Х28Л, а также штампуют из стали 12Х17. Технически вполне возможно получать колосники периодической прокаткой.

Колосник должен быть подвижным для улучшения очистки его при разгрузке агломерата и иметь зазор для температурного удлинения. В то же время он не должен выпадать при опрокидывании тележки. Типовым способом крепления является заведение колосников впадинами за ребра тавровых балок корпуса и крепление крайних (замковых) колосников стопорами сверху (см. рис. 67. з). Известны колосники, имеющие боковые выступы, которые входят в соответствующие впадины соседнего колосника, создавая тем самым дополнительное соединение.

На Западно-Сибирском металлургическом комбинате применили нижнее крепление колосника, при котором стопор удаляется из зоны спекания в подколосниковую зону (см. рис. 67. в). Это типовое крепление повышает надежность крепления колосников, освобождает рабочую поверхность.

Расход колосников зависит от их материала, конструкции, крепления и технологии агломерации. Он колеблется от 20 до 200 г/т агломерата при средней величине 75 г/т. ВНИИ мехчерметом унифицированы колосники агломашин. При этом все многообразие конструкций сведено к двум деталям – для паллет длиной 1,0 и 1,5 м. По ТУ 14-12-44–75 их отливают централизованно из сталей 75Х28Л и 75Х24ТЛ.

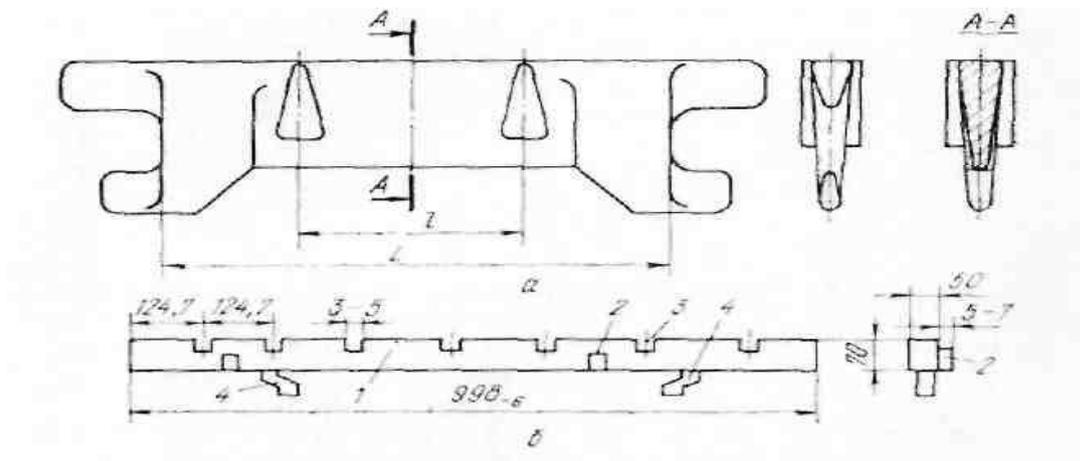


Рис. 68. Колосники агломашин:

1 – тело колосника; 2 – разделительные выступы; 3 – тепловой компенсатор-разрез; 4 – зацепы (крюки)

Типовые колосники имеют трапециевидальное сечение устанавливаются по три штуки в линию один за другим. Процентное отношение ширины щели к общей толщине колосника называют «живым сечением». Для решеток с типовыми колосниками оно составляет около 15%.

При спекании шихт, содержащих много легкоплавких соединений, жидкая расплавленная фаза заливает межколосниковые зазоры, образуя после остывания стойкую «приварку», которая не всегда удаляется даже очистителя двумя барабанными питателями шихты осуществляет двуслойную загрузку шихты, обеспечивая экономию твердого топлива, так как в нижний слой шихты подается меньшее его количество, а используется тепло продуктов сгорания, образовавшихся в верхнем слое.

### 3. Загрузочные устройства агломашин

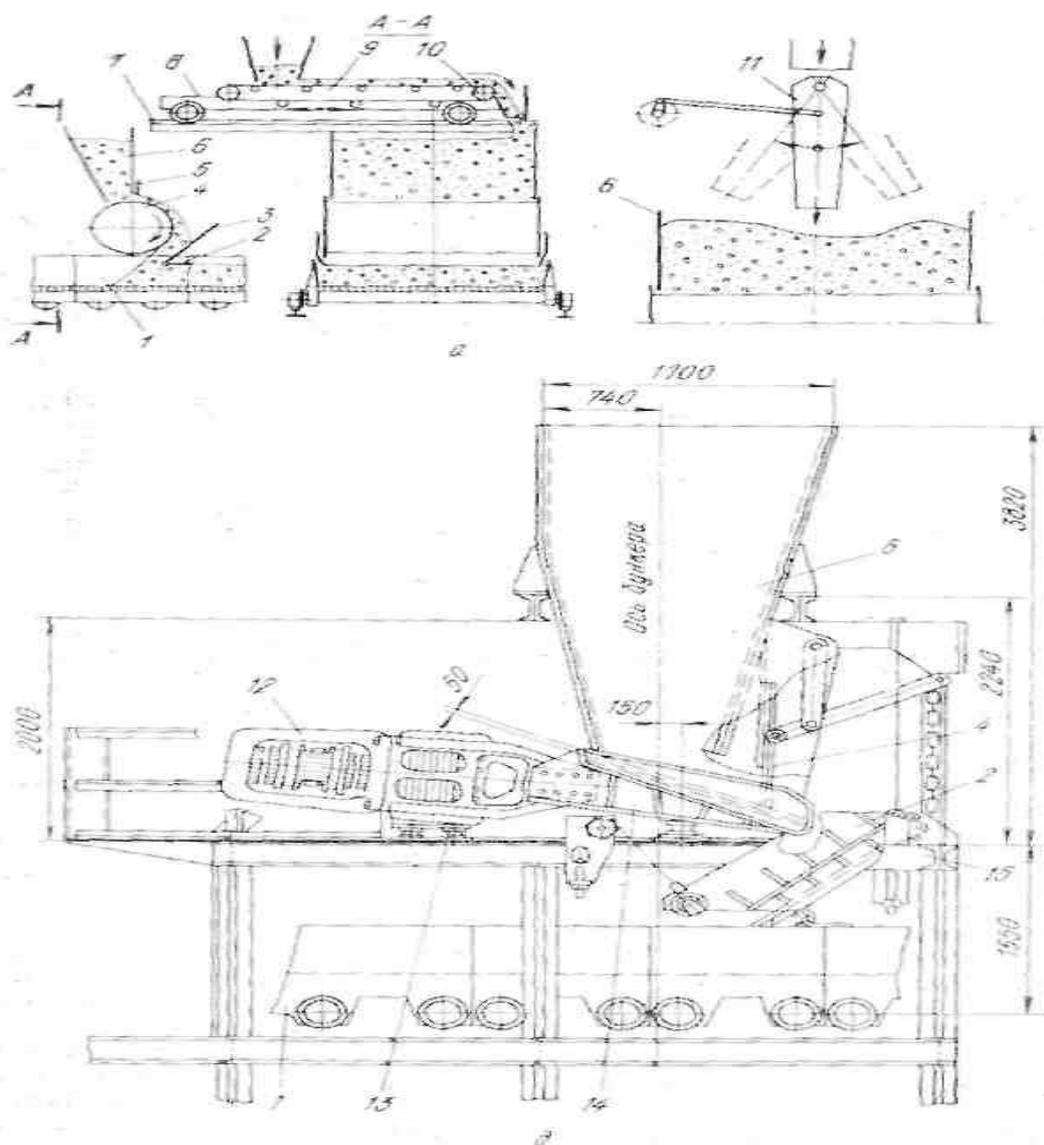
Равномерное распределение шихты по ширине агломашины – важная технологическая задача. Применяемые маятниковый или челноковый катучий нереверсивный питатели-распределители (рис. 68. а) не обеспечивают равномерного распределения вследствие передвижения тележки (рис. 68, б).

В.И.Коротичем предложена схема со стационарным приводом ленты, полностью устраняющая неравномерность распределения шихты (рис. 68. в). Питание широких агломашин рекомендуется подавать двумя соединенными челноковыми распределителями (рис. 68,з). При скорости движения тележки, вдвое меньшей скорости ленты, расстоянии между барабанами, равном  $\frac{1}{3}$  ширины агломашины, и ходе тележки, составляющем  $\frac{2}{3}$  ширины агломашины, достигается равномерное распределение материала.

Установка электровибрационного питателя с зубчатым краем короба вместо барабанного обеспечивает загрузку шихты равномерную по ширине.

Это мероприятие разработано на комбинате «Запорожсталь» в 1973 г.: вибропитатель с шириной лотка 2,7 м и мощностью привода 8 кВт загружает 180 т/ч шихты на паллеты шириной 2,5 м, обеспечивая работу машины площадью 62,5 м<sup>2</sup>, действуя безотказно в течение межремонтного периода 4 мес (рис. 68, д). Этот опыт использован на аглофабриках Магнитогорского и Макеевского металлургических комбинатов.

Важное значение имеет уплотнение верхней части газоотвода: оно должно обеспечить герметичность в местах контакта движущихся паллет и неподвижных вакуум-камер. Установлено, что 50—60% воздуха, просасываемого эксгаустером, проходит не через шихту, а через неплотности газоотвода.



**Рис.68. Загрузочные устройства агломашин**

**а** – барабанный питатель с загрузочной бункера челноковым и маятниковым распределителями, **б** – неравномерность загрузки челноковым распределителем, **в** – схема челнокового распределителя со стационарным приводом ленты, **г** – схема загрузки

*двумя челноковыми распределителями, д – установка электровибрационного питателя вместо барабанного*

*1 – спекательная тележка, 2 – гладилка, 3 – загрузочной лоток, 4 – барабанный питатель,*

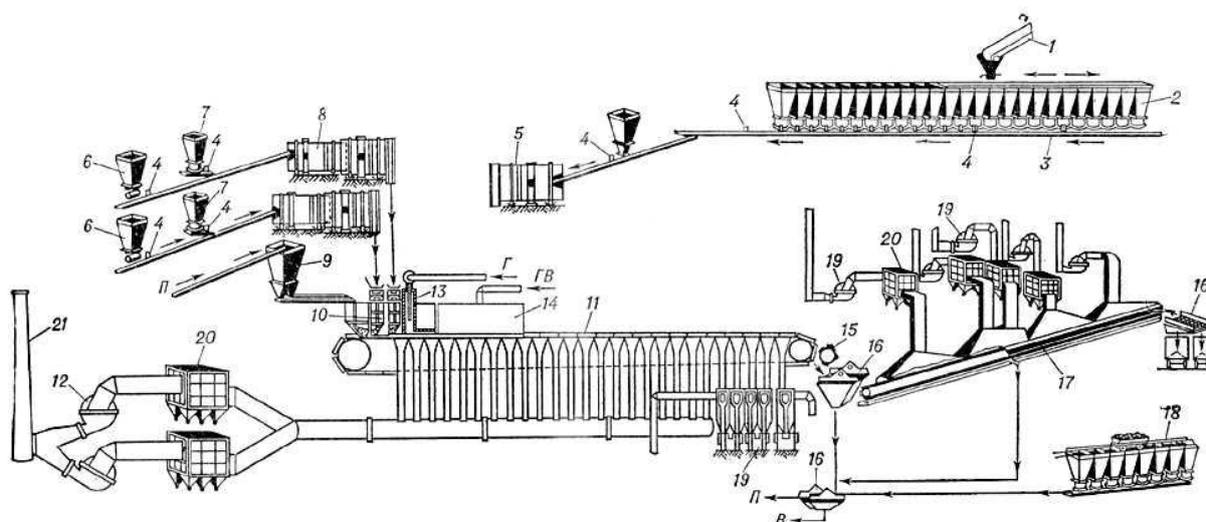
*5 – секторная регулировочная задвижка, 6 – промежуточная бункер, 7 – рельс, 8 – тележка челноковая, 9 – ленточный питатель, 10 – привод движения ленты, 11 – совмещенная разгрузочная воронка вторичного смесителя – окомкователя барабанного с промежуточным бункером, 12 – электропривод, 13- резинометаллический виброизолятор, 14 – короб электровибропитателя, 15 – каркас агломашины.*

## ЛЕКЦИЯ №22 ПРАКТИКА ПРОЦЕССА АГЛОМЕРАЦИИ.

### План:

#### 1. Загрузочные устройства агломашин

Агломерация в металлургии, термический процесс окускования мелких материалов (руды, рудных концентратов, содержащих металлы отходов и др.), являющихся составными частями металлургической шихты, путем их спекания с целью придания формы и свойств (химического состава, структуры), необходимых для плавки. Спекание происходит непосредственным слипанием отдельных нагретых частиц шихты при поверхностном их размягчении либо в результате образования легкоплавких соединений, связывающих частицы при остывании агломерируемого продукта. Тепло, необходимое для спекания, получается от горения углеродистого топлива, прибавляемого к агломерируемому материалу, либо от окисления сульфидов, если агломерации подвергаются сернистые рудные концентраты. На практике Агломерация (в металлургии) чаще всего осуществляется на колосниковых решётках, с просасыванием воздуха сверху вниз сквозь лежащую на решётке шихту. При этом происходит последовательное горение топлива в лежащих один под другим её слоях. Шихта должна быть максимально однородной. Для равномерного окисления горючего в процессе спекания и получения прочного и пористого агломерата соответствующего химического состава требуется, чтобы шихта обладала необходимой газопроницаемостью, что зависит в первую очередь от размера зёрен и степени начального увлажнения.



**Рис. 1. Технологическая схема агломерационной фабрики: 1 — конвейер для подачи шихтовых материалов со склада или из приёмных бункеров; 2 — бункера шихтового отделения; 3 — конвейер; 4 — весы; 5 — смесительный барабан; 6 — бункера шихты**

*спекательного отделения; 7 — бункера топлива; 8 — смеситель-окомкователь; 9 — бункер постели; 10 — распределитель-укладчик шихты; 11 — агломерационная машина; 12 — эксгаустер; 13 — горн; 14 — камера горячего воздуха; 15 — дробилка; 16 — грохот; 17 — охладитель; 18 — приёмные бункера возврата; 19 — дымососы; 20 — мультициклоны; 21 — дымовая труба; Г — газ; ГВ — горячий воздух; П — материал для защиты колосников от действия высокой температуры (постель); В — возврат.*

Основные исходные материалы Агломерация (в металлургии): мелкая сырая руда (8—10 мм) и её концентрат, а также топливо (коксовая и антрацитовая мелочь до 3 мм), флюс (известняк и доломит до 3 мм), в отдельных случаях — мелкие отходы (колошниковая пыль, окалина и др.). Конечный продукт — агломерат. Более 95% агломерата используется в чёрной металлургии; в цветной металлургии агломерат применяется в алюминиевом, никелквом и свинцовом производствах. Промышленное производство агломерата освоено в начале 20 в. (США).

Агломерация (в металлургии) включает: подготовку шихты (дозировка отдельных компонентов, смешивание, увлажнение и окомкование), спекание подготовленной шихты на агломерационных машинах, обработку горячего спека (дробление, рассев с удалением кусков до 5-10 мм, охлаждение до 100°С, сортировка). Процесс спекания тесно связан с работой узлов и агрегатов, обеспечивающих подготовку сырых материалов для Агломерация (в металлургии) Поэтому первостепенное значение имеет стабилизация основных входных параметров процесса (усреднение и дозировка материалов, химический состав, влажность и т.д.), которые открывают пути к комплексной автоматизации агломерационного процесса. Агломерация (в металлургии) осуществляется на агломерационных фабриках, в состав которых входят склады для усреднения и хранения запасов шихтовых материалов, приёмные бункера, отделения для измельчения кокса и известняка (иногда и обжига известняка), шихтовое, спекательное и обарботки готового агломерата (рис.1).

На современных агломерационных фабриках приём сырья, дозировка и подготовка шихты, укладка её на агломерационные машины, а также обработка готового агломерата полностью механизированы и в значительной степени автоматизированы.

Руда, концентрат, колошниковая пыль, а также другие добавки, не требующие дробления, подаются в шихтовое отделение из приёмных бункеров или со склада конвейерами. Коксовая мелочь и известняки поступают в отделение измельчения, а затем в шихтовое отделение. Сюда же направляется возврат (мелочь, отсеянная от готового агломерата). Шихтовое отделение оборудовано бункерами, ёмкость которых обеспечивает работу

агломерационных машин а течение 8-10 час. Из шихтовых бункеров заданные количества каждого из компонентов шихты дозирочными питателями выдаются на сборный конвейер, который передаёт шихту в барабаны первичного смешивания и затем в бункера шихты агломерационных машин, расположенные в спекательном отделении. Перед загрузкой на агломерационную машину шихта подвергается вторичному смешиванию, увлажнению и частичному окатыванию в окомковательных барабанах.

При разгрузке с машины агломерат дробится и сортируется с удалением из него мелочи (возврата), вновь используемой в шихте. Затем агломерат охлаждается и сортируется. Отходящие газы через газовый тракт и газоочистительное устройство отсасываются эксгаустером и через дымовую трубу удаляются в атмосферу.

Агломерационные машины — основное технологическое оборудование для Агломерация (в металлургии) Распространена агломерационная машина ленточного типа (рис. 2), представляющая собой непрерывную цепь движущихся спекательных тележек (палет) с днищами в виде колосниковой решётки. Тележка проходит под питателем, которым на неё укладывается шихта слоем 250—400 мм, а затем под зажигательным горном, где твёрдое топливо, содержащееся в поверхностной зоне спекаемого слоя, зажигается. Эксгаустером через слой сверху вниз просасывается воздух (80—100 м<sup>3</sup>/мин на 1 м<sup>2</sup> площади спекания), и зона горения (толщиной 15—20 мм) перемещается вниз по слою со скоростью 20—40 мм/мин. В зоне горения твёрдого топлива при  $t$  1200—1500 °С значительная часть шихты плавится. По мере перемещения зоны горения вниз полурасплавленная масса вышележащей части слоя застывает, образуя спекшийся пирог агломерата (спек). Газы, отходящие из зоны горения, подсушивают и нагревают нижележащие слои шихты, из которой удаляются гигроскопическая и гидратная вода, углекислый газ и прочие летучие, а также сера, мышьяк и другие вредные примеси. В СССР работают самые крупные в мире агломерационные машины с площадью спекания 312 м<sup>2</sup> при ширине 4 м, их удельная (часовая) производительность на единицу площади (1 м<sup>2</sup>) спекания 1—2 т, а годовая — 2—3 млн. т агломерата.

## Лекция №23

### ПРОЦЕССЫ ОКОМКОВАНИЯ И БРИКЕТИРОВАНИЯ.

#### План:

#### 1. Общие сведения.

#### 2. Брикетные прессы.

##### 1. Общие сведения.

*Окускование* – это процесс превращения материалов в куски с заданными свойствами, обеспечивающими эффективность последующей металлургической переработки.

Существует три вида окускования: брикетирование, агломерация, окомкование.

*Брикетирование* – процесс обработки сыпучих материалов прессованием и получение кусков правильной и однообразной (в течение всего процесса) формы (брикетов). Форма брикетов весьма разнообразна: орех, шар, яйцо, цилиндр, конус, капля, подушка, таблетка, параллелепипед, шестиугольная призма. Масса брикетов достигает 2 кг. Процесс развивался применительно к угольной мелочи. Первый валковый пресс был изобретен еще в 1865 г. Он стал прототипом различных конструкций, широко применяемых в настоящее время.

Брикетированию подвергают окисленные никелевые руды, медные, цинковые руды, шихту для производства силумина, кадмия, сурьмы, титаншлака, фторсоли для электролиза алюминия. Брикетирование – наименее энергоемкий и самый дешевый способ окускования. Выполненные в институте «Гипроникель» сравнительные расчеты по уральским никелевым комбинатам, использующим окисленные никелевые руды, показали, что затраты на окускование 1 т руды брикетированием с подсушкой руды составляют 0,67, а агломерацией – 5,08 руб.

*Агломерация* – спекание мелких руд и концентратов в твердые пористые куски с использованием тепла от вводимого в шихту твердого топлива, содержащейся в ней серы, или газового топлива. Спекание с одновременной частичной десульфуризацией в цветной металлургии называют агломерирующим обжигом.

Агломерация впервые была применена в цветной металлургии для спекания сульфидных медных, а также свинцовых и цинковых руд. Она развивалась по двум направлениям: продувкой или просасыванием воздуха через шихту (дутьевые или вакуумные агломерационные машины). В середине XIX в. в меднолитейной промышленности для спекания мелкой фракции сульфидных руд применяли «котлы» с подачей воздуха снизу. Позднее использовали малые чаши с продувкой воздухом.

Возможность утилизации отходов доменного производства (колошниковой пыли) и мелких фракций железных руд для производства чугуна привела к разработке новых методов агломерации и оборудования для их проведения.

Промышленное спекание пиритных огарков с продувкой воздуха осуществлено в 1892 г. в прямоугольных чашах 1,2x1,8 м. В 1905 г. было внедрено спекание мелкой свинцово – сернистой руды с подачей дутья снизу в чашах с колосниковой решеткой 2,7x3,4 м. Также была освоена агломерация в крупных съемных чашах.

В 1906 г. Дуайт и Ллойд разработали конструкцию ленточной агломерационной машины для непрерывного спекания и в 1907 г. две таких машины площадью 2,9 м<sup>2</sup> были применены для спекания сернистых руд. К 1911 г. площадь их возросла до 6,5 м<sup>2</sup>.

Позже были разработаны барабанная и круглая агломашины.

Ленточная агломашина с прямолинейным движением спекательных тележек с начала XX в. и по настоящее время является основным оборудованием для агломерации.

В СНГ первая агломашина площадью 6,5 м<sup>2</sup> была применена в цветной металлургии и установлена в 1928 г. на Лениногорском свинцовом заводе. В 30-е годы ленточные агломашины применяли в черной металлургии на заводах в Керчи (1930 г., 27 м<sup>2</sup>), Днепродзержинске, Макеевке, на Урале. Первая отечественная агломашина выпущена УЗТМ в 1934 г. Вначале стандартными были агломашины 30 и 50 м<sup>2</sup>, с 1954 г. – 75 м<sup>2</sup>. С 1954 г. СНГ занимает первое место в мире по производству агломерата, главным образом железорудного (в 1986 г. – 151 млн. т).

В цветной металлургии применяют агломашины меньшей площади (50 и 75 м<sup>2</sup>), вакуумные и дутьевые. Впервые в мире агломерация в производстве никеля применена в СНГ – на комбинате «Южуралникель» (Орск), Норильском ГМК. Агломерацию в производстве свинца применяют на Усть-Каменогорском свинцово-цинковом комбинате, Чимкентском свинцовом заводе, на заводах «Укрцинк» (Константиновка), «Электроцинк» (Орджоникидзе), Беловском цинковом; в производстве меди – на Иртышском ПМК. В основном используют вакуумные машины. В 1963 г. на ЧСЗ пущена дутьевая агломашина, позднее – вторая, обе – 75 м<sup>2</sup>. Такая же машина работает на УКСЦК.

В значительно меньшем объеме для агломерации применяют другие агрегаты. В 1977 г. на Кировоградском медеплавильном комбинате внедрена агломерация оборотной цинксодержащей пыли во вращающейся трубчатой печи (2,2x22 м).

*Окомкование* – это процесс получения гранул сферической формы, подвергаемых дальнейшему упрочнению. Это самый молодой и интенсивно развивающийся способ окускования. Он был предложен шведским изобретателем Андерсеном в 1912 г., но промышленное внедрение началось только после истощения запасов богатых кусковых железных руд и перехода на глубокое обогащение бедных руд с получением тонкоизмельченных концентратов, непригодных для агломерации из-за низкой газопроницаемости. Первая промышленная обжиговая прямолинейная конвейерная машина (71 м<sup>2</sup>) пущена в 1954 г. в США; в настоящее время в СНГ и за рубежом работают обжиговые машины площадью 552 м<sup>2</sup>, а за рубежом есть машины и больше (708 м<sup>2</sup>). В СССР первая машина площадью 108 м<sup>2</sup> была изготовлена в 1963 г. на УЗТМ, и с 1964 г. такие машины: работают на Соколовско-Сарбайском ГОК-Машины 306 м<sup>2</sup> были пущены в 1974 г., а созданные на УЗТМ крупнейшие в то время машины 520 м<sup>2</sup> работают с 1976 г. ПО УЗТМ разработало проект машины площадью 780-810 м<sup>2</sup>.

В цветной металлургии, впервые в производстве никеля, было внедрено окатывание и обжиг никелевого концентрата на комбинатах «Североникель» (21 м<sup>2</sup>) и «Печенганикель» (72 м<sup>2</sup>) с 1957 г.

Применение окатышей расширяется. Окатывают железо-титановые концентраты и упрочняют их на конвейерном, сушале.

На Балхашском ГМК окомковывают вместе медный концентрат и оборотную пыль из конвертеров и отражательных печей, окатыши сушат в печи с наклонной решеткой, после чего загружают в конвертеры (40% массы заливаемого штейна). С 1973 г. на медеплавильном заводе Джекказганского ГМК окатыши, подсушенные в печи кипящего слоя, плавят в мощных электропечах, а также в конвертерах.

Обжиг окатышей в цветной металлургии проводят в основном в агрегатах трех типов: шахтные печи, прямолинейные конвейерные машины и комбинированные установки (цепная решетка – вращающаяся печь – кольцевой, охладитель). На решетке происходит сушка окатышей, в печи – обжиг. Хотя обжиг окатышей был освоен впервые в шахтных печах, они не получили широкого распространения из-за низкой прочности сырых окатышей и спекания их в крупные гроздья. Конвейерные машины являются доминирующим агрегатом, на них по данным на 1984 г. обжигается 65% мирового производства окатышей. На комбинированных установках получают 30% окатышей. Применение этих установок со времени создания (1960 г.) растет, так как качество окатышей получается более высоким, удельные расходы тепла, электроэнергии и металлоемкость – меньшими.

В черной металлургии с 1967 г. работает кольцевая обжиговая опытно-промышленная машина.

## **2. Брикетные прессы.**

По характеру рабочего процесса эти прессы могут быть периодического и непрерывного действия; по конструкции это прессы столовые, штемпельные, рычажные, валковые, ленточно-вакуумные, *кольцевые*. По принципу прессования различают прессы с односторонним и двусторонним обжатием материала; по температуре прессуемого материала – прессы холодного и горячего (до 1050°С) брикетирования.

При холодном брикетировании в состав шихты вводят связующие вещества, при горячем – не вводят.

Наиболее распространены прессы это *валковые прессы*. Конструктивно они сходны с двухвалковыми дробилками. На поверхности валков выполнены ячейки в виде различных симметричных полуформ брикетов. Подготовленная к прессованию шихта подается в пространство между валками, заполняя ячейки, которые при вращении валков точно совпадают друг с другом, осуществляя таким образом прессование шихты. За зоной контакта полуформ (ячеек) готовые брикеты выпадают из ячеек.

При выполнении полуформ на двух валках обеспечивается двустороннее сжатие материала. Применяют конструкции с ячейками только на одном валке (второй валок гладкий или желобчатый). В таких прессах происходит одностороннее обжатие материала.

Реже применяют валки цельные, чаще – составные со сплошными кольцевыми бандажами или из отдельных сегментов (64, а). Ячейки расположены линейно (в каждом ряду они размещены на одной линии, параллельной оси вращения) или в шахматном порядке (в соседних рядах они смещены на полшага). Число рядов ячеек – от одного до девяти, число пар валков – одна или две.

Для привода пресса характерно наличие синхронизирующей зубчатой передачи, открытой или закрытой (см. рис. 64, б, в). Применение закрытого раздаточного редуктора с универсальными шпинделями повышает надежность пресса. Известны конструкции с отдельными приводами каждого валка, причем синхронизирующая передача связывает редукторы этих приводов.

Прижатие валков обеспечивается либо жесткостью станины при стационарной установке обоих валков, либо подвижной установкой одного из валков с гидравлическим или (реже) пружинным прижатием. Разработаны конструкции бесстанинных прессов. У них несущими элементами являются корпуса подшипников рабочих валков, соединенные между собой посредством

колонн и четырех гидравлических цилиндров в единый узел, установленный на фундаментной раме.

При прессовании уплотнение материала достигает 75%, поэтому разработаны различные системы питателей–подпрессовщиков, конструкция которых определяется свойствами и состоянием шихты. Наибольшее распространение получил конический винтовой питатель–подпрессовщик (см. рис. 64,г). Применение винта с переменным уменьшающимся шагом улучшает подпрессовку.

Теоретические расчеты показывают, что с помощью винтового подпрессовщика можно создать давление под прессовки 0,007-0,7 МПа и давление прессования, в зависимости от качества шихты, - до 690 МПа. Применяют также гладковалковые центробежные, щечковые и вибрационные уплотнители шихты.

Для изготовления бандажей валков применяют низкоуглеродистую сталь с цементацией на глубину не менее 1,5 мм с последующей закалкой до твердости *HRC* 55-64. Также применяют абразивостойкие легированные стали 40ХНМЛ, Х12Ф1Л, а для прессов горячего брикетирования жаро – и абразивостойкие стали. Нарботка бандажей составляет не менее 30 тыс. т брикетов при холодном брикетировании и 20 тыс. т. – при горячем.

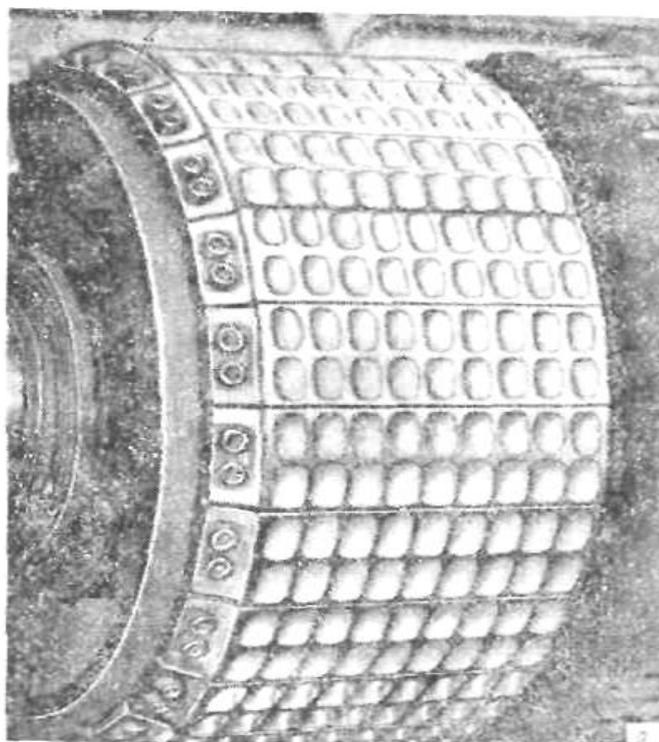


Рис.64 Валковые брикетные прессы:

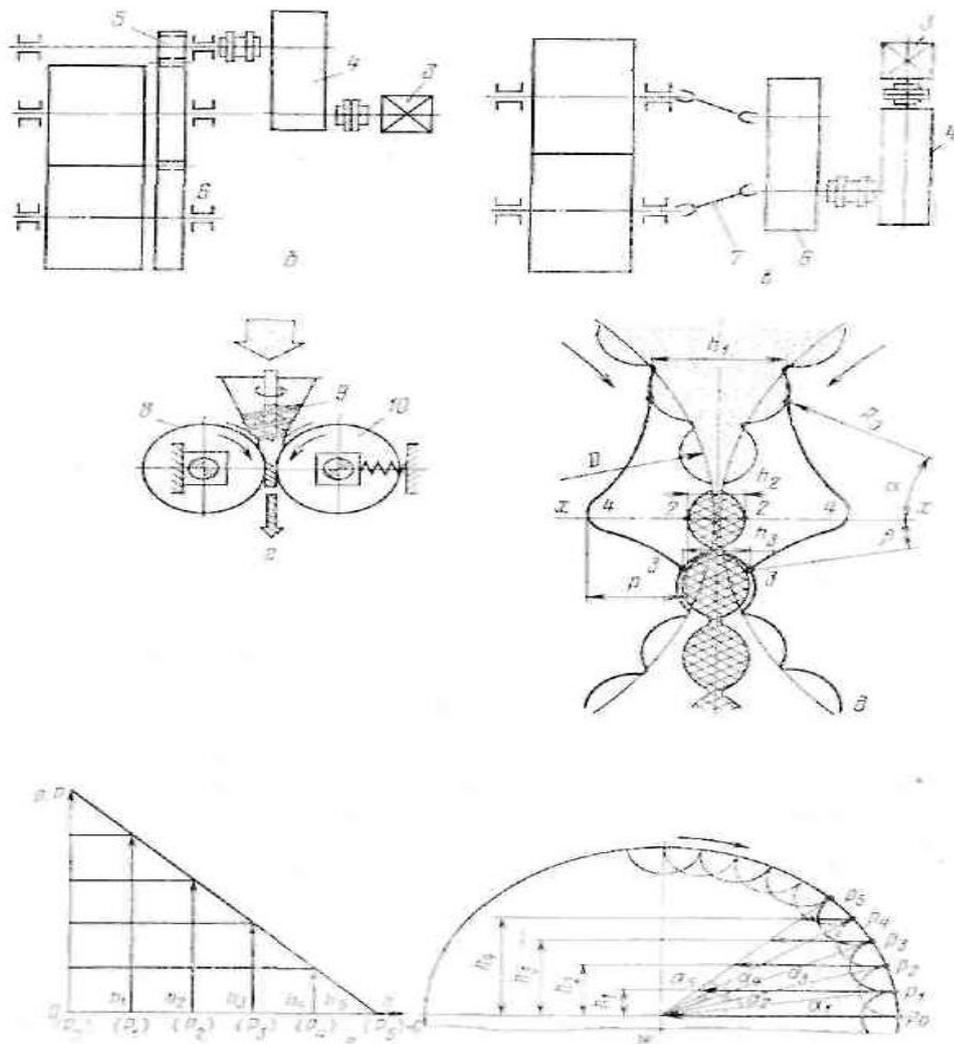


Рис. 64 Брикетные прессы различной конфигурации.

*a* — валок с девяти рядным линейным расположением ячеек и сегментным бандажом прессы фирмы «Лурги Гумбольдт» (ФРГ); *б* — привод с синхронизирующей зубчатой передачей открытого исполнения; *в* — то же, закрытого исполнения; *г* — винтовой питатель-подпрессовщик *д* — схема прессования; *е* — график линейной зависимости величин давления и распорного усилия от высоты ячейки над линией центров; *ж* — схема действия распорных усилий на валок; 1- ступица; 2- формующий сегмент бандажа; 3 - двигатель; 4 - редуктор; 5 - открытая зубчатая передача; 6 - закрытый раздаточный редуктор; 7 - универсальный шпиндель; 8 - стационарный валок; 9 - конический винт; 10 - передвижной валок; 11 - шихта; 12 - брикет

Наибольшие из валковых брикетных прессов имеют диаметр валков 1400 мм, ширину валков до 1500 мм, окружную скорость валков до 1 м/с, частоту вращения 4-40 об/мин, производительность до 200 т/ч при объеме брикета 200 см<sup>3</sup> и его плотности 2,5 т/м<sup>3</sup>. Мощность привода достигает 670 кВт, масса прессов – до 80 т. Допустимый зазор между валками – не более 1,0-1,5 мм.

Теория прессования в валковых прессах непрерывного действия близка к теории прокатки. В представленной на рис. 64,д схеме прессования показана

эпюра давления прессования 1-4-3 и выделены две зоны: между точками 1-2 – зона обжатий шихты и брикета; между точками 2-3 – зона упругого расширения брикета;  $\alpha$  – угол захвата;  $\beta$  – угол упругого расширения брикетов;  $h_1$  – начальная толщина слоя брикетированной шихты, определяемая углом захвата;  $h_2$  – толщина брикета по линии центров;  $h_3$  – конечная толщина брикета на выходе из валков;  $p$  – максимальное давление прессования, соответствующее номинальному усилию пресса;  $D$  – диаметр валков;  $R_0$  – условный радиус окружности ячеек.

В современных валковых прессах давление прессования достигает 160 МПа, номинальное усилие пресса 10 МН.

Основным фактором, определяющим условия захвата материала в валковых прессах, является диаметр валков: чем он больше, тем выше давление прессования. Однако при этом растет необходимая мощность привода, усилие пресса, расход энергии, износ валков.

Упругое расширение брикетов после снятия давления прессования снижает их прочность, так как при этом на брикет действуют распирающие усилия. Для повышения остаточной прочности брикета стремятся увеличить время нахождения материала под давлением, ограничивая частоту вращения валков.

Осуществляемое обоими валками обжатие шихты  $\Delta h = h_1 - h_2 = 2R_0(1 - \cos\alpha)$ . Время обжатия (прессования)  $t_{np} = \alpha/\omega$ , где  $\omega$  – угловая скорость, рад/с. В современных прессах  $t_{np} > 0,5$  с.

Скорость прессования  $v_{np}$  – основной параметр, характеризующий динамику процесса уплотнения. Для двухвалкового пресса это – проекция окружной скорости  $\omega$  на ось  $X$ ; значение  $v_{np}$  находят из выражения

Скорость деформации  $v_d$ , как отношение обжатия (пути) ко времени прессования, определяется из выражения

$$v_d = \Delta h / t_{np} = 2R_0(1 - \cos\alpha) \cdot \omega / \alpha$$

Прочностью брикетов определяется возможность и эффективность последующего их применения. Ее величина (усилие раздавливания) возрастает с уменьшением скорости прессования и деформации. Это и определяет ограничения, налагаемые на диаметр валков и частоту их вращения.

Производительность валкового пресса определяют по формуле, т/ч:

$$Q = 0,06k_{\Gamma}m_{\sigma p}itzn,$$

где  $k_{\Gamma}$  – коэффициент выхода годного (0,9—0,95);  $m_{\sigma p}$  – масса одного брикета, кг;  $i$  – число рядов ячеек на валке;  $t$  – число ячеек в одном ряду;  $z$  – число пар валков (1 или 2);  $n$  – частоте вращения валков, об/мин.

Расчет мощности привода валкового брикетного пресса ведут, исходя из предположения о линейной зависимости давления прессования и распорного

усилия от высоты ячеек над линией центров (в пределах зоны обжатия): максимальное давление  $p$  и максимальное распорное усилие  $P$  – имеют место на линии центров; нулевое давление  $p_5$  и нулевое распорное усилие  $P_5$  наблюдаются в точках на верхней границе зоны обжатия, при  $\alpha=\alpha_5$ . На приведенных схемах принято шахматное расположение ячеек и заполнение зоны обжатия тремя ячейками каждого ряда.

$$\text{Отсюда } P_i = p_i A q_i \cos \alpha_i,$$

где  $P_i$  – распорное усилие на  $i$  – т ом плече;  $p_i$  – давление прессования на  $i$  – том плече;  $A$  — площадь сечения брикета, перпендикулярная линии центров;  $q_i$  – число ячеек на  $i$  – том горизонте (при шахматном расположении ячеек оно отличается на смежных горизонтах на одну ячейку, при линейном – одинаково для всех горизонтов);  $\alpha_i$  – угол между радиусом рассматриваемой точки и линией центров.

Распределение давлений по ячейкам можно получить графическим построением, зная номинальное усилие пресса. Момент  $M_1$  технологических сопротивлений шихты прессованию для преодоления распорных усилий на одном валке найдем по формуле

$$M_1 = 2z \sum P_i h_i$$

где 2 – число валков в паре;  $z$  – число пар валков;  $i$  – число одновременно прессующих горизонтов прессующих ячеек (в приведенной расчетной схеме – 5);  $h_i$  - плечо распорного усилия относительно оси валка на  $i$  – том горизонте.

Момент  $M_2$  для преодоления сил трения в подшипниках валков определим, пренебрегая силой тяжести валков (много меньшей распорных усилий)

$$M_2 = 2zfr \sum P_i / \cos \alpha_i,$$

где  $f$  – приведенный коэффициент трения в подшипниках валков;  $r$  – средний радиус подшипника.

Окончательно мощность привода пресса

$$N = k_3 (M_1 + M_2) \omega / \eta_\Sigma$$

где  $k_3$  - коэффициент запаса мощности (1,2 – 1,4);  $\omega$  – угловая скорость валков;  $\eta_\Sigma$  - полный к.п.д. привода.

*Кольцевые брикетные прессы* были созданы в 60-е годы для прессования труднобрикетируемых бурых углей и других аналогичных материалов. В них давление прессования достигает 300 МПа.

В прессе конструкции фирмы Лурги-Гумбольдт (ФРГ) – формовочный узел (рис. 65, а) состоит из приводного кольца и расположенного эксцентрично внутри него прессующего диска. На окружности диска имеется кольцевой гребенчатый выступ, который входит во внутренний паз кольца и образует

вместе с ним два параллельных кольцевых канала, в которых прессуется шихта (рис. 65, б, в).

Прессование осуществляется непрерывной прокаткой шихты между двумя цилиндрическими поверхностями: внутренней (каналов прессового кольца) и наружной (формовочных деталей прессующего диска). Диск приводится во вращение силами трения, возникающими между ним и брикетными лентами. При вращении прессового кольца от привода брикетируемая шихта, заброшенная с уплотнением в формовочные каналы центробежным питателем-уплотнителем, движется вместе с кольцом и втягивается под прессующий диск, где в клиновидном сужающемся пространстве между кольцом и диском происходит прессование шихты. На наружной поверхности формовочной детали выполнены выступы треугольного сечения, делающие на поверхности брикетной ленты насечки, облегчающие ее разламывание на брикеты при выходе из пресса. Прижатие диска к кольцу обеспечивает гидравлическое пружинно-рычажное нажимное устройство, передающее усилие через подшипники оси прессующего диска. Брикетные ленты поднимаются вверх по разгрузочным шинам к разламывающему устройству, затем брикеты по желобу поступают на отводящий конвейер.

На схеме (см. рис. 65, в) выделена зона прессования шихты с углом прессования  $\delta$ : она состоит из зоны обжатия с углом обжатия  $\beta$  и зоны упругого расширения брикетной ленты с углом  $\gamma$  упругого расширения брикетов;  $h_1$  – начальная толщина слоя брикетируемой шихты;  $h_2$  – толщина брикетной ленты на линии центров;  $h_3$  – конечная толщина брикета после упругого расширения;  $\delta = \beta + \gamma$ .

Касательные к окружностям диска и кольца в точках  $A + B$  образуют угол захвата  $\alpha$ . На показанной эпюре давления прессования  $ACD$  видно, как давление растет, начиная от сечения  $AB$ , достигая наибольшей величины на линии центров; за которой оно падает и в точке  $D$  принимает нулевое значение. Точка  $O_1$  – центр прессового кольца с внутренним радиусом  $R$ ; точка  $O_2$  – центр прессующего диска с наружным радиусом  $r$ , эксцентриситет  $O_1O_2e = R - r - h_2$ . У наибольшей модели кольцевого пресса  $R = 1300$ ,  $r = 900$  мм.

Эта модель имеет внешний диаметр прессового кольца 3,3 м, массу кольца 20 т, частоту вращения кольца 4-8 об/мин. Масса узла прессующего диска со всеми вращающимися деталями составляет 22 т, номинальное усилие прессования 4,2 МН, давление прессования 220 МПа, производительность пресса 22 т/ч, мощность привода 264 кВт.

Производительность  $Q$  кольцевого пресса определяют по формуле, т/ч:

$$Q = 3600 k_r i A v \rho$$

где  $k_r$  – коэффициент выхода годного (0,9-0,95);  $i$  – число формовочных каналов (обычно 2);  $A$  — площадь поперечного сечения брикетной ленты,  $m^2$ , обычно  $A = (11-25) \cdot 10^{-4} m^2$ ;  $v$  — линейная скорость движения брикетной ленты, м/с ( $v=0,35-1,1$  м/с);  $\rho$  – плотность брикета,  $t/m^3$ .

Благодаря высокому давлению прессования кольцевые прессы являются перспективными для цветной металлургии.

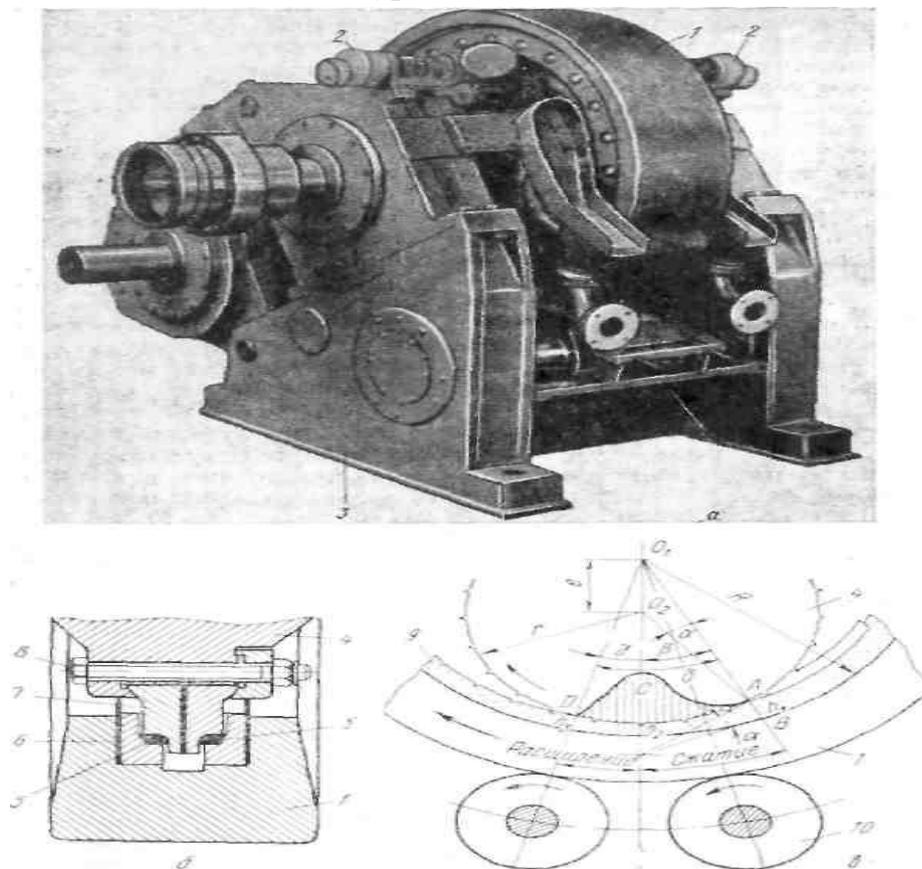


Рис. 65. Кольцевой брикетный пресс:

а – общий вид прессы фирмы «Лурги Гумбольдт» (ФРГ); б – формовочный узел; в – схема прессования; 1 – прессовое кольцо; 2 – загрузочное устройство; 3 – станина; 4 – прессующий диск; 5 – формовочный канал прессового кольца; 6 – сменная формовочная вставка прессового кольца (из двух половин); 7 – сменная формовочная деталь прессующего диска; 8 – крепление сменных деталей к диску; 9 – брикетная лента.

## Лекция №24

### ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ ОКАТЫШЕЙ И БРИКЕТОВ.

#### План:

1. Общие сведения о процессе получения брикетов
2. Технологические схемы получения брикетов

Процесс брикетирования металлургического сырья содержит ряд составляющих, элементов, операций, в той, или иной степени схожих с другими методами окускования — агломерацией и окатыванием. К таким составляющим, в первую очередь, относится подготовка сырья и элементы отгрузки готовой продукции, которые могут быть использованы и в брикетировании. Имеют сходство и отдельные процессы окускования, в основе которых лежат одни и те же процессы слипания и связывания частиц в прочный монолит[3].

Эта схожесть во многом определяется одинаковыми видами и свойствами исходного сырья, компонентным составом шихты, закономерностями формирования куска, наличием термообработки, требованиями к готовой продукции, её отгрузке и т.п. Эти операции во многом определяют условия подготовки сырья и могут быть использованы для производства брикетов практически в неизменном виде[3].

Использование максимально возможного количества известных процессов позволяет применять стандартное оборудование и типовые операции, что значительно упрощает технологию брикетирования, а также удешевляет капитальные и текущие затраты на строительство установки и её эксплуатацию.

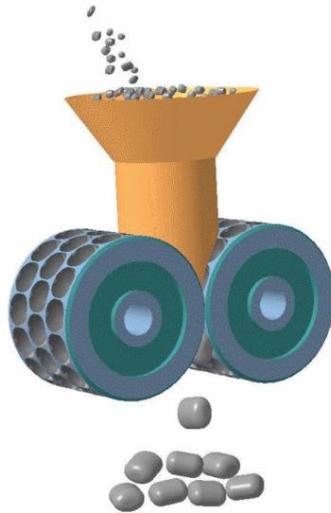
Таким образом, технологический процесс брикетирования в общем виде состоит из трёх стадий (технологически связанных этапов, групп операций):

- подготовка сырья к брикетированию;
- прессование (формование) брикетов;
- упрочнение (сушка) брикетов.

Подготовка сырья к брикетированию включает следующие этапы:

- приёмка и складирование сырья;
- подготовка сырья к обработке;
- дозирование, смешивание и усреднение сырья;
- подготовка и ввод в шихту связующих.

Стадия прессования брикетов состоит из одного этапа — прессования брикетов (рис 7.1). В случае получения брикетов иным способом, чем прессование, применяют обобщающий термин — формование.



*Рисунок 7.1 — Пример работы брикетного пресса  
(8 картинок, 5 кадров/с, объем – 290кб)*

Упрочнение брикетов включает следующие этапы:  
-вылёживание;  
- сушка и выдержка брикетов;  
- упрочняющая обработка активными средами и материалами.

Упрочнение брикетов может осуществляться различными способами, из которых сушка вследствие своей высокой эффективности занимает преобладающее положение.

Отгрузка брикетов формально не относится к процессу брикетирования, однако правильная её организация способствует уменьшению потерь брикетов от разрушения при погрузочно-разгрузочных работах и транспортировке, поэтому данный этап подлежит регламентации.

Технологическая схема процесса брикетирования представлена на рис. 7.2.

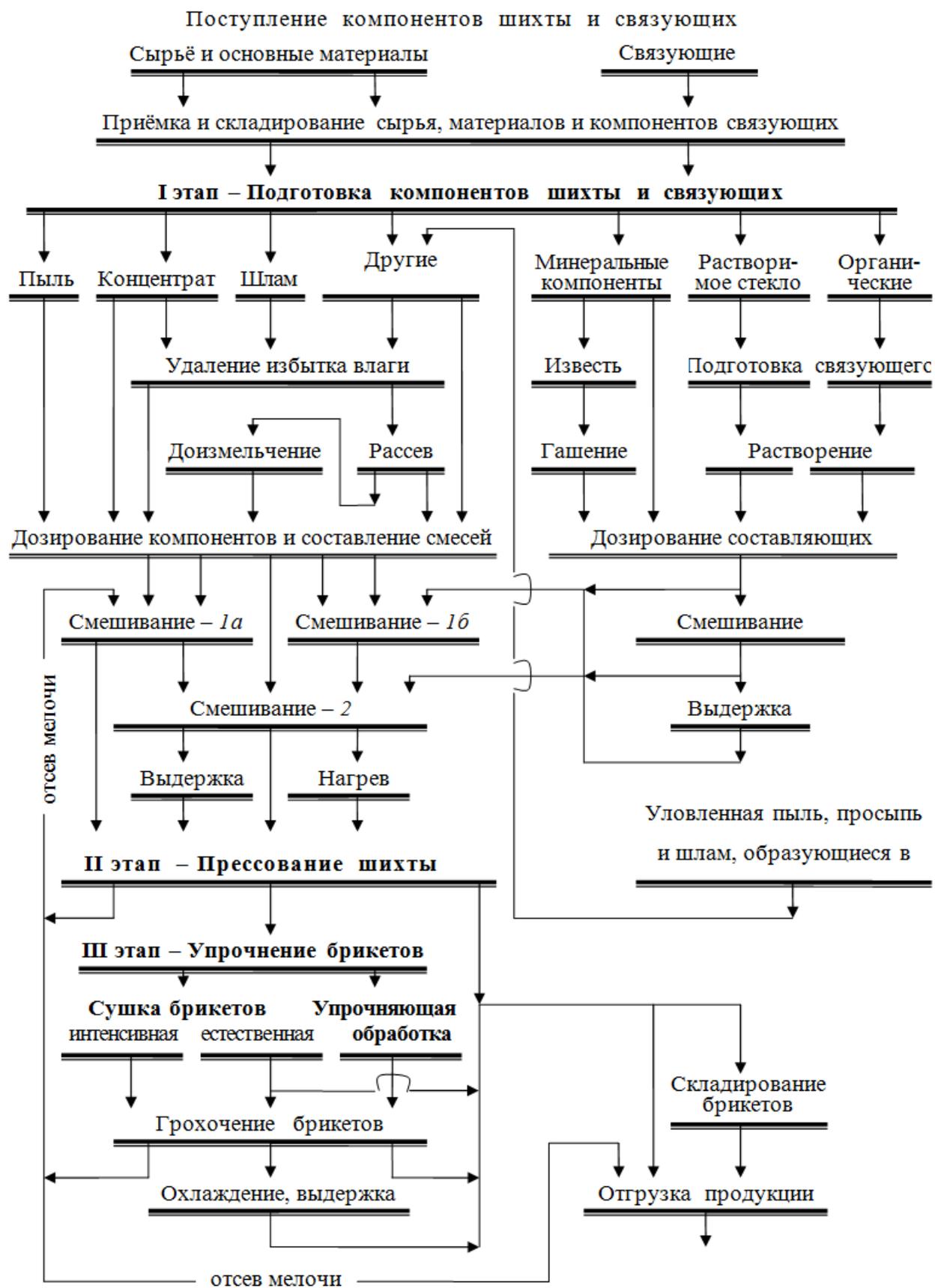
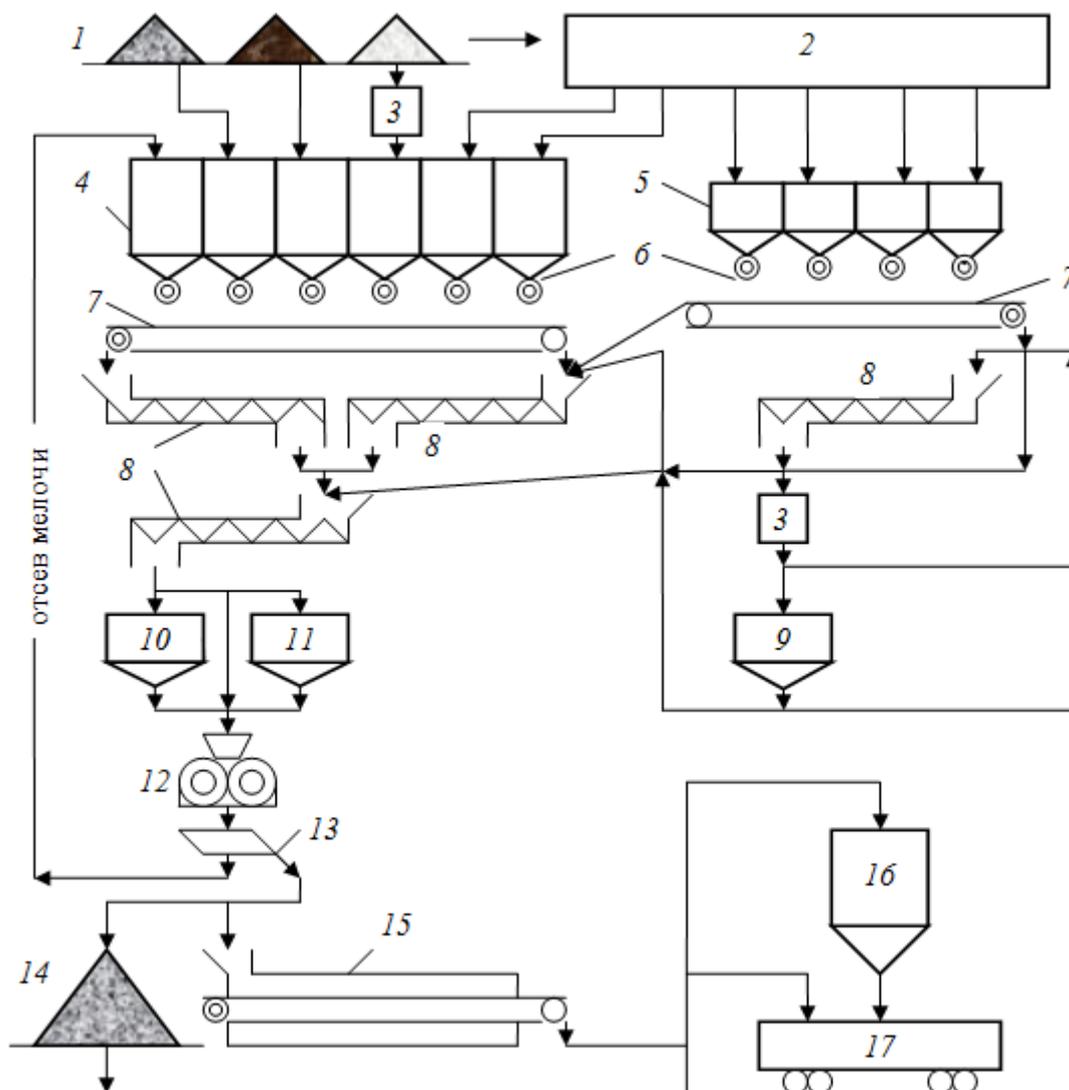


Рисунок 7.2 — Технологическая схема брикетирования сырья

Упрощённая схема цепи аппаратов установки брикетирования, соответствующая представленной на рис. 7.2 технологической схеме брикетирования металлургического сырья, изображена на рис. 7.3.



1 – открытый склад сырья; 2 – закрытый склад сырья, материалов и связующих; 3 – дробилки; 4 – бункеры для компонентов шихты; 5 – бункеры для компонентов связующих; 6 – дозаторы; 7 – сборный конвейер; 8 – смесители; 9 – устройство для гашения извести; 10 – бункер для выдержки шихты; 11 – нагревательное устройство; 12 – брикетный пресс; 13 – грохот; 14 – площадка для охлаждения и выдержки брикетов; 15 – ленточное сушило; 16 – бункер готовой продукции; 17 – железнодорожный вагон.

Рисунок 7.3 — Схема цепи аппаратов технологической линии для производства брикетов

Для проектирования установки брикетирования необходим подбор оборудования, выполняющего соответствующие технологические операции или

группы операций, которое устанавливают в соответствии с технологической схемой в единый цикл. Так, операцию смешивания выполняют смесители различных типов, дозирование — дозаторы, прессование — брикетные прессы, сушку — сушильные печи и т.д.

Выбор того, или иного типа оборудования должен производиться по следующим критериям:

- пропускной способности (производительности) оборудования с учётом резерва мощности, позволяющей его эксплуатацию в щадящем режиме;
- обеспечения заданных характеристик и качества обработки сырья;
- минимизации капитальных и эксплуатационных затрат;
- минимальных габаритов, «вписывающихся» в здание;
- обеспечения экологических норм, нормативов охраны труда и др.

Окончательный выбор того или иного вида оборудования производят путём сопоставления его технических характеристик с соответствующими требованиями данной операции. Если эффективность работы выбранного типового оборудования вызывает сомнение, необходимо проведение опытного опробования и внесение необходимых изменений в конструкцию в процессе его изготовления у производителя.

Технологическая схема производства окатышей этим способом следующая. Пульпа обогащенного концентрата обезвоживается в сгустителе и на фильтре, затем смешивается в стержневой мельнице во влажном состоянии с предварительно приготовленным связующим, состоящим из портландцементного клинкера, доменного шлака и добавок. Готовая смесь транспортируется на тарельчатый гранулятор, а полученные окатыши на подстилающем слое концентрата поступают в бункер предварительного твердения, где находятся 30—40 ч. Из готовых окатышей выделяют фракцию 8—25 мм, которую подают в бункер вторичного упрочнения, где при хранении в течение 5 сут окатыши приобретают отгрузочную прочность. После вторичного отделения мелких фракций на грохоте окатыши поступают в бункер для отгрузки.



Рис. 8.1. Технологическая схема производства окатышей методом ускоренного твердения

Полученные таким способом окатыши, содержащие в качестве связующего смесь портландцементного клинкера и доменного шлака (1:1), имеют среднюю крупность 15 мм, прочность после высушивания—20 МПа, насыпную массу—2 т/м<sup>3</sup>, плотность — 3,2 г/см<sup>3</sup>, влажность — 6,5, основность—близкую к 1, и следующий химический состав, мас.:% Fe-59,7; MgO – 1,0; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-1,1; Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>-74,4; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>-8,4; SiO<sub>2</sub>-5,8; CaO-5,9; S – 0,08; Na<sub>2</sub>O – 0,2; K<sub>2</sub>O – 0,1; п.п.п.— 2,7. Основными недостатками способа являются "разубоживание" концентрата и длительные сроки упрочнения.

## ЛЕКЦИЯ №25 ОБОРУДОВАНИЯ ПРИМЕНЯЕМЫЕ ПРИ ОКОМКОВАНИИ И БРИКЕТИРОВАНИИ.

### ПЛАН:

#### 1. Основные устройства применяемые при окомковании

Процесс прессования является основной операцией в технологическом процессе производства брикетов. Для брикетирования применяются штемпельные, кольцевые и вальцовые прессы.

Для брикетирования бурых углей применяются главным образом штемпельные прессы. Процесс образования брикета в штемпельном прессе является периодическим (рис.1.10) и заключается в быстром сжатии движущимся штемпелем порции сушонки в горизонтальном матричном (формовочном) канале, подвижным упором в котором служит торцевая поверхность предыдущего брикета. Давление прессования, развиваемое в штемпельном прессе, зависит от свойств прессуемого материала и условий работы прессы и составляет от 80 до 120МПа.

Для брикетирования каменноугольной и антрацитовой мелочи, ряда руд, концентратов и отходов черной и цветной металлургии применяются вальцовые и кольцевые прессы.

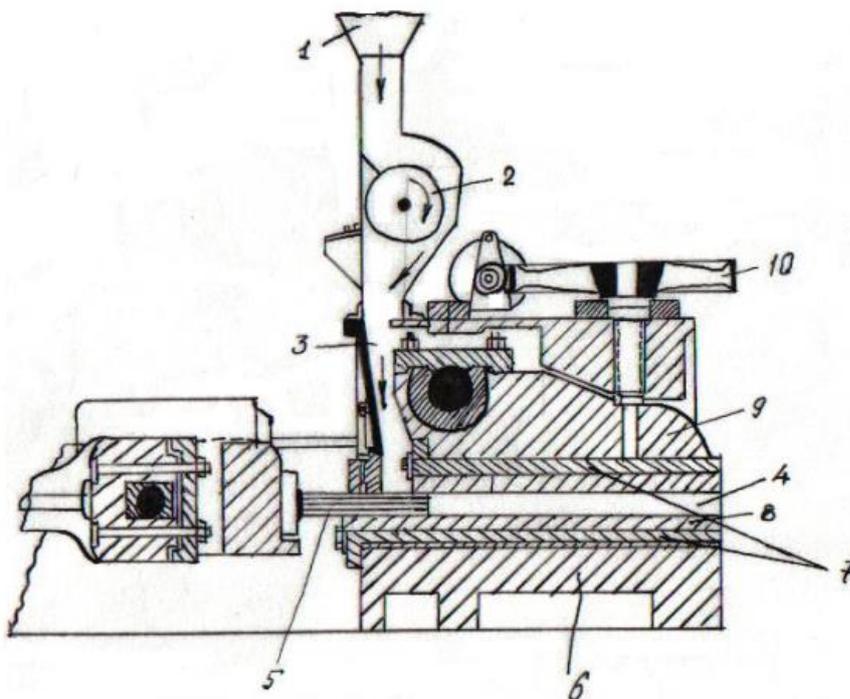


Рис.1.10.Штемпельный пресс.

1 – загрузочная воронка; 2 – питатель; 3 – загрузочный канал; 4 – букель; 5 – штемпель; 6 – фундамент; 7 – верхняя и нижняя плиты; 8 – матрица; 9 – нажимный «язык»; 10 – штурвал.

Вальцовый пресс (рис.1.11) состоит из малаксер (смесителя) 1, охладительного конвейера (шнека) 2, распределительной чаши 3, самого пресса 5 и приводов смесителя и валцов.

Брикетирование на вальцовых прессах является непрерывным процессом. Подготовленная шихта непрерывным потоком поступает в верхнюю часть смесителя, в котором пропаривается и перемешивается. Выходящая из смесителя горячая шихта охлаждается и дополнительно перемешивается в шнековом охладительном конвейере, затем поступает в распределительную чашу и на прессование в валки пресса. Прессование шихты происходит в пространстве между вращающимися навстречу друг другу валками. При средней окружной скорости валцов 0,35-0,70м/с продолжительность прессования брикетов составляет 0,4-0,5с. Различают вальцовые прессы с низким (20-60кН/см), средним (60-120кН/см) и высоким (120-250кН/см) удельными давлениями. Производительность прессов составляет в пределах 50-100т/ч.

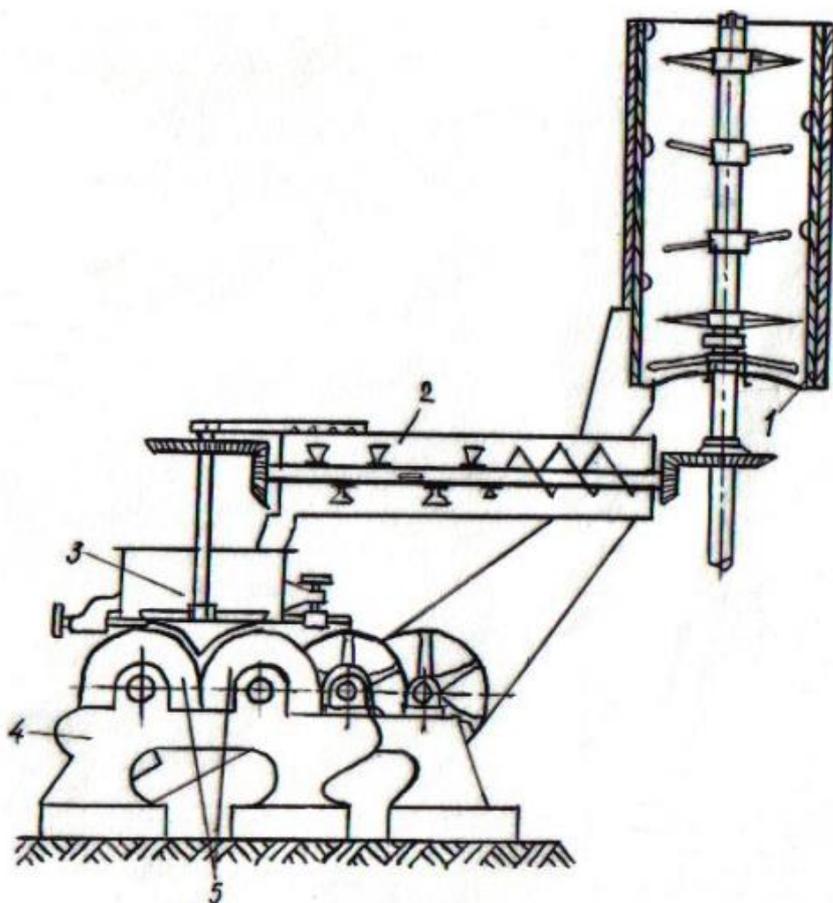


Рис.1.11.Агрегат вальцового пресса.

1 – малаксер; 2 – шнек; 3 – распределительная чаша; 4 – станина; 5 – вальцовый пресс

Особенность кольцевых прессов состоит в том, что процесс прессования в них производится внутри кольца эксцентрично расположенным прессующим

диском, а давление прессования (до 500МПа) самое высокое из всех брикетных прессов. Производительность двухленточных кольцевых прессов составляет 10-15т/ч (рис.1.12).

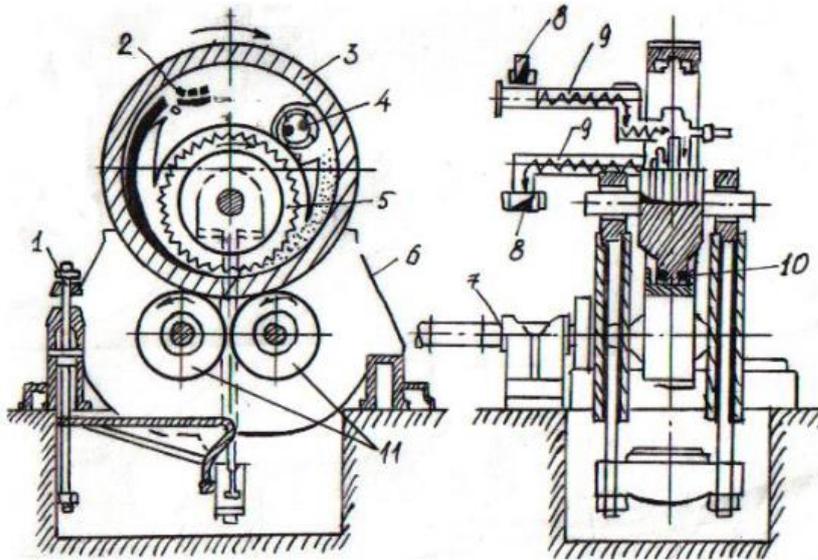


Рис.1.12.Кольцевой брикетный пресс.

1 – гидравлический пресс; 2 – желоб для отвода брикетов; 3 – внешнее кольцо; 4 – центробежный питатель; 5 – прессовый диск с гребнем; 6 – станина; 7 – приводное устройство; 8 – цепные кон-ры; 9 – винтовые кон-ры; 10 – каналы внешнего кольца; 11 – ролики.

## ЛЕКЦИЯ №26

### БИОТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

#### План:

#### 1. Общие сведения о биотехнологической переработке полезных ископаемых

Вопрос о взаимодействии бактерий с сульфидными минералами является основным в теории бактериального выщелачивания. Изучение этого взаимодействия имеет важное значение не только в познании сложного механизма этого процесса, но и для интенсификации бактериальных окислительных реакций и управления ими. Трудности изучения этого механизма объясняются тем, что помимо взаимодействия трех фаз (жидкой, твердой и газовой) в нем активное участие принимают бактериальные клетки - живые организмы, которые для роста и обеспечения своей жизнедеятельности используют компоненты всех трех фаз. Кроме того, в этом взаимодействии принимают участие различные продукты метаболизма бактерий - неорганические и органические, которые действуют на биохимическом уровне.

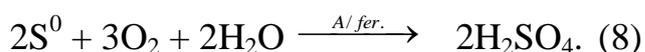
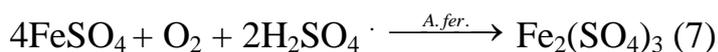
3. В настоящее время существуют несколько точек зрения на роль микроорганизмов *A.ferrooxidans* в окислении и выщелачивании сульфидных минералов. Ранее считалось, что окисление и выщелачивание сульфидных минералов при участии микро-организмов происходит в результате действия продуктов окисления сульфата закиси железа бактериями и серной кислоты, образующейся при бактериальном окислении сульфидной серы. Например, наиболее вероятными реакциями бактериального окисления пирита считаются реакции с образованием сульфата закиси железа



и элементарной серы



которые затем окисляются бактериями до сульфата окиси железа и серной кислоты:



Таким образом, в результате реакций окисления сульфата закиси железа и элементарной серы образуются окислители сульфидных минералов - сульфат окиси железа и серная кислота. Кроме этих реакций при бактериальном окислении и выщелачивании сульфидных минералов на поверхность

минералов действуют ферментные системы клеток. Это, так называемый, механизм прямого бактериального окисления сульфидов или “прямой” механизм.

Бактерии окисляют сульфидные минералы даже в тех случаях, когда их железоокисляющие системы подавлены. Минералы в этом случае окисляются путем прямого воздействия микроорганизмов на элементы кристаллической решетки минералов. Этот механизм окисления сульфидных минералов считается определяющим, в то время как биохимические реакции окисления закиси железа, сульфидной и элементной серы выполняют косвенную роль.

Однако долю участия этих механизмов в окислении сульфидных минералов определить довольно трудно. Следует учитывать то, что реакции преобразования неорганических субстратов с участием микроорганизмов имеют одну и ту же природу, осуществляются они непосредственно на поверхности минерала или в жидкой фазе пульпы.

Поэтому процесс бактериального окисления и выщелачивания минерального субстрата можно условно представить как взаимодействие :

- клеток и их метаболитов с элементами кристаллической решетки непосредственно на поверхности минералов;
- клеток с этими же элементами и продуктами метаболизма в жидкой фазе.

Первой стадией взаимодействия бактерий *A.ferrooxidans* с сульфидным субстратом является закрепление микроорганизмов на его поверхности, после чего начинается химическое превращение самого субстрата. Известно, что микроорганизмы способны закрепляться на любой поверхности. Адгезия их может происходить избирательно и неизбирательно, на положительно и отрицательно заряженных, на гидрофобных и гидрофильных поверхностях. Механизм их прикрепления генетически запрограммирован и чрезвычайно сложен. Считается, что ответственными за этот механизм являются плазмиды. При адгезии клеток могут иметь место самые различные виды взаимодействия, начиная от прикрепления за счет обычной липкости их слизистой капсулы и кончая взаимодействием электростатических сил.

Однако наличие бактерий на поверхности сульфидных минералов, фиксируемое визуально, не является еще доказательством их участия в бактериальном окислении этой поверхности, поскольку они закрепляются и на поверхностях, которые не используются ими в качестве субстрата. Адгезия на поверхности сульфидов носит специфический характер и имеет глубокий биологический смысл, т.к. в этом случае минерал является субстратом - источником энергии для роста и жизнедеятельности бактерий. Следует также

учесть, что при микробиологическом выщелачивании бактерии не только закрепляются на поверхности минерального субстрата, но и имеются в жидкой фазе пульпы, где они окисляют закисное железо и элементную серу. Определение окислительной активности биомассы, находящейся на твердой фазе и в жидкой фазе дает представление о роли микроорганизмов, которую они выполняют в этих фазах.

При бактериальном выщелачивании золотомышьяковых концентратов микроорганизмы, находящиеся в жидкой фазе пульпы, т.е. “свободно плавающие”, потребляют не более 1% от общего количества поглощаемого пульпой кислорода.

Это объясняется тем, что концентрация закисного железа, являющегося субстратом для бактерий, которых в жидкой фазе пульпы содержится  $10^8 - 10^9$  кл/мл, составляет лишь 5% от общего количества железа, в то время как содержание окисного железа доходит до 10 - 15 г/л. Поэтому потребление кислорода жидкой фазой пульпы связано с бактериальным окислением закисного железа, перешедшего в раствор в результате химического взаимодействия сульфата окиси железа с поверхностью сульфидных минералов. Эти бактерии являются потенциально активными и способны принимать участие в окислении при наличии окисляемого субстрата.

Почти весь потребляемый при БВ концентратов кислород (95%) расходуется при непосредственном окислении сульфидных минералов, закрепившимися на них клетками.

На поверхности минералов бактерии закрепляются очень прочно. Так при бактериальном выщелачивании золотомышьякового концентрата даже после трех отмывок потребление кислорода снизилось всего в 1,16 раза.

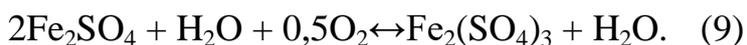
На твердой фазе пульпы при БВ золотомышьякового концентрата закрепляется обычно около 70 - 80% клеток и только 20 -30% свободно “плавают” в жидкой фазе. Около 15 - 16% от общей поверхности выщелачиваемого концентрата занято сорбированными бактериальными клетками, причем наиболее активно они сорбируются на арсенопирите, к выщелачиванию которого они были адаптированы. В процессе непрерывного выщелачивания равновесная концентрация бактерий на твердой фазе достигается за 20 минут. Использование адаптированной культуры увеличивает количество сорбированных клеток с 8 до 95% от их общего количества.

До изучения механизма бактериального окисления и выщелачивания сульфидных минералов используются основные термодинамические закономерности, характерные для окисления этих минеральных субстратов. Диаграммы Пурбэ ( $j-pH$ ), используемые для этой цели, позволяют определить

термодинамически стабильные состояния системы в зависимости от величины рН среды, потенциала минерала и среды.

Анализ термодинамического состояния пирита, арсенопирита и пирротина в условиях бактериального выщелачивания, а также электрохимические изменения подтвердили, что микроорганизмы при БВ непосредственно окисляют элементы кристаллической решетки сульфидных минералов благодаря биокаталитическим свойствам их ферментов. В области активного бактериального окисления и выщелачивания сульфидных минералов они термодинамически неустойчивы и обладают достаточным запасом свободной энергии, необходимой для обеспечения жизнедеятельности микроорганизмов *A.ferrooxidans*, которые принимают участие в реакциях с тепловым эффектом не менее 12 ккал.

При БВ арсенопирита окисное железо непрерывно накапливается как в растворе, так и в осадке. Увеличение его концентрации объясняется бактериальным окислением закисного железа, образующегося при окислении арсенопирита:



Кислотность среды при БВ арсенопирита ниже, чем рН осаждения железа из сернокислых растворов в виде гидроксида, поэтому при достижении определенной концентрации сернокислое окисное железо гидролизуеться с образованием гидроксида, выпадающего в осадок с одновременным подкислением среды:



Окисное железо, кроме того, может образовывать с мышьяком арсенаты железа, которые также выпадают в осадок, однако это происходит при более низких значениях рН среды, нежели осаждение железа.

В образовавшемся осадке железо находится преимущественно в трехвалентной форме. Например, при БВ чистого арсенопирита количество его в осадке составляет более 50% от общего содержания железа в растворе и осадке. Количество закисного железа в растворе зависит от плотности биомассы и ее активности. Так при БВ концентрата Бакырчикского месторождения при плотности биомассы 2,5 г/л и ее активности 3 - 4 г/л×ч количество двухвалентного железа не превышает 2 - 10% от общего содержания железа.

Мышьяк при БВ арсенопирита переходит в раствор и осадок как в трех-, так и пятивалентной форме. В растворе он находится преимущественно в составе *o*-мышьяковой и *o*-мышьяковистой кислот. Количество мышьяка в осадке зависит

от pH раствора, концентрации и валентности находящихся в растворе мышьяка и железа. Если в растворе соотношение  $As^{3+}$  к  $As^{5+}$  составляет 5:1, то в осадке это соотношение равно 2,5 : 1, при соотношении суммарного железа и суммарного мышьяка в осадке 1,1 : 1, в растворе 0,9 : 1.

При выщелачивании золотомышьяковых концентратов биомассой, которая имеет активность до 6 г/лч в растворе мышьяк находится преимущественно в степени окисления 5+. В среднем более 75% мышьяка в растворе представлено соединениями пентавалентного мышьяка.

Более четкая зависимость наблюдается между количеством мышьяка в осадке и величиной pH, причем эта зависимость изменяется со временем выщелачивания. В первые часы выщелачивания количество мышьяка в осадке уменьшается с увеличением кислотности и при pH менее 1,6 почти весь мышьяк находится в растворенном состоянии. Однако в дальнейшем, когда в пульпе накапливается большое количество органических веществ и мышьяка, содержание которого доходит до 15 г/л, количество его в осадке повышается с увеличением кислотности среды и может достигать 80% от общего количества выщелоченного мышьяка.

При изучении поведения сульфидной серы в условиях БВ арсенопирита и золотомышьякового концентрата установлено, что в пульпе происходит накопления элементной серы, количество которой к концу процесса может достигать 60% от общей выщелоченной серы (при БВ арсенопирита) и 30 - 40 % (при БВ золотомышьякового концентрата).

Накапливаются также промежуточные соединения серы (до 20%), но содержание их уменьшается к концу процесса за счет окисления до сульфат - ионов .

Большое различие наблюдается в составе продуктов, образуемых на арсенопирите при химическом и бактериальном окислении. Химическое окисление приводит к образованию на поверхности арсенопирита гетита  $HFeO$  или гидрогетита

$HFeO_2 \cdot nH_2O$ , которые образовались из гидроксида трехвалентного железа при сушке образцов и количество которого составляет 30 - 40% от общего количества поверхностных соединений, среди которых присутствует элементная сера (10%). Таким образом в процессе химического окисления на поверхности арсенопирита образуется сернокислое окисное железо, часть которого переходит в раствор, и элементная сера. Процесс химического окисления при этом практически заканчивается.

При бактериальном окислении арсенопирита на его поверхности основным продуктом является элементная сера, количество которой составляет уже 50%,

т.е. в 5 раз больше, чем при химическом окислении. Эта элементарная сера непрерывно окисляется бактериями до  $\text{SO}_4^{2-}$ , также как закисное железо до оксидного.

Таким образом, при взаимодействии микроорганизмов с поверхностью сульфидных минералов образуются твердые продукты окисления сульфидов - элементарная сера и закисное железо, которые затем окисляются бактериями на поверхности минерала и в растворе.

Элементарная сера, образующаяся при бактериальном окислении арсенопирита, имеет кристаллическую структуру, отличную от структуры природной орторомбической серы. Эта сера была названа  $\beta$ -серой, аналогично  $\beta$ -модификации селена. Элементарная  $\beta$ -сера обнаружена в горячих серных источниках Португалии, в которых присутствуют тионовые термофильные бактерии.

Процесс бактериального окисления и выщелачивания, таким образом, можно разделить на два цикла, которые самым тесным образом связаны между собой протекающими реакциями. Первый цикл - это непосредственное окисление элементов кристаллической решетки минералов при участии как химических агентов - кислорода и окисного железа, так и ферментативных систем бактерий. При окислении происходит деструкция минерала, т.е. его выщелачивание. Второй цикл - непосредственное бактериальное окисление продуктов выщелачивания сульфидных минералов - закисного железа и элементарной серы.

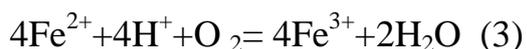
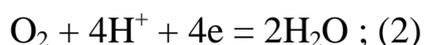
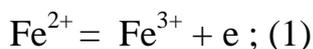
**ЛЕКЦИЯ №27**  
**МЕХАНИЗМ БАКТЕРИАЛЬНОГО ОКИСЛЕНИЯ И**  
**ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ.**

**План:**

- 1. Механизм бактериального окисления**
- 2. Выщелачивание сульфидных минералов**

1. Известно, что в обычных условиях многие окислительно-восстановительные реакции, которые используются микроорганизмами в качестве энергетического источника, протекают крайне медленно. К этим реакциям относится реакция окисления закисного железа до окисного. Железо (II) при pH менее 3 почти не окисляется, но в присутствии бактерий скорость окисления увеличивается почти в 200 тысяч раз.

При окислении железа кислород выступает в роли акцептора, реакцию его окисления можно представить в виде



Энергия Гиббса последней реакции равна  $G = - 38,3$  ккал, а потенциал

$$E = 0,771 + 0,09 \lg(\text{Fe}^{3+} / \text{Fe}^{2-}) \quad (4)$$

Энергетический метаболизм, т.е. реакции, сопровождающиеся мобилизацией энергии и запасами ее в форме АТФ, используемой клетками *A.ferrooxidans* при биосинтезе, заключается в превращении химической реакции восстановленных химических соединений в биологически доступную энергию макроэргических связей. Донорами электронов в этом энергетическом процессе является неорганическое вещество, в частности закисное железо, акцептором - молекулярный кислород.

2. С учетом имеющихся экспериментальных данных по ферментативной кинетике биохимическое или биокаталитическое окисление железа можно объяснить с помощью основных положений хемоосмотической гипотезы Ингледью. Первичным акцептором электронов при окислении железа (II) является медьсодержащий белок-рустицианин, который стабилен при pH 2 и способен взаимодействовать с железом. Этот белок восстанавливается на внешней стороне мембраны, где находятся цитохромы C (рис. 1).

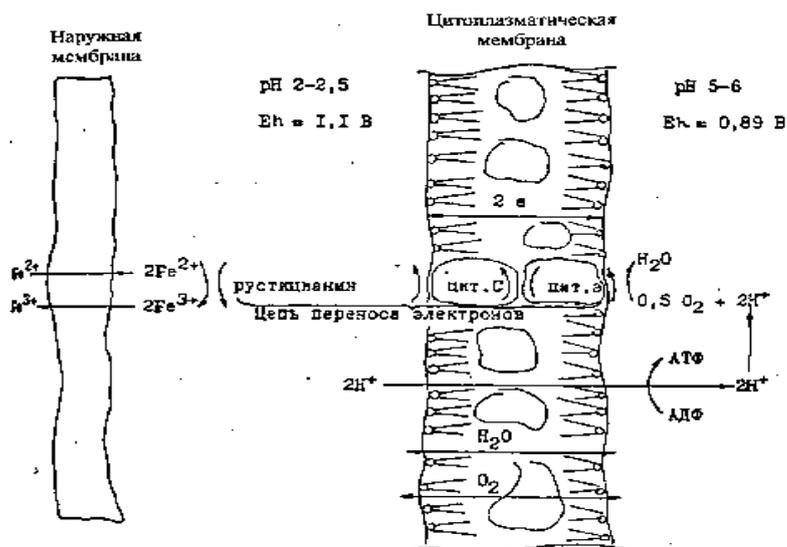
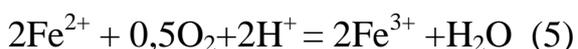


Рис.1: Хемоосмотический механизм биохимического окисления  $Fe^{2+}$ , бактериями *A.ferrooxidans*

Далее электрон переносится по цитохромной цепи на кислород. Восстановление кислорода осуществляется уже на внутренней стороне цитоплазматической мембраны. Таким образом, реакция окисления железа (II) происходит на внешней стороне мембраны, причем  $Fe^{2+}$ ,  $H^+$  и  $O_2$  поступают из внешней фазы, а продукты окисления  $Fe^{3+}$  и  $H_2O$  возвращаются в нее. Причем  $Fe^{3+}$  возвращается в раствор в виде хелатных соединений с ферментами, часть его разрушается, а около 50% постоянно присутствует в растворе в виде отрицательно заряженного комплекса.

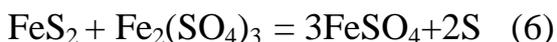
При переносе электронов по цитохромной цепи от железа на кислород создается протонный потенциал и выделяется достаточное количество энергии, чтобы синтезировать одну молекулу АТФ на два прошедших электрона. Для этого необходимо чтобы величина  $Eh$  была равна 0,33 В. На внутренней стороне мембраны, где происходит восстановление кислорода, потенциал пары  $0,5 O_2/H_2O$  при  $pH$  5...6 равен 0,89 В, в то время как на внешней стороне мембраны при  $pH$  2 этот потенциал составляет 0,22 В. Эта разница образуется в основном за счет градиента  $pH$  и только 0,12 В поступает от дыхательной цепи клетки.

Таким образом, основная часть энергии при окислении  $Fe^{2+}$  бактериями генерируется при передаче ионов  $H^+$  в результате хемоосмотической АТФ - фазной реакции, протекание которой обеспечивается градиентом  $pH$  и мембранным или протонным потенциалом. Потребление протона на внутренней стороне цитоплазматической мембраны при окислении железа приводит к подщелачиванию среды внутри клетки до  $pH$  5,5...6 по реакции



Окисление железа (II) происходит на внешней стороне цитоплазматической мембраны, когда электроны посредством цитохромной системы проходят через мембрану и поступают в клетку, где кислород, принимая электроны, окисляется до воды, и получаемая при этом энергия идет для синтеза АТФ, используемой бактериями для фиксации углекислоты в процессе хемосинтеза и роста клеток.

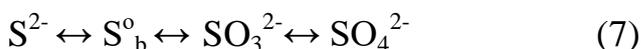
3. Сера, как известно, входит в состав сульфидных минералов в виде  $S^{2-}$ . При бактериальном окислении сульфидов окисление сульфидной серы до элементной происходит при электрохимической реакции окисления сульфидной поверхности и под действием бактерий, например:



при участии ферментов - сульфидоксидазы и полисульфиδο-оксидазы. Окисление этой серы бактериями сопряжено также с генерацией АТФ.

Образующаяся элементная сера является единственным твердым продуктом окисления таких сульфидных минералов, как арсенопирит, пирит, пирротин, халькопирит и др. Элементная сера переходит в пульпу при выщелачивании в виде отдельных агрегатов, а также покрывает поверхность минералов. На этой сере происходит адгезия минеральных клеток, которые при таком непосредственном контакте осуществляют ее окисление до сульфат-ионов. Следует учитывать, что при бактериальном окислении таких хорошо окисляющихся минералов, как пирротин, образуется большое количество элементной серы, которая является хорошим субстратом для бактерий *A. thiooxidans*. Поэтому в жидкой фазе пульпы количество этих бактерий увеличивается до  $10^9 \dots 10^{10}$  кл/мл.

Общая схема бактериального окисления сульфидной серы может быть представлена в виде:

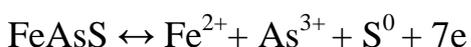


Ромбическая элементная сера перед окислением ее ферментами должна быть в таком состоянии, при котором возможно ее растворение липидами и фосфолипидами микробного синтеза. Поэтому при бактериальном окислении сульфидной серы образуется элементная сера  $\beta$ -модификации, которая хорошо растворяется в таких органических растворителях как липиды и фосфолипиды. Сера  $\beta$ -модификации, растворенная компонентами мембраны клеток, транспортируется в периплазматическое пространство клетки, где окисляется на наружной стороне цитоплазматической мембраны и на ее инвагинатах при участии ферментов.

Механизм бактериального окисления и выщелачивания сульфидных минералов можно представить на примере арсенопирита следующим образом с учетом кинетики процесса и особенностей биохимического окисления железа и серы.

Бактериальные клетки сорбируются и прочно закрепляются на поверхности арсенопирита. Под действием химических агентов кислорода и трехвалентного железа, а также биологических агентов ферментативных систем бактерий элементы кристаллической решетки минерала - железо и сера - подвергаются окислению, при этом поверхность минерала разрушается и компоненты кристаллической решетки выщелачиваются. Двухвалентное железо, образующееся при этом, входит в состав активного центра фермента, как связующее звено между минералом и ферментом, находясь с обоими в соединении и удерживая субстрат около активного центра фермента. Последующий распад этого комплекса дает конечный продукт окисления - трехвалентное железо. Подобному бактериальному окислению подвергается сульфидная сера, конечным продуктом ферментативного окисления которой является сульфат-ион.

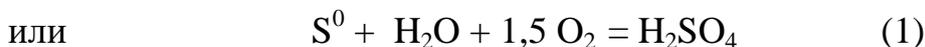
В соответствии с реакцией:



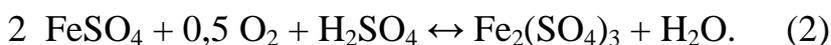
при электрохимическом процессе на поверхности арсенопирита образуется закисное железо, элементная сера и мышьяковистая кислота:



На поверхности арсенопирита железо и сера подвергаются биокаталитическому окислению до соединений высшей степени окисления.. Элементная сера под действием серосодержащих ферментов переходит в b-модификацию и окисляется до сульфат - ионов.



Двухвалентное железо, которое образуется при деструкции кристаллической решетки минерала за счет восстановления трехвалентного железа арсенопирита с принятием электронов от серы и мышьяка, окисляется микроорганизмами до трехвалентного в диффузионном слое минерала и при выходе его из минерала в объеме раствора:



Окисное железо при этом частично переходит в раствор и остается в диффузионном слое минерала, что обеспечивает его быстрое взаимодействие с сульфидной поверхностью.

Мышьяк в растворе присутствует в виде мышьяковистой кислоты, т.к. он может существовать в виде катиона только в сильноокислых растворах:

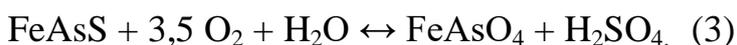
$\text{As}^{3+} + 3 \text{H}_2\text{O} = \text{AsO}_3^{3-} + 6 \text{H}^+ = \text{H}_3\text{AsO}_3 + 3 \text{H}^+$  Мышьяковистая кислота, в свою очередь, окисляется до мышьяковой кислородом:



При наличии в растворе окисного железа образуется арсенат:



Таким образом, конечными продуктами бактериального окисления и выщелачивания арсенопирита являются арсенат железа и серная кислота:



2. Схематическая модель механизма бактериального окисления арсенопирита представлена на рисунке 1, где показана тесная связь процессов биологического характера и связанных с ними электрохимических процессов на поверхности арсенопирита и в объеме жидкой фазы. Поэтому ускорение ферментативными системами бактерий электрохимических реакций окисления сульфидных минералов можно назвать биоэлектрокатализом.

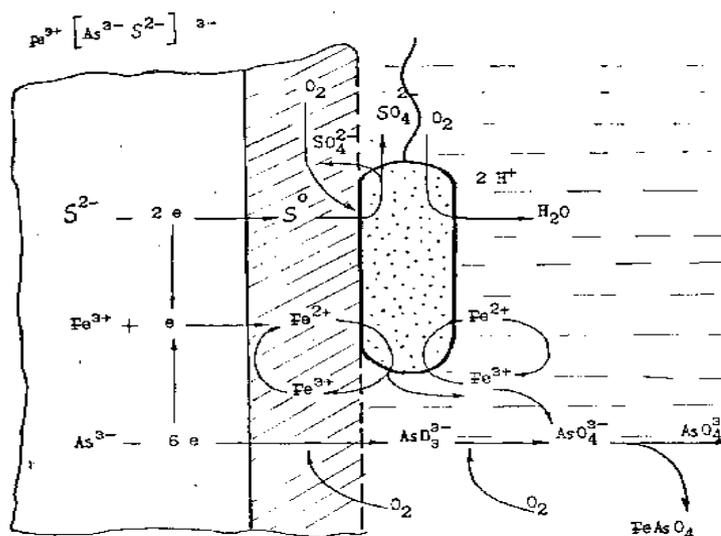
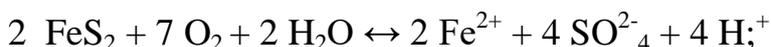


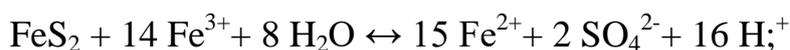
Рис.1: Схематическая модель процесса бактериального окисления и выщелачивания арсенопирита

Подобный механизм бактериального окисления и выщелачивания сульфидных минералов характерен и для других минералов, как содержащих в своей структуре железо, так и не имеющих его.

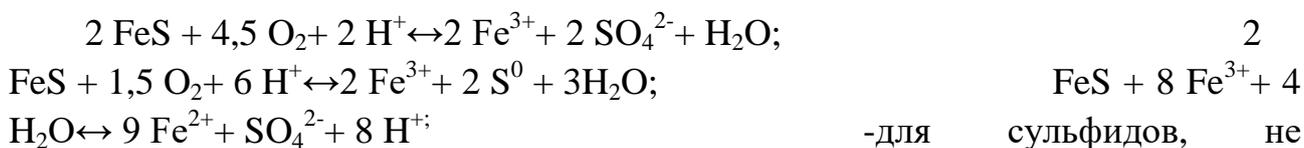
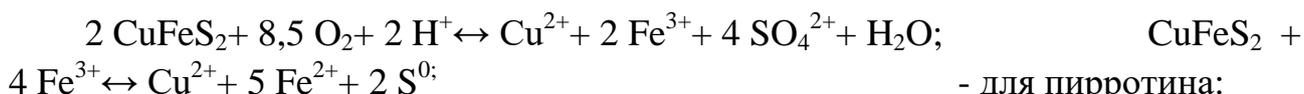
Общими при бактериальном окислении сульфидных минералов, содержащих железо, будут реакции 4 и 5, остальные реакции окисления

- для пирита:

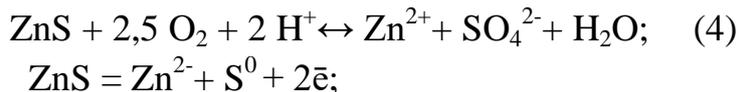




для халькопирита:



содержащих железа, например, сфалерита:

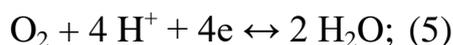


Однако в рассматриваемом механизме не учитывается один немаловажный фактор - наличие в выщелачиваемом материале нескольких сульфидных минералов, которые отличаются своими электрохимическими характеристиками, а, следовательно, находясь в пульпе в присутствии бактерий, оказывают взаимное влияние на окисление и выщелачивание друг друга.

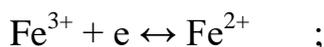
Рассмотрим механизм электрохимических реакций при бактериальном выщелачивании смеси минералов - арсенопирита и пирита.

Катодная реакция гальванического взаимодействия арсенопирита и пирита ( $j=0,45 \text{ В}$ ) может осуществляться тремя различными путями:

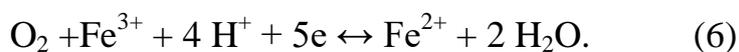
- деполяризация пирита кислородом



деполяризация пирита окисным железом



Смешанная деполяризация кислородом и окисным железом



Эти катодные реакции дополняются анодной

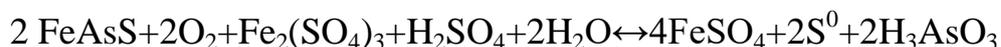


Сумма реакций (5) и (7)



представляет собой механизм окисления арсенопирита при непосредственном взаимодействии его с бактериями и кислородом, т.е. "прямой" механизм.

Сумма реакций (6) и (7)

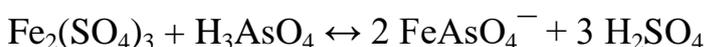
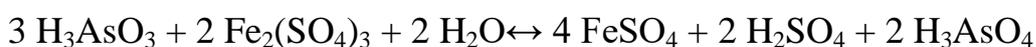


представляет собой механизм окисления арсенопирита оксидным железом при участии бактерий, т.е. “косвенный” механизм.

При деполяризации пирита в условиях бактериального выщелачивания основным деполяризатором является оксидное железо. Скорость реакции, проходящей при участии кислорода в 500-600 раз меньше скорости, обусловленной наличием оксидного железа, которого в 20-25 тысяч раз больше концентрации кислорода. Поэтому по катодной (4) и анодной (5) реакциям основная роль при окислении арсенопирита принадлежит  $Fe^{3+}$ .



Помимо реакции (8) протекают реакции:



- итоговая реакция



аналогична реакции (3).

3. Схема механизма бактериального окисления арсенопирита в присутствии пирита и микроорганизмов представлена на рис. 2.

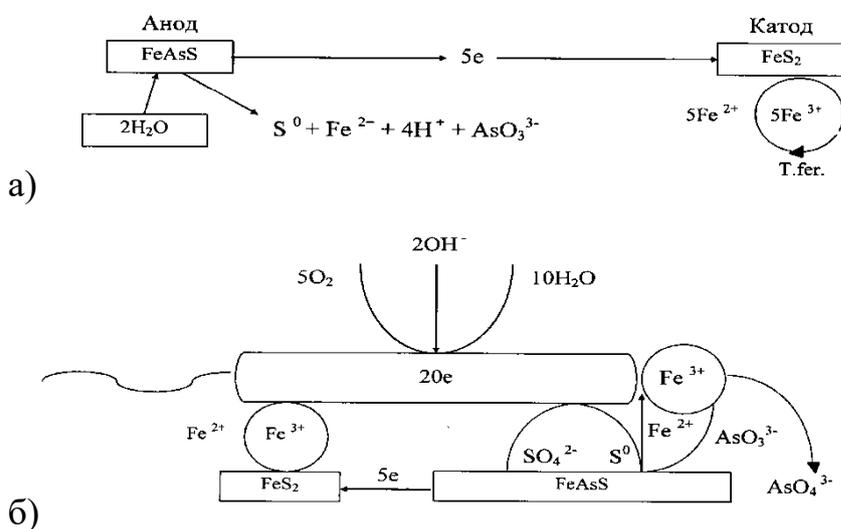


Рис. 2: Схема механизма бактериального окисления пирита и арсенопирита, представленного в виде катодно – анодной реакции (а) и в присутствии клетки (б).

При рН 2,0...1,2, ОВП жидкой фазы 0,78...0,84 В и концентрации железа 7...15 г/л, арсенопирит термодинамический неустойчив и разрушается через промежуточные фазы реальгара и аурипигмента с образованием закисного железа, о-мышьяковистой кислоты и элементарной серы. Арсенопирит

заряжается отрицательно, координируя вокруг себя положительно заряженную сферу.

Пирит является первичным акцептором электронов. Ионы оксидного железа (0,5...1 моль/л) восстанавливаются на пирите до закисного, который выполняет функцию вторичного акцептора электронов. При этом анодная и катодная реакции делокализованы в пространстве. Образующееся закисное железо окисляется бактериями до окисного. Конечным акцептором электронов является кислород. Окисление закисного железа осуществляется бактериями, как находящимися в растворе, так и иммобилизованными на минерале. Окисление элементной серы бактериями происходит в основном на поверхности минерала. Таким образом, бактерии катализируют процессы окисления элементов кристаллической решетки ( $\text{Fe}^{2+}$  и  $\text{S}^{2-}$ ), т.е. служат переносчиками электронов к их конечному акцептору кислороду через цепь промежуточных акцепторов - пирит и оксидное железо.

#### Вопросы для повторения:

- 1. Как вы представляете механизм бактериального окисления и выщелачивания сульфидных минералов (наприм. арсенопирита)?*
- 2. Напишите реакции конечного продукта бактериального окисления и выщелачивания арсенопирита?*
- 3. Опишите схематическую модель процесса бактериального окисления и выщелачивания арсенопирита?*
- 4. Охарактеризуйте процесс бактериального окисления при наличие в выщелачиваемом материале нескольких сульфидных минералов?*
- 5. Опишите схему механизма бактериального окисления пирита и арсенопирита?*

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

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



## **МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ**

Для проведения практических работ

ПО КУРСУ:

## **ПОДГОТОВКА РУД К ПЕРЕРАБОТКЕ**

**Навои – 2020 г.**

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №1

### Основные термины и условные знаки используемые при обогащении руд.

К основным технологическим показателям обогащения относятся: содержание ценных компонентов в исходном сырье и продуктах обогащения, степень концентрации полезного компонента, выхода продуктов обогащения и извлечения компонентов в продукты обогащения.

Введем обозначения:

$\alpha$ ,  $\beta$ ,  $\theta$ , - содержание ценного компонента соответственно в исходном сырье, концентрате и хвостах, %;

$\gamma$  – выход продукта, %;

$\varepsilon$  - извлечение компонента в концентрат, %;

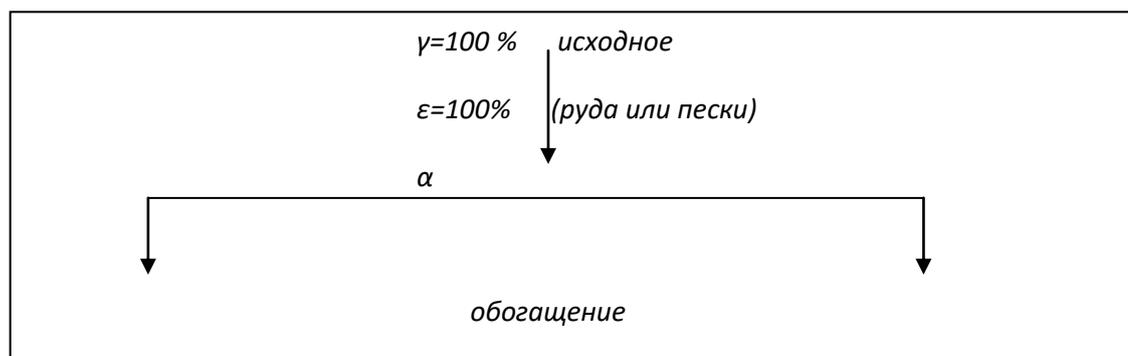
$n$ - степень концентрации.

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:

$$100 = \gamma_k + \gamma_{xv}$$

Используя принятые обозначения, составим баланс по ценному компоненту:

$$100\alpha = \gamma_k \beta + \gamma_{xv} \theta$$

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

Решая уравнения относительно  $\gamma_k$ , находим:  $\gamma_k = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} \cdot 100\%$ .

Расчетная формула для выхода хвостов будет:  $\gamma_{xв} = \frac{\beta - \alpha}{\beta - \theta} \cdot 100\%$ .

Определим извлечение компонента в концентрате:

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

$$\text{в хвостах } \varepsilon_{xв} = \frac{\beta - \alpha}{\beta - \theta} \cdot \frac{\theta}{\alpha} \cdot 100\% = \frac{\gamma_{xв} \cdot \theta}{\alpha}, \%$$

Потери ценного компонента с хвостами обогащения определяются по формуле:

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

Степень концентрации (обогащения) определяется по формуле:

$$\kappa = \frac{\beta}{\alpha}.$$

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:

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

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №2

### Показатели и методы обогащения, основные понятия о схемах обогащения.

Технологические схемы обогащения и переработки руд. Для флотации руд с относительно тонким вкраплением калийных минералов (до 0,5–1 мм) применяют схемы мелкозернистой флотации.

Если в руде находится несколько полезных минералов, то их обычно флотируют по схеме прямой селективной флотации (например, при флотации сильвинито-карналлитовой руды вначале выделяется сильвинитовый, затем карналлитовый концентрат).

Мелкозернистый концентрат должен подвергаться грануляции. Технологическая схема обогащения сильвинитовой руды Березниковского месторождения приведена на рис. 7.8. В связи с необходимостью промышленного освоения сильвинитовых руд, содержащих большое количество глинистых шламмов, начали применять комбинированные схемы, в которых к флотационной схеме добавлены процессы растворения и кристаллизации (рис. 7.9). Им подвергаются хвосты грубой флотации, тонкие шламы и пыль, образующаяся при сушке концентрата.

Иногда на растворение поступают и мелкие фракции руды, содержащей большое количество глинистого материала, а также некоторые промпродукты. Применение комбинированных схем позволяет существенно (на 5–10%) повысить извлечение калия и уменьшить содержание мелких фракций в концентрате.

Доизвлечение калия в комбинированных схемах растворением и кристаллизацией основано на лучшей растворимости сильвина по сравнению с галитом в подогретой воде. При 80–110°C галит практически не растворяется и удаляется в отвал после обезвоживания и промывки. Хлористый калий выкристаллизовывается из насыщенных растворов в вакуум-кристаллизаторах, вследствие быстрого испарения воды температура щелока понижается, растворимость хлорида калия уменьшается и он выпадает в осадок. Крупность получаемых кристаллов при достаточном времени кристаллизации может достигать 3 мм.

Калийные руды Беларуси, представленные Старобинским месторождением, отличаются высоким содержанием нерастворимого осадка (до 12%), поэтому при их переработке предусматривают схемы с пятистадийным обесшламливанием (рис. 7.10).



Рис. 7.8. Технологическая схема обогащения сальвинитовой руды Березниковского месторождения

Добываемая руда выдается на поверхность скиповыми подъемами и поступает в корпус дробления. Назначение участка дробления – подготовка исходной руды к операции мокрого измельчения до крупности менее 20 мм.

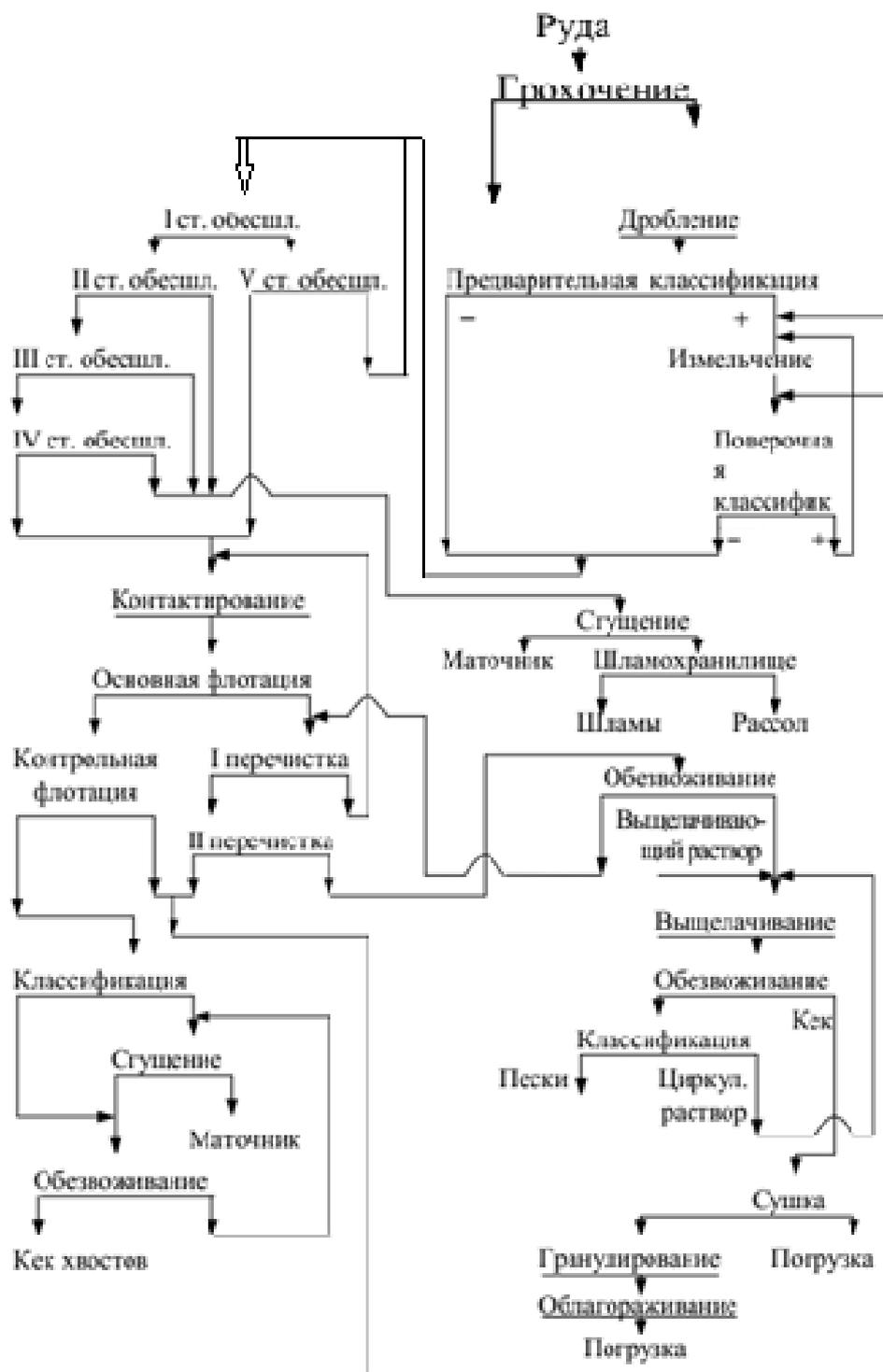


Рис. 7.10. Технологическая схема обогащения сильвинитовой руды Старобинского месторождения

Руда из корпуса дробления и склада дробленой руды подается на дуговые грохота для предварительной классификации, в результате которой из питания измельчения выводится часть руды с крупностью частиц, соответствующей флотационной, в целях снижения переизмельчения питания флотации. Руда перед дуговым грохотом смешивается с обратным маточником, в результате чего образуется пульпа. Подрешетный продукт предварительной классификации поступает на первую стадию обесшламливания. Надрешетный

продукт направляется в операцию измельчения, осуществляемую в стержневых мельницах. Слив мельницы поступает на дуговые грохота поверочной классификации. Надрешетный продукт поверочной классификации возвращается в операцию измельчения (циркулирующая нагрузка), подрешетный продукт – в зумпфы питания первой стадии обесшламливания.

На обогатительной фабрике применяется пятистадийная схема обесшламливания, основной целью которой является стабильное обеспечение в конечном обесшламленном продукте (в питании основной сильвинитовой флотации) минимальной массовой доли нерастворимого остатка, так как его содержание в руде достигает 12%.

Первая стадия обесшламливания осуществляется в гидроциклонах. Слив гидроциклонов, содержащий основную часть глинистых и карбонатных шламов, поступает на вторую стадию обесшламливания на гидросепараторы. Третья стадия предусматривает промывку песков второй стадии обесшламливания в гидросепараторах.

Четвертая стадия осуществляется в четырех пневмомеханических машинах. Пески гидроциклонов первой стадии обесшламливания разбавляются оборотным маточником и поступают на пятую стадию обесшламливания в гидроциклоны.

Питанием основной флотации являются пески гидроциклонов пятой стадии обесшламливания, разбавленные промежуточным продуктом первой перечистой флотации и обработанные в контактном чане реагентом-депрессором. В приемном кармане перед первой камерой основной флотации пески гидроциклонов обрабатываются гетерополярным катионным собирателем. Во вторые камеры флотационных машин основной флотации подается камерный продукт машин четвертой стадии обесшламливания, обработанный реагентом-депрессором в контактном чане.

В процессе основной и контрольной стадий флотации получают отвальные хвосты, которые направляются на обезвоживание в отделение фильтрации. Пенный продукт пяти камер основной флотации (черновой концентрат) направляется в перечистные операции, а пенный продукт двух камер контрольной флотации объединяется с камерным продуктом второй перечистой флотации и самотеком поступает в зумпф слива мельниц. Промпродукт первой перечистой флотации направляется в питание основной флотации.

Концентрат второй перечистой флотации подается на обезвоживание в отделение фильтрации. Камерный продукт контрольной флотации перекачивается на предварительное сгущение в гидроциклоны в отделение фильтрации. Пески гидроциклонов поступают в пульподелители. Слив

гидроциклонов направляется на сгущение в сгустители. Разгрузка сгустителей объединяется в пульподелителях с песками гидроциклонов и распределяется по вакуум-фильтрам. Кек хвостов удаляется для складирования в отделение отвалов и хвостового хозяйства.

Пенный продукт второй перерывной флотации направляется в отделение фильтрации на первую стадию обезвоживания. Кек концентрата после первой стадии обезвоживания направляется в отделение выщелачивания. Фильтрат подается в отделения измельчения и флотации с последующей подачей его в питание первой перерывной флотации. Кек концентрата первой стадии обезвоживания поступает в выщелачивающую машину. В машину подается выщелачивающий раствор – «красная вода» (промывные воды систем пылегазоулавливания отделений гранулирования и сушки). После выщелачивания концентрат обезвоживается и транспортируется в отделение сушки.

Слив гидросепараторов (вторая, третья стадии) совместно с пенным продуктом четвертой стадии обесшламливания направляется на осветление в шламовые сгустители. Сгущенный шламовый продукт насосами перекачивается на шламохранилище. Слив шламовых сгустителей совместно со сливом хвостового сгустителя самотеком направляется в баки маточника отделения сгущения и затем в коллектор маточника фабрики.

Сушка кека концентрата осуществляется в аппаратах «кипящего слоя». В качестве теплоносителя используются топочные газы, получаемые сжиганием мазута в топке и смешиваемые с воздухом.

Гранулирование мелкозернистого хлористого калия осуществляется на четырех грануляционных линиях. Гранулированный полуфабрикат транспортируется в отделение погрузки. При обогащении калийных солей во всех технологических схемах предусматривается сохранение постоянного и оптимального водного баланса.

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №3

### Основные понятия о количественных схемах.

Из расчетного баланса металла переносятся технологические показатели по исходному и конечному продуктам на схему, представленную на рис.1. Нумеруются все операции и продукты. Исходя их практики обогащения медных руд принимаются следующие значения содержаний меди в продуктах разделения:

$$\beta_3=8\%, \beta_4=0,2\%, \beta_6=2\%, \beta_7=0,8\%$$

Назначении содержания металла в продуктах разделения следует пользоваться допустимыми значениями степени обогащения (степени концентрации), которые могут быть достигнуты в различных операциях флотации. Степень обогащения в основных операциях составляет 10-20 (при расчете принципиальных схем флотации бедных руд можно принять 100-200), в перечистных 1,2-3, причём в каждой последующей операции перечистой флотации степень обогащения должна уменьшаться.

После составления и решения системы линейных уравнений для каждой операции разделения, определяются выход всех продуктов. Расчет схемы ведётся снизу вверх, т.е. от последних операций к первой.

Для каждой операции разделения составляются уравнения баланса по массе продуктов и по ценному компоненту.

#### Перечистная флотация

Уравнения баланса по массе продуктов

$$\gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6$$

Уравнения баланса по ценному компоненту

$$\gamma_3\beta_3 = \gamma_5\beta_5 + \gamma_6\beta_6$$

Решается система линейных уравнений

$$\begin{cases} \gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6 \\ \gamma_3\beta_3 = \gamma_5\beta_5 + \gamma_6\beta_6 \end{cases}$$

Из таблицы баланса металлов известно, что

$$\gamma_5 = 2,55, \text{ тогда}$$

$$\gamma_3 = 2,55 + \gamma_6$$

После подстановки в уравнение значений  $\gamma_3, \beta_3, \beta_5, \beta_6$  получается:

$$(2,55 + \gamma_6) \cdot 8 = 2,55 \cdot 18 + \gamma_6 \cdot 2$$

Это уравнение решается относительно  $\gamma_6$ , в результате чего находится  $\gamma_6=4,25, \gamma_3=6,8$ .

#### Контрольная флотация

Аналогичным путем составляются уравнение баланса для операции III

$$\begin{cases} \gamma_4 = \gamma_7 + \gamma_8 \\ \gamma_4 \beta_4 = \gamma_7 \cdot \beta_7 + \gamma_8 \cdot \beta_8 \end{cases}$$

$\gamma_8 = 97,45$  (из таблицы баланса металла)

$$\gamma_4 = \gamma_7 + 97,45$$

Система уравнений решается относительно  $\gamma_7$

$$(\gamma_7 + 97,45) \cdot 0,2 = \gamma_7 \cdot 0,8 + 97,45 \cdot 0,041$$

$$\gamma_7 = 25,82. \quad \gamma_4 = 25,82 + 97,45 = 123,27.$$

По известным значениям  $\gamma_4$  и  $\gamma_6$  определяется  $\gamma_3$

$$\gamma_3 = \gamma_5 + \gamma_6 = 2,55 + 4,25 = 6,8$$

Затем рассчитываются значения извлечения металла в каждом продукте по формуле

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma_n \cdot \beta_n}{\alpha}$$

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №4

### 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

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

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:

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

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:

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

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №5

### Расчет схем дробления и их виды.

**Операции дробления** применяются для подготовки полезного ископаемого к измельчению в мельницах или подготовки его непосредственно к операциям обогащения, что имеет место при обогащении ископаемых с крупной вкрапленностью полезных минералов. На дробильно-сортировочных фабриках операции дробления имеют самостоятельное значение.

В схемы дробления обычно включают операции предварительного и поверочного грохочения. Их принято относить к той операции дробления, в которую поступает верхний продукт грохота.

Операция дробления вместе с относящимися к ней операциями грохочения составляет стадию дробления, а совокупность стадий дробления — схему дробления (рис. 1).

Стадии дробления (рис. 2) имеют четыре разновидности:

А — операции предварительного грохочения, дробления и поверочного грохочения;

Б — операции предварительного грохочения и дробления;

В — операции дробления и проверочного грохочения;

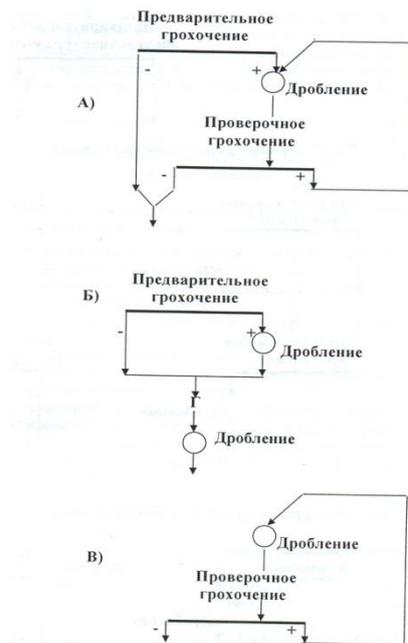
Г — операция дробления.



**Рис. 1. Схема дробления**

Схемы дробления включают одну, две, три и более стадий дробления.

Число одностадийных схем равно числу разновидностей стадии дробления, т. е. равно четырем. Число возможных вариантов двухстадийных схем дробления значительно больше.

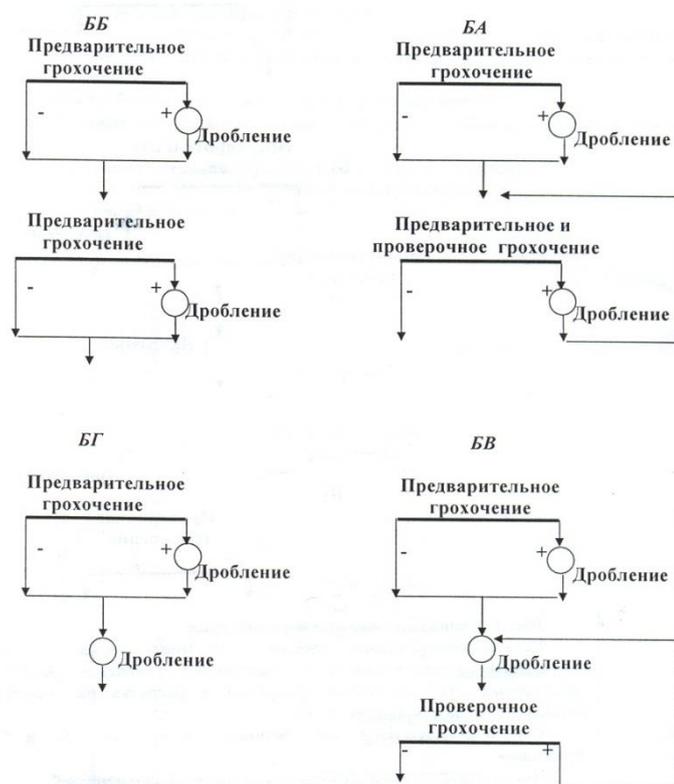


**Рис. 2. Разновидности стадий дробления.**

Каждый вариант одностадиальной схемы дробления может быть развит в двухстадиальную схему путем дополнения его любой из четырех разновидностей стадий дробления. Например, одностадиальную схему разновидности *Б* можно дополнить любой из разновидностей *А*, *Б*, *В*, *Г* и таким образом получить четыре возможных варианта двухстадиальной схемы дробления *БА*, *ББ*, *БВ* и *БГ* (рис.3).

Общее число возможных вариантов двухстадиальных схем дробления будет  $4^2=16$  (*АА*, *ЛБ*, *АВ*, *АГ*, *БА*, *ББ*, *БВ*, *БГ*, *ВА*, *ВБ*, *ВВ*, *ВГ*, *ГА*, *ГБ*, *ГВ*, *ГГ*).

Число возможных вариантов трехстадиальных схем дробления  $4^3=64$ . Число же возможных вариантов схем, включающих *n* стадии дробления,  $N_n = 4^n$ .



**Рис. 3. Варианты развития одностадиальной схемы в двухстадиальную.**

***Выбор схемы дробления при подготовке руды к измельчению в стержневых и шаровых мельницах***

Для выбора рациональной схемы дробления из большого числа возможных схем необходимо решить следующие вопросы: о числе стадий дробления; о необходимости операций предварительного и поверочного грохочения в отдельных стадиях дробления.

Число стадий дробления определяется начальной и конечной крупностью дробимого материала.

Максимальная крупность кусков в исходной руде зависит от производительности рудника и системы горных работ. Наиболее крупная руда получается при открытых работах и большой производительности, а наименее крупная — при подземных работах и малой производительности рудника. Нормами технологического проектирования обогатительных фабрик черной и цветной металлургии установлена определенная зависимость между производительностью фабрики и максимальн крупностью кусков руды, поступающей из рудника (табл. 2).

**Таблица 2. Максимальная крупность кусков руды для рудообогатительных фабрик**

Производительность	Максимальная крупность кусков руды D, мм
--------------------	--

фабрики по руде, т/сутки	Открытые Работы	Подземные работы
Малая до 300.....	350 – 500	250
Средняя 300 – 6000.....	700 – 1000	400
Большая 6000 – 15000.....	900 – 1200	600 – 700
Очень большая > 15000.....	1200 – 1500	---

Наивыгоднейшая крупность дробленого продукта, поступающего в измельчение, находится в пределах от 8 — 0 до 30 — 0 мм.

$D$  и  $d$  – размеры кусков соответственно в исходной руде и в дробленом продукте, мм.

Общая степень дробления равна произведению степеней дробления в отдельных стадиях. Дробилки крупного, среднего и мелкого дробления позволяют получить за один прием следующие степени дробления:

-дробилки крупного дробления — до 5;

-конусные дробилки для среднего приема дробления при работе без поверочного грохочения — до 6;

-те же дробилки при работе в замкнутом цикле с поверочным грохотом — до  $8 \div 10$ ;

-конусные дробилки мелкого дробления при работе без поверочного грохота — до  $3 \div 5$ ;

-те же дробилки при работе в замкнутом цикле — до 8.

Минимальная степень дробления  $S_{min} = 8,3$  не может быть достигнута в одну стадию в дробилке первого приема, поэтому число стадий сухого дробления перед измельчением должно быть не менее двух.

Максимальная степень дробления  $S_{max} = 160$  может быть получена при трех стадиях дробления, например

$$S_{max} = 160 = 4 \cdot 5 \cdot 8$$

$$S_{max} = 160 \approx 4,5 \cdot 5,5 \cdot 6,5$$

Отсюда следует первое правило выбора схемы дробления: *число стадий дробления при подготовке руд к измельчению должно равняться двум или трем.*

Исключения из этого правила могут быть сделаны для обогащательных фабрик очень малой (до 100 т/сутки) или очень большой (свыше 40 – 60 тыс. т / сутки) производительности, причем в последнем случае — только при поступлении на фабрику крепких руд, при дроблении которых получают куски плитняковой формы.

Это правило относится к установке стандартных щековых и конусных дробилок. Опытные инерционные дробилки института Механобр и молотковые

дробилки дают высокие степени дробления. При установке таких дробилок достаточно двух стадий дробления, даже при поступлении на фабрику крупнокусковой руды.

На обогатительных фабриках очень малой производительности возможно применение одностадиальных схем дробления с установкой щековых дробилок со сложным качанием щеки, дающих более высокую степень дробления, чем обычные щековые дробилки. Для таких фабрик, во избежание усложнения схемы дробления, допускается повышенная крупность кусков в питании мельницы.

На обогатительных фабриках очень большой производительности, перерабатывающих твердые руды плитнякового сложения (типа криворожских магнетитовых кварцитов), применяются четырех стадийные схемы дробления.

*Операции предварительного грохочения* применяются для сокращения количества материала, поступающего в дробление (за счет отсева мелочи), и увеличения подвижности материала в рабочей зоне дробилки. Последнее особенно необходимо при дроблении в конусных дробилках среднего и мелкого дробления, склонных к забиванию их рудной мелочью.

Введение в схему дробления операций предварительного грохочения вызывает увеличение капитальных затрат и усложняет цех дробления. Поэтому предварительное грохочение следует применять при достаточно высоком содержании отсеваемого класса в исходном материале, а также при высокой влажности этого класса, когда значительно понижается производительность дробилки.

Предельное содержание отсеваемого класса в исходной руде, при котором оправдывается предварительное грохочение перед дроблением, зависит от степени дробления (табл. 3)

**Таблица 3. Предельное содержание отсеваемого класса в исходной руде, при котором оправдывается предварительное грохочение перед дроблением**

Показатели	Степень дробления					
	2	3	4	5	6	7
Предельное содержание отсеваемого класса, %	28	26	21	17	15	14
Содержание отсеваемого класса при прямоугольной характеристике крупности исходной руды, %	50	33	25	20	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 возвратить 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.

### **Примера расчета:**

#### **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  $S_{общ} = \frac{D_{max}}{d_{max}} = \frac{1000}{10} = 100$  можно достичь только в результате осуществления трехстадиальной схемы дробления. Если  $S_1 = S_2 = S_3$ , то

$$S_{cp} = \sqrt[3]{S} = \sqrt[3]{100} = 4,65$$

При наличии контрольного грохочения в последней стадии степень дробления в I и II стадиях должна быть меньше, чем  $S_{cp}$ .

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,

$$i_1 = \frac{d_1}{Z_1} = \frac{250}{1,5} = 166,6 \text{ мм (принимаем 70 мм)};$$

$$i_2 = \frac{d_2}{Z_2} = \frac{60}{2} = 30 \text{ мм (принимаем 30 мм)};$$

$$i_3 = \frac{d_3}{Z_3} = \frac{10}{2,5} = 4 \text{ мм (принимаем 4 мм)};$$

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.

Для расчета схем дробления и выбора дробилок и грохотов необходимо пользоваться характеристиками крупности исходной руды и продуктов дробления, представленными на рис. 1.2.

нимается следующая схема дробления представленная на рис.4.

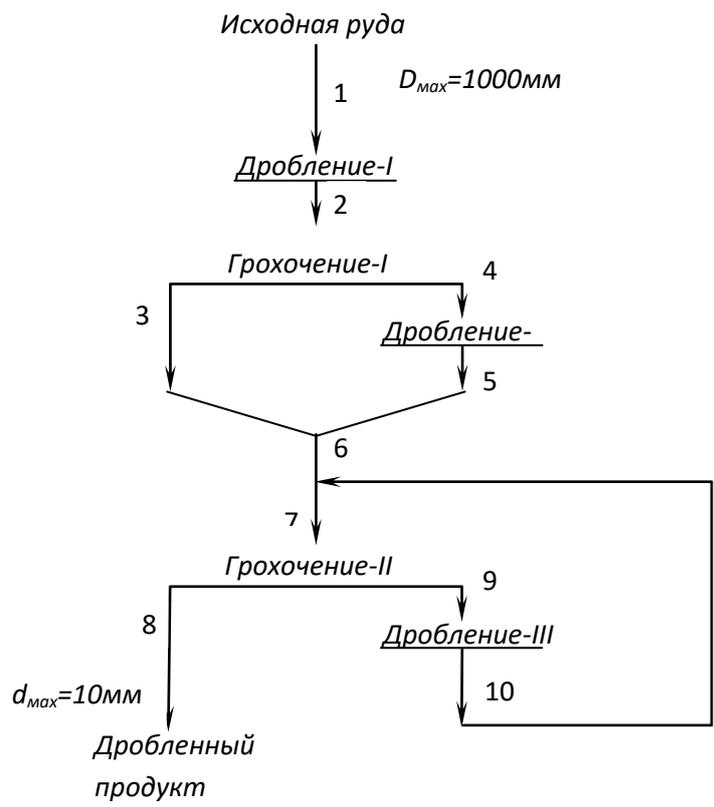
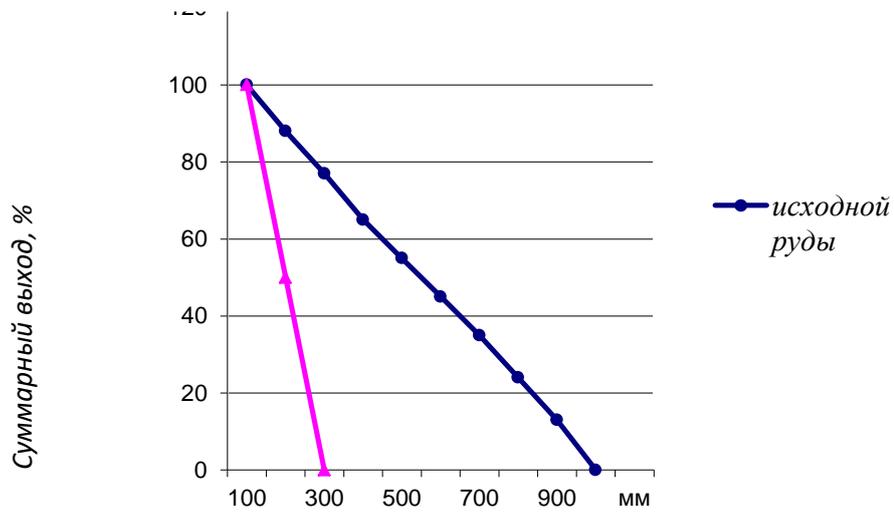


Рис. 4. Схема дробления



**Расчет выходов продуктов дробления и грохочения**

Определяется по формуле: **Рис.5. Ситовые характеристики.**

формуле:

$$Q_{op} = \frac{K \cdot Q_{\phi} \cdot m_{\phi}}{n \cdot m_{op}}, \quad \text{т/ч},$$

- где K – коэффициент неравномерности, равный 1,1;
- Q<sub>др</sub> – производительность отделения дробления, т/час;
- Q<sub>ф</sub> – 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);

$m_{\text{ф}}$ ,  $m_{\text{др}}$  – число дней работы в неделю фабрики и отделения дробления соответственно.

$$\text{Тогда } Q_{\text{оп}} = \frac{(1,1 \cdot 10000 \cdot 7)}{21 \cdot 6} = 611 \text{ т/ч.}$$

Следовательно, количество руды, поступающей на I стадию дробления:

$$Q_1 = Q_{\text{оп}} = 611 \text{ т/ч.}$$

Количества руды, поступающей на грохочение I:

$$Q_2 = Q_1 = 611 \text{ т/ч.}$$

Количество руды, поступающей на II стадию дробления после грохочение I, определяется по ситовой характеристике, изображенной на рис.5.:

$$Q_3 = Q_1 \cdot \beta_1 \cdot E_1,$$

Где  $Q_3$  – количество подрешетного продукта, т/ч;

$\beta_1$  – содержание класса -60 мм в долях единицы;

$E_1$  – эффективность грохочения в долях единицы.

По графику условного ситового анализа находим:

$$\beta_1^{-60 \text{ мм}} = 24\% \text{ или } 0,24.$$

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%.  $C = 120\%$

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:

$$Q_7 = Q_6 + Q_{10} = 611 + 733,2 = 1344,2 \text{ т/ч.}$$

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №6

### Расчет цикла дробления руд.

В соответствии с принятой крупностью дробленой руды степень дробления равна:

$$i = \frac{D_H}{d_H} = \frac{400\text{мм}}{15\text{мм}} = 26,3 \quad (1)$$

В обычно используемых щековых и конусных дробилках степень дробления составляет:

крупное дробление 3 – 5;

среднее дробление 4 – 6;

мелкое дробление 3 – 5,

в замкнутом цикле до 7.

При дроблении в несколько стадий общая степень дробления равна произведению степеней дробления в отдельных стадиях, т.е.

$$i_{\text{общ}} = i_1 \cdot i_2 \cdot \dots \cdot i_n \quad (2)$$

В нашем случае получить требуемую степень дробления можно при использовании трехстадиальной схемы. Средняя степень дробления равна:

$$i_{\text{ср}} = \sqrt[3]{26,67} = 2,9 \quad , \text{ что приемлемо.}$$

Для обеспечения принципа «не дробить ничего лишнего» в схемах дробления предусматривается предварительное грохочение. Для III стадии дробления его применение практически всегда оправдано; отказ от него во II стадии требует обоснования. Обоснование требуется также для применения предварительного грохочения перед I стадией дробления. Причин для таких обоснований мы в данном случае не имеем.

С целью контроля крупности дробленого продукта в III стадии обычно применяется проверочное (контрольное) грохочение.

Выбираем трехстадиальную схему дробления с предварительным грохочением во II стадии и совмещенными предварительным и контрольным грохочением в III стадии.

### 2.1.3 Расчет схемы дробления

1) Определение степени дробления и крупности дробленых продуктов по стадиям

$$i_1 = 1,55$$

$$i_2 = 4,0$$

$$i_3 = 4,3$$

Номинальная крупность дробленых продуктов по стадиям будет равна:

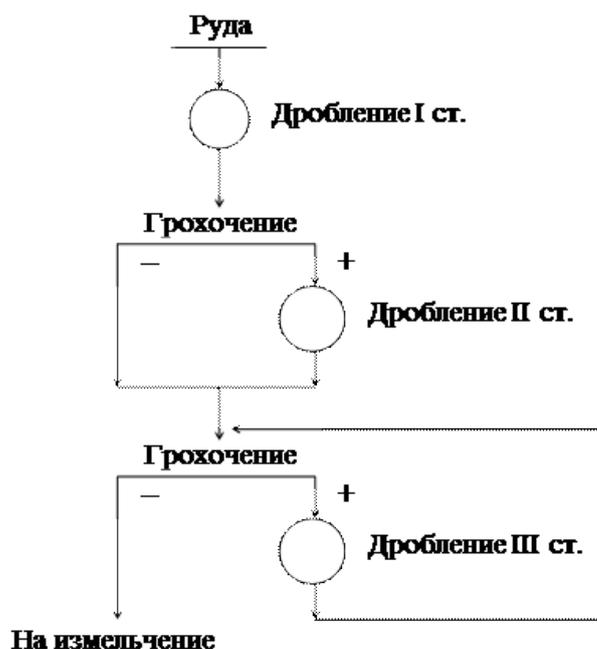


Рисунок 1- Схема дробления

2) Определение минимальной ширины и приемных отверстий дробилок.

Эти величины находим по формуле:

$$B = (1,15 - 1,20) \cdot D_H, (3)$$

где  $B$  – ширина приемного отверстия дробилки, мм;

$D_H$  – номинальная крупность руды в питании дробилки, мм.

Для I стадии  $V_I = 1,15 \cdot 400 = 460$  мм

Для II стадии  $V_{II} = 1,15 \cdot d_{H I} = 1,15 \cdot 258 = 26$  мм

Для III стадии  $V_{III} = 1,15 \cdot d_{H II} = 1,15 \cdot 64 = 75$  мм

### 3) Определение ширины разгрузочных щелей дробилок

Для определения этих величин воспользуемся формулой:

$$d_{Hn} = \frac{258}{4} = 64,5 \text{ мм}; \quad (4)$$

где – ширина разгрузочной щели дробилки, мм (для щековых и конусных дробилок крупного дробления это размер в фазе раскрытия профилей, для конусных дробилок среднего и мелкого дробления – в фазе смыкания профилей);

$d_H$  – номинальная крупность дробленого продукта, мм;

$Z$  – коэффициент закругнения.

Значения  $Z$  по стадиям дробления равны:

I стадия  $Z_I = 1,55$

II стадия  $Z_{II} = 3,0$

III стадия  $Z_{III} = 3,5$ .

В нашем случае для схемы с открытыми циклами дробления размер разгрузочных щелей равен:

$$I_1 = \frac{d_{H1}}{Z_1} = \frac{258}{1,55} = 167 \text{ мм}$$

$$I_{II} = \frac{d_{HII}}{Z_{II}} = \frac{65}{3} = 22 \text{ мм}$$

$$I_{III} = \frac{d_{HIII}}{Z_{III}} = \frac{15}{3,5} = 4 \text{ мм}$$

При работе дробилки в замкнутом цикле с грохотом ширина ее разгрузочной щели должна быть на 20 – 25 % меньше размера отверстия сита грохота.

В этом случае выход подрешетного продукта будет максимальным, а количество циркулирующего продукта минимальным. Принимаем в III стадии

$$b_{III} = d_{H III} - d_{H III} \cdot 0,2 = 15 - 15 \cdot 0,2 = 12 \text{ мм.}$$

#### 4) Определение выхода продуктов

Принимаем следующие обозначения:

$g_n$  – выход n-го продукта, % от исходного;

$Q_n$  – весовой выход n-го продукта, т/час;

$Q_{он}$  – объемный выход n-го продукта, м<sup>3</sup>/час.

Относительный выход (в %) продуктов, поступающих в каждую стадию дробления, определяем по литературным данным:

I стадия – 100 %;

II стадия – 85 %;

III стадия – 190 %.

Часовая производительность дробильного отделения равна:

$$Q_{ч} = \frac{Q_{г}}{340 \cdot 18 \cdot 0,8 \cdot 0,95} = \frac{2500000}{340 \cdot 18 \cdot 0,8 \cdot 0,95} = 537 \text{ т/ч.}$$

где  $Q_{ч}$  – часовая производительность, т/ч;

$Q_{г}$  – годовая производительность, т/год (по заданию);

340 – количество рабочих дней в году (по заданию);

18 – количество часов работы дробильного отделения, час/сут.;

0,8 – коэффициент использования оборудования;

0,95 – коэффициент, учитывающий неравномерность питания.

Количество продуктов, поступающих в дробилки:

I стадия  $Q_I = 537 \text{ т/ч}$ ;

II стадия  $Q_{II} = \frac{537 \cdot 85}{100} = 456 \text{ т/ч}$  ;

III стадия  $Q_{III} = \frac{537 \cdot 190}{100} = 1020 \text{ т/ч}$  .

Объемное количество материала, поступающего в дробилки, определится как отношение весового количества к насыпной массе. Отсюда:

$$Q_{обI} = \frac{537}{1,8} = 298,3 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$Q_{обII} = \frac{456}{1,8} = 254 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$Q_{обIII} = \frac{456}{1,8} = 254 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Результаты проведенных расчетов наносим на схему (рис. 2).

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №7

### Составление одностадиальной схемы измельчения.

Схема 7— открытый цикл измельчения, операция классификации отсутствует. На обогатительных фабриках эту схему применяют редко. Широко используется в цементном и глиноземном производстве, где переизмельчение не является нежелательным, а при тонком измельчении материалов в открытом цикле разжижение (увлажнение) готового продукта минимальное.

Схема 1—2 — открытый цикл измельчения с предварительной классификацией. Чаще всего применяется в схемах обогащения нерудных материалов и иногда при обогащении руд редких металлов, когда некоторые полезные минералы или вредные примеси концентрируются в одной из фракций крупности.

Схема 1—3 замкнутый цикл с поверочной классификацией. Наиболее широко применяемая схема измельчения дробленой руда до крупности 60—65 % класса —0,074 мм.

Схема 1—4 — замкнутый цикл с отдельными операциями предварительной и поверочной классификации. Применяется при мелком исходном материале крупностью не более 6—8 мм, содержащем более 15—20 % готового продукта.

Схема 1—5 — замкнутый цикл с совмещенными операциями предварительной и поверочной классификации — по технологическим параметрам аналогична схеме 1—4.

Схема 1—6 замкнутый цикл с контрольной классификацией. Применяется для получения тонкого продукта с содержанием класса —0,074 мм более 60—65 % при одностадиальном измельчении и используется для включения операций межциклового (вну-трициклового) обогащения слива первой классификации.

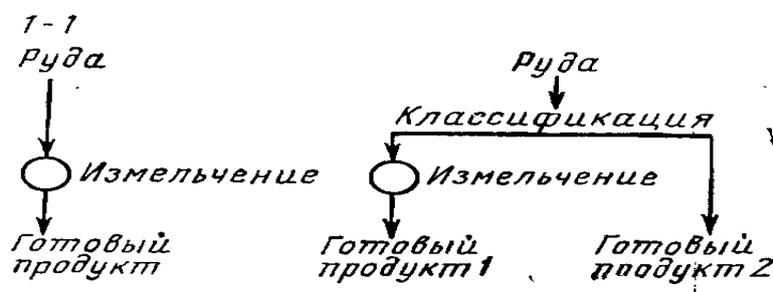


Рис. Открытоцикловые — одностадиальные схемы измельчения: 1-1 без предварительной классификации; 1-2 — с предварительной классификацией

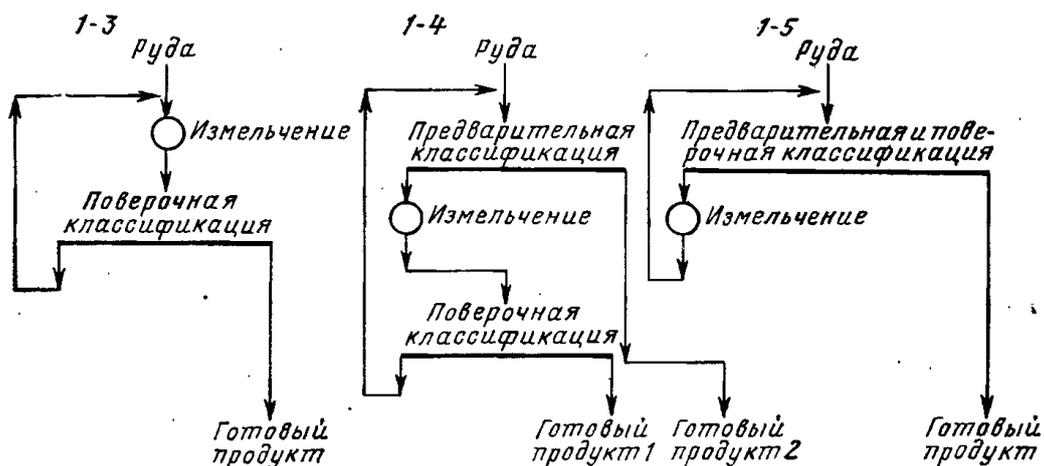


Рис. IV.77. Замкнутоцикловые Одностаднальные схемы измельчения:

*1—3 — без предварительной классификации; 1—4 — с предварительной и поверочной классификацией; 1—5 — с совмещенной предварительной и поверочной классификацией*

Применяется также для нормализации работы насосов и гидроциклонов в контрольной классификации. Механический классификатор в этом случае служит для выделения из продукта разгрузки мельницы наиболее крупных классов (так называемый «скальпирующий» классификатор). В ряде случаев «скальпирующий» классификатор заменяют вибрационным или барабанным грохотом, обеспечивающим выделение из продукта разгрузки мельницы крупных классов и нормализацию работы последующих насосов и гидроциклонов.

Схемы 1—7 и 1—8 являются разновидностями схем 1—4 и 1—6, используются для доизмельчения продуктов обогащения. Применение этих схем позволяет уменьшить содержание в готовом продукте классов избыточной крупности при одинаковом содержании твердого и контрольного класса крупности, получаемого в готовом продукте по схемам без контрольной классификации. Основным недостатком этих схем является высокое содержание готового продукта и влаги в песках контрольной операции классификации, что уменьшает эффективность измельчения их в мельнице. Схема 1—9 с двухступенчатой классификацией (с переклассификацией песков контрольной классификации совместно с питанием первой операции классификации) обеспечивает более эффективное измельчение продукта.

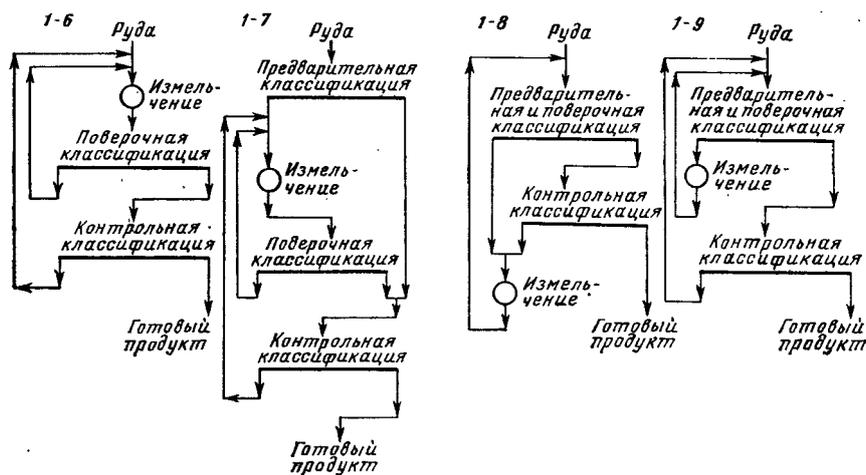


Рис. IV.78. Замкнутоцикловые одностадиальные схемы с дополнительной контрольной классификацией:

1—6 — слива поверочной классификации; 1—7 — объединенного слива предварительной и поверочной операций классификации; 1—8 — слива совмещенных операций предварительной и поверочной классификации; 1—9 — с двухступенчатой классификацией — слива совмещенных операций предварительной и поверочной операций классификации и песков контрольной операции в основной совмещенной классификации

Одностадиальные схемы измельчения применяются для измельчения руды до содержания 60—65 % класса —0,074 мм. Достоинства схем: минимальный фронт операций классификации, простота компоновки и автоматического регулирования. Недостатки: пониженная эффективность работы мельниц при получении тонкого продукта вследствие неудовлетворительного подбора шаров по крупности (шары должны эффективно измельчать крупный и мелкий материал в мельнице) и трудность осуществления внутрициклового обогащения (кроме схем с контрольной классификацией).

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №8

### Расчет водно-шламовой схемы одностадиального измельчения

Схема измельчения для проектируемой к переработке руды принята аналогичной схеме измельчения на фабрике, принятой за эталон, и приведена на рисунке 8. На рисунке 9 приведена рассчитанная технологическая схема измельчения.

Исходные данные:

- 1) часовая производительность цеха измельчения –  $Q_0 = 509$  т/ч;
- 2) коэффициент крепости руды по М.Протождяконову –  $f = 17$ ;
- 3) крупность дробленого продукта –  $d_n = 12$  мм;
- 4) конечная крупность измельчения руды –  $\beta_k = 85$  % кл. –74 мкм;
- 5) классификация во всех стадиях осуществляется в гидроциклонах.

Принимаются и назначаются содержания класса –74 мкм в продуктах измельчения и классификации.

По таблице 27 содержание класса –74 мкм в дробленом продукте ( $d_n = 12$  мм) для твердых руд принимается 7 % ( $\beta_0^{-74} = 7$  %).

Содержание класса –74 мкм в сливе контрольной классификации первой стадии измельчения рассчитывается по формуле со сменой индексов:

$$\beta_5^{-74} = \beta_0^{-74} + \frac{\beta_9^{-74} - \beta_0^{-74}}{1 + k m} .$$

Т.к. в первой и второй стадиях измельчения устанавливаются шаровые мельницы, то значение «k» принимается равным единице, т.е.  $k = 1.0$ ; значение «m» принимается равным 0.7 ( $m = 0.7$ ); тогда

$$\beta_5^{-74} = 7 + \frac{85 - 7}{1 + 1 \cdot 0.7} = 52.9 \%, \text{ принимается } \beta_5^{-74} = 53 \% .$$

Содержание класса –74 мкм в сливе поверочной классификации принимается равным 42 % ( $\beta_3^{-74} = 42$  %).

Содержание класса –74 мкм в песках гидроциклонов принимается по таблице 26:  $\beta_4^{-74} = 7$  %,  $\beta_6^{-74} = 10$  % и  $\beta_{10}^{-74} = 22$  %.

Содержание класса –74 мкм в сливе мельниц принимается равным:

I стадия измельчения – 20 % ( $\beta_2^{-74} = 20$  %);

II стадия измельчения – 35 % ( $\beta_2^{-74} = 35$  %).

Найдем  $\gamma_6$  по формуле:

$$\gamma_6 = \gamma_0 * \frac{\beta_5^{-74} - \beta_3^{-74}}{\beta_3^{-74} - \beta_6^{-74}} = 100 * \frac{55 - 42}{42 - 10} = 40.6 \%, \text{ принимается } \gamma_6 = 41 \%,$$

и  $\gamma_3 = 100 + \gamma_6 = 100 + 41 = 141$  %.

Найдем  $\gamma_4$  по формуле:

$$\gamma_4 = \gamma_3 * \frac{\beta_3^{-74} - \beta_2^{-74}}{\beta_2^{-74} - \beta_4^{-74}} = 141 * \frac{42 - 20}{20 - 7} = 238.6 \%, \text{ принимается } \gamma_4 = 239 \%,$$

$$\text{и } \gamma_7 = \gamma_4 + \gamma_6 = 41 + 239 = 280 \%.$$

Найдем  $\gamma_{11}$  по формуле с изменением индексов:

$$\gamma_{11} = \gamma_0 * \frac{\beta_9^{-74} - \beta_5^{-74}}{\beta_{11}^{-74} - \beta_{10}^{-74}} = 100 * \frac{85 - 53}{35 - 22} = 246.2 \% (\gamma_{11} = 246 \%).$$

$$\gamma_1 = \gamma_2 = \gamma_0 + \gamma_7 = 100 + 280 = 380 \%;$$

$$\gamma_{10} = \gamma_{11} = 246 \%;$$

$$\gamma_8 = \gamma_5 + \gamma_{11} = 100 + 246 = 346 \%.$$

### Рассчитаем водно-шламовую схему.

Для расчета водно-шламовой схемы определяются и назначаются содержания твердого в продуктах измельчения и классификации.

Содержание твердого в дробленом продукте принимается 95 %.

Содержание твердого в сливах мельниц назначаем:

1) I стадия измельчения – 68 %;

2) II стадия измельчения – 60 %.

Содержание твердого в песках гидроциклонов принимается по таблице 34:

1) пески поверочной классификации I стадии – 80 %;

2) пески контрольной классификации I стадии – 77 %;

3) пески классификации II стадии – 70 %.

Для определения содержания твердого в сливе гидроциклона поверочной классификации I стадии находим:

1) частный выход слива гидроциклона по формуле:

$$\gamma_c' = 100 * \frac{\gamma_c}{\gamma_c + \gamma_{II}} = 100 * \frac{\gamma_3}{\gamma_3 + \gamma_4} = 100 * \frac{141}{141 + 239} = 37.1 \%;$$

2) остаток на сите с размером отверстия 74 мкм по формуле:

$$R_{+74} = 100 - \beta_c^{-74} = 100 - \beta_3^{-74} = 100 - 42 = 58 \%;$$

3) номинальную крупность слива по формуле:

$$d_H = \frac{96.274}{2 - \lg R_{+74}} = \frac{96.274}{2 - \lg 58} = 407 \text{ мкм};$$

4) граничную крупность слива по формуле:

$$d_r = d_H / 1.75 = 407 / 1.75 = 233 \text{ мкм};$$

5) по таблице 32 такая граничная крупность обеспечивается гидроциклоном с  $D = 710 \text{ мм};$

6) по таблице 33 для  $\beta_c^{-74} = 42\%$  и диаметра гидроциклона  $D = 710$  мм номер кривой на рисунке 23 – 1;

7) по кривой 1 на рисунке 23 для  $\gamma_c' = 37.1\%$  содержание твердого в сливе гидроциклона составит  $\%_{\text{ТВ}} = \%_{\text{ТВГ}} * K_\delta = 56 * (3.0 / 2.7)^{0.25} = 57.5\%$ .

Содержание твердого в сливе гидроциклона контрольной классификации рассчитывается по балансу воды в операции и известных содержаниям твердого в питании (слив гидроциклона поверочной классификации) и песках гидроциклона. Расчет содержания твердого в сливе гидроциклона контрольной классификации приводится ниже после составления вспомогательной таблицы (см. таблицу 7).

Содержание твердого в сливе гидроциклона II стадии измельчения определяется аналогично определению содержания твердого в сливе гидроциклона поверочной классификации I стадии измельчения:

1) частный выход слива гидроциклона по формуле:

$$\gamma_c' = 100 * \frac{\gamma_9}{\gamma_9 + \gamma_{10}} = 100 * \frac{100}{100 + 246} = 28.9\%;$$

2) остаток на сите с размером отверстия 74 мкм по формуле:

$$R_{+74} = 100 - \beta_9^{-74} = 100 - 85 = 15\%;$$

3) номинальную крупность слива по формуле:

$$d_H = \frac{96.274}{2 - \lg 15} = 117 \text{ мкм};$$

4) граничную крупность слива по формуле:

$$d_r = 117 / 1.75 = 67 \text{ мкм};$$

5) по таблице 32 такая граничная крупность обеспечивается гидроциклоном с  $D = 360$  мм;

6) по таблице 33 для  $\beta_c^{-74} = 85\%$  и диаметра гидроциклона  $D = 360$  мм номер кривой на рисунке 23 – 4;

7) по кривой 4 на рисунке 23 для  $\gamma_c' = 28.9\%$  содержание твердого в сливе гидроциклона составит  $\%_{\text{ТВ}} = \%_{\text{ТВГ}} * K_\delta = 29 * (3.0 / 2.7)^{0.25} = 29.8\%$ .

Для расчета водно-шламовой схемы составляется вспомогательная таблица.

**Таблица 7 – Вспомогательная таблица расчета водно-шламовой схемы**

Порядковый номер продукта	Содержание класса –74 мкм, %	Выход продукта, %	Масса продукта, т/ч	Содержание твердого, %	Масса воды в продукте, т/ч	Объем пульпы, м <sup>3</sup> /ч
0	7	100	509	95	26.8	196.5

1	—	380	1934.2	83.11	393.2	1037.9
2	20	380	1934.2	70	828.9	1473.6
3	42	141	717.7	57.5	530.5	769.7
4	8	239	1216.5	80	304.1	709.6
5	53	100	509	52.09	468.2	637.9
6	10	41	208.7	77	62.3	131.9
7	—	280	1425.2	79.55	366.4	841.5
8	—	346	1761.1	57.48	1302.9	1889.9
9	85	100	509	28.9	1252.2	1421.9
10	22	246	1252.1	70	536.6	954.0
11	35	246	1252.1	60	834.7	1252.1

Масса “n”-го продукта в таблице 35 рассчитывается по формуле:

$$Q_n = \frac{\gamma_n * Q_0}{100}, \text{ т/ч}$$

где:  $\gamma_n$  – выход “n”-го продукта, %.

Масса воды в сливе контрольной классификации рассчитывается по уравнению баланса воды:  $W_5 = W_3 - W_6 = 530.5 - 62.3 = 468.2$  т/ч.

Содержание твердого в сливе контрольной классификации I стадии измельчения рассчитывается по формуле:

$$\%_{\text{ТВ}} = 100 * \frac{Q_5}{W_5 + Q_5} = 100 * \frac{509}{509 + 468.2} = 52.09 \%$$

Масса воды в продукте 7:  $W_7 = W_4 + W_6 = 304.1 + 62.3 = 366.4$  т/ч.

Масса воды в продукте 8:  $W_8 = W_5 + W_{11} = 468.2 + 834.7 = 1302.9$  т/ч.

Масса добавляемой воды в измельчение I рассчитывается по уравнению баланса воды и составит:

$$L_I = W_2 - W_0 - W_4 - W_6 = 828.9 - 26.8 - 304.1 - 62.3 = 435.7 \text{ т/ч.}$$

Масса добавляемой воды в поверочную классификацию I стадии измельчения составит:

$$L_{II} = W_3 + W_4 - W_2 = 530.5 + 304.1 - 828.9 = 5.7 \text{ т/ч.}$$

Масса добавляемой воды в классификацию II стадии измельчения составит:

$$L_{IV} = W_9 + W_{10} - W_5 - W_{11} = 1199.1 + 536.6 - 468.2 - 834.7 = 432.8 \text{ т/ч.}$$

Масса добавляемой воды в измельчение II составит:

$$L_V = W_{11} - W_{10} = 834.7 - 536.6 = 298.1 \text{ т/ч.}$$

Результаты выполненных расчетов приведены в таблице 8. Баланс воды по рассчитанной схеме приведен в таблице 9. Рассчитанная технологическая схема измельчения представлена на рисунке 9.

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №9

### Составление двухстадиальной схемы измельчения.

Двухстадиальные схемы с открытым циклом в первой стадии измельчения приведены на рис. IV.79.

При двухстадиальном измельчении мельница первой стадии не выдает готового продукта, и в ней может поддерживаться высокое среднее содержание крупного класса за счет высокой нагрузки по исходному питанию. Поэтому мельница в открытом цикле может работать так же эффективно, как и в замкнутом. Для поддержания высокого содержания крупного класса в мельнице первой стадии необходимо большую часть работы измельчения перенести во вторую стадию, поэтому в двухстадиальных схемах с открытым циклом в первой стадии соотношение рабочих объемов мельниц (или лучше, полезной мощности мельниц) второй и первой стадий обычно поддерживается в пределах 1,5—2, т. е. во второй стадии устанавливается в два раза большая (по объему или полезной мощности) мельница по сравнению с мельницей первой стадии.

В схемах (2—1)—(2—4) в первой стадии часто устанавливается стержневая мельница при крупности питания ее 15—25 мм. Достоинства схем (2—1)—(2, 4):

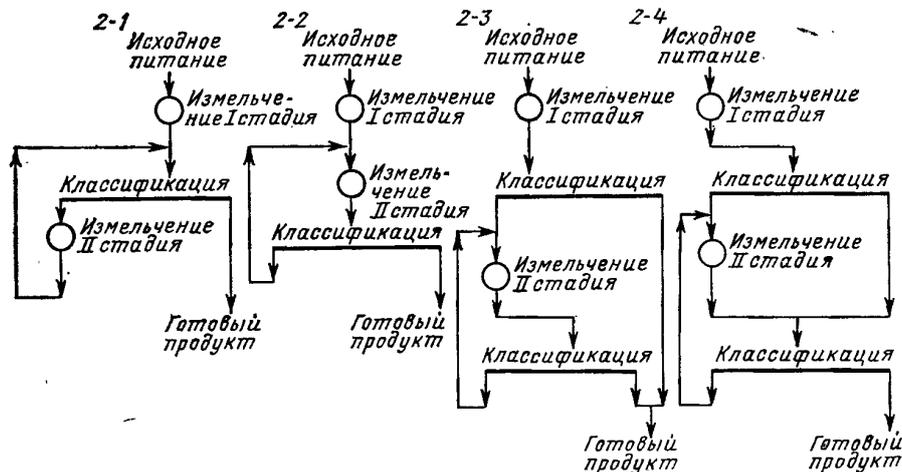


Рис. IV.79. Двухстадиальные схемы измельчения с открытым циклом в первой стадии

- минимальное количество классифицирующих аппаратов;
- оптимальная крупность питания мельниц во второй стадии измельчения;
- отсутствует проблема распределения продуктов по стадиям измельчения;
- возможность получить конечный продукт до 95 % класса —0,074 мм;
- простота компоновки и автоматического регулирования.

Недостаток схем: необходимость установки в первой и второй стадиях мельниц разного типа и различных размеров. Применение стержневых мельниц в первой стадии требует периодической их остановки на догрузку стержней, что сопровождается остановкой последующего оборудования или же его работой без исходного питания.

Схемы (2—1)—(2—3) применяются на обогатительных фабриках для измельчения полиметаллических руд. Схема (2—4) также применяется на медно-молибденовых и мед-но-цинковых обогатительных фабриках при необходимости получения конечного продукта с повышенным содержанием твердого или при минимальном расходе воды на измельчение.

Двухстадиальные схемы с замкнутым циклом в первой и второй стадиях измельчения приведены на рис. 1У.80. Применяются при тонком измельчении; содержание класса  $—0,074$  мм в готовом продукте свыше 70 %. Часто на сливе первой стадии измельчения проводится межстадиальное обогащение, и хвосты (промпродукт) поступают в классификацию второй стадии.

Схема 2—в в технологическом отношении сходна со схемой 2—5, отличается от нее отдельными операциями классификации во второй стадии. Крупность продукта первой стадии измельчения определяется требованиями межстадиального обогащения и зависит от распределения рабочих объемов мельниц по стадиям.

Достоинством схем 2—5 и 2—6 является возможность включения операций обогащения между стадиями измельчения и получения конечного продукта с содержанием класса  $—0,044$  мм до 95 %. Недостаток этих схем — увеличенный фронт классификации и возможные затруднения в распределении работы измельчения по стадиям. Часто возникают затруднения в получении крупного слива при классификации в первой стадии измельчения, необходимого для загрузки мельниц второй стадии.

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №10

### Расчет водно-шламовой схемы двухстадиального измельчения.

Целью проектирования 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 объёмов пульпы для всех продуктов и операций схемы; определение общей потребности воды по обогатительной фабрике и составление баланса водопотребления и водоотведения.

Применяются следующие обозначения:

$n$  – номер продукта в схеме;

$R_n$  – весовое отношение жидкого к твёрдому по массе;

$W_n$  – количество воды в операции или в продукте, м<sup>3</sup> в единицу времени;

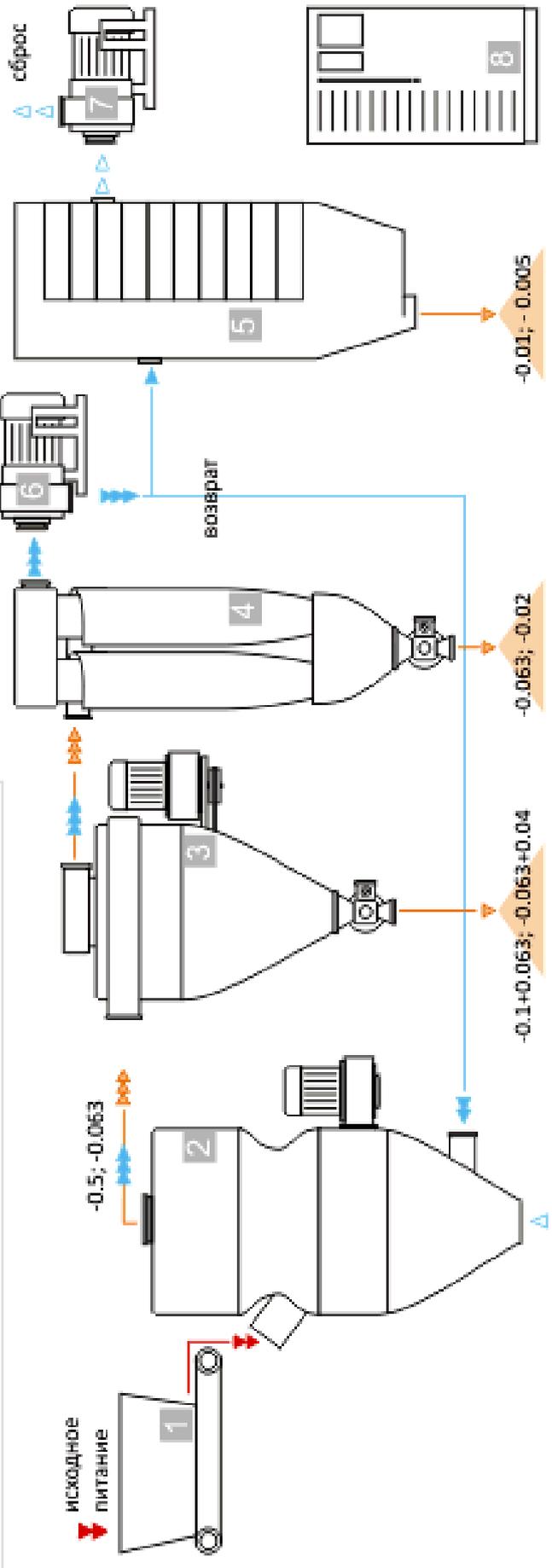
$L_n$  – количество воды, добавляемой в операцию или к продукту, м<sup>3</sup> в единицу времени;

$S_n$  – влажность продукта, %;

$T$  – содержание твёрдого в продукте или операции, %;

$\delta_n$  – плотность твёрдого в продукте, т/м<sup>3</sup>;

$V_n$  – объём пульпы в продукте, м<sup>3</sup> \ час;



## Основные расчетные формулы:

$W_n = Q_n R_n$	(6)
$R_n = W_n / Q_n$	(7)
$R_n = 100 - T_n / T_n; R_n = S_n / (100 - S_n);$	(8)
$T_n = 100 / (R_n + 1);$	(9)
$V_n = Q_n (R_n + 1 / \delta_n)$	(10)

Исходные показатели для расчета вводно-шламовой схемы принято разделить на три группы.

1. Оптимальные значения  $R$  в отдельных операциях и продуктах обогащения, получаемые в процессе регулировки;
2. Показатели, характеризующие влажность продуктов, величина которых не зависит от исполнителя и практически не регулируется (влажность руды, песковых продуктов, концентратов и т.д.);
3. Норма расходов дополнительной воды, необходимой для ведения технологического процесса (например, для промывки, грохочения с промывкой, транспортировки концентратов и т.д.);

Значения исходных показателей принимаются на основании результатов выполненных научно-исследовательских работ или исходя из опыта работы действующих обогатительных фабрик. Ориентировочно для расчетов вводно-шламовой схемы можно принимать данные информационных таблиц.

1. Устанавливают численные значения исходных показателей.
2. По формуле (6) определяют количество воды в тех продуктах и операциях, для которых известно разжижение  $R$  (производительность по твердому принимают из качественно-количественной схемы).
3. По уравнению баланса определяют количество воды, добавляемое в другие операции и продукты и подсчитывают расход дополнительной воды во всех операциях, где он неизвестен.

4. По формуле (7) подсчитывают  $R$  для всех продуктов и операций.

5. По формуле (10) подсчитывают производительность по объему пульпы для всех продуктов и операций.

Результаты расчетов оформляют в виде табл. 5.

Таблица 5. – Порядок записи водно-шламовой схемы.

№ пр/ оп	Наименование операций и продуктов обогащения	Производительность $Q$ , т/ч	Разжижение $R$	Кол-во воды $W$ м <sup>3</sup> /ч	Объем пульпы $V$ м <sup>3</sup> /ч
1	2	3	4	5	6
I 1 L3	Перечистная флотация Поступает Измельченная руда Свежая вода				
	итого				
2 3	Выходит Концентрат флотации Хвосты флотации				
	Итого и т.д.				

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №11

### Расчет параметров гидроциклона.

На обогатительных фабриках в последние годы классификацию измельченного продукта осуществляют в гидроциклонах, которые по сравнению с механическими классификаторами обладают рядом преимуществ: занимают во много раз меньшую площадь, имеют большую производительность, так как классификация происходит в центробежном поле, создаваемом в результате вращения пульпы благодаря тангенциальной подаче питания и осевой разгрузке продуктов.

Расчет гидроциклонов производится следующим образом:

Определяется минутный дебит пульпы, т.е. объем пульпы, проходящий через гидроциклон в минуту:

$$V_M = \frac{Q \left( R + \frac{1}{\delta} \right)}{1440},$$

где  $V_M$  – минутный дебит пульпы,  $м^3/мин$ ;

$\delta$  – плотность руды, принимается равной  $2,7 т/м^3$ ;

$Q$  – производительность гидроциклона,  $т/сут.$ ;

$R$  – отношение Ж:Т в питании гидроциклона.

Содержание твердого в питании гидроциклонов колеблется в пределах 30-60%. Оно выше для первой стадии измельчения. Поэтому в первой стадии измельчения применяется содержание твердого в питании гидроциклона 50%, во второй – 40%.

При выборе гидроциклонов следует стремиться к установке их по одному на насос, т.е. к применению больших аппаратов, которые обеспечивают на фабриках получение слива крупностью до 80-90% класса – 0,074мм. Однако, чем тоньше требуемая крупность слива и больше его плотность, тем меньше должен быть диаметр гидроциклона. Но при соответствующих условиях слив одинаковой крупности может получаться в гидроциклонах разных размеров. Более тонкий слив образуется при большом разжижении и давлении на входе в гидроциклон.

Таблица 4.1. Ориентировочные данные для выбора гидроциклонов

Типоразмер гидроциклонов	Диаметр гидроциклона	Производительность по питанию	Крупность слива, мкм (при $\rho=2,7 т/м^3$ )	Вес, кг
ГЦР <sup>x</sup> -250	250	27-80	30-100	250
ГЦР-360	360	50-150	40-150	426
ГЦР-500	500	100-300	50-200	742

ГЦР <sup>xx</sup> -710	710	200-500	60-250	1264
ГЦР-1000	1000	360-1000	70-280	
ГЦР-1400	1400	700-2000	80-300	
ГЦР-2000	2000	1100-3800	90-330	

\* Р – резиновая футеровка; \*\* Р – каменной литье

При окончательном выборе количества гидроциклонов следует иметь в виду, что на каждый гидроциклон принимается один резервный.

### **Расчет гидроциклонов**

1) Определяется выход слива (частный) по формуле:

$$\gamma_c = \frac{1}{1+C}, \quad (4.1.)$$

где  $\gamma_c$  – выход слива (частный), доли единицы;

C – циркуляционная нагрузка, доли единицы.

2) Определяется содержание твердого в сливе по формуле:

$$\beta_c^{TB} = \frac{\left[ 1 - 0,7 \cdot \beta_c^{-0,074} \cdot \left( \frac{2,7}{\rho} \right)^{0,25} \right] \cdot \beta_n^{TB} \cdot \gamma_c}{\beta_n^{TB} - \left[ 1 - 0,7 \cdot \beta_c^{-0,074} \cdot \left( \frac{2,7}{\rho} \right)^{0,25} \right] \cdot (1 - \gamma_c)}, \quad (4.2.)$$

где  $\beta_c^{TB}$  – содержание твердого в сливе гидроциклона, доли единицы;

$\beta_n^{TB}$  – содержание твердого в песках гидроциклона, доли единицы;

$\beta_c^{-0,074}$  – содержание класса минус 0,074 мм в сливе гидроциклона, доли единицы;

$\rho$  – плотность твердого, г/см<sup>3</sup>.

3) Определяется номинальная крупность слива и размер класса по формуле:

$$d = 0.15 \cdot d_n, \quad (4.3.)$$

где d – размер класса, который распределяется по продуктам вместе с водой, мкм;

$d_n$  – номинальная крупность слива, мкм.

4) Подбирается размер гидроциклона по номинальной крупности слива и определяется ориентировочная производительность одного гидроциклона и стандартные эквивалентные диаметры питающего и сливного патрубков по формуле:

$$Q_{гц} = 3 \cdot K_\alpha \cdot K_D \cdot d_n \cdot d_{сл} \cdot \sqrt{P_0}, \quad (4.4.)$$

где  $Q_{гц}$  – объемная производительность по питанию гидроциклона пульпой, м<sup>3</sup>/ч;

$K_\alpha$  – поправочный коэффициент на угол конусности гидроциклона;

$K_D$  – поправочный коэффициент на диаметр гидроциклона;

$d_{п}$  – эквивалентный диаметр питающего патрубка, см;

$d_{сл}$  – диаметр сливного патрубка, см;

$P_0$  – давление на входе в гидроциклон, МПа.

5) Определяется необходимое число гидроциклонов по формуле:

$$n_p = \frac{Q_c}{Q_{гц}}, \quad (4.5.)$$

где  $n_p$  – расчетное число гидроциклонов, шт.;

$Q_c$  – объемная производительность гидроциклона, м<sup>3</sup>/ч.

6) Определяется нагрузка гидроциклона по пескам по формуле:

$$q_{п} = \frac{Q_{п}}{0,785 \cdot d_{п}^2}, \quad (4.6.)$$

где  $q_{п}$  – удельная нагрузка гидроциклона по пескам, т/(см<sup>2</sup>·ч);

$Q_{п}$  – производительность гидроциклона по пескам, т/ч.

$d_{п}^2$  – диаметр песковой насадки, см.

7) Определяется достаточное давление на входе гидроциклона по формуле:

$$P_0 = \left( \frac{Q_c}{3 \cdot K_{\alpha} \cdot K_D \cdot d_{п} \cdot d_{сл}} \right)^2, \quad (4.7.)$$

8) Определяется номинальная крупность слива, которую может обеспечить гидроциклон по формуле:

$$d_{нс} = 1,5 \cdot \sqrt{\frac{D \cdot d_{сл} \cdot \beta_{и}^{TB}}{d_{пес} \cdot K_D \cdot P_0^{0,5} \cdot (\rho - \rho_0)}}, \quad (4.8.)$$

где  $d_{нс}$  – номинальная крупность слива, мкм;

$D$  – диаметр гидроциклона, см;

$\beta_{и}^{TB}$  – содержание твердого в исходном, доли единицы;

$\rho_0$  – плотность воды, г/см<sup>3</sup>.

Ориентировочные данные для выбора гидроциклонов представлены в таблице 5.2. Значения коэффициентов  $K_{\alpha}$  и  $K_D$  представлены в таблице 5.3.

Таблица 4.2. Ориентировочные данные для выбора гидроциклонов

D, мм	$\alpha$ , град.	$d_{п}$ , мкм	$d_{п}$ , см	$d_{сл}$ , см	$d_{пес}$ , см
500	20	50-200	13	16	13
710	20	60-250	15	20	20
1000	20	70-280	21	25	25

Таблица 4.3. Значения коэффициентов  $K_\alpha$  и  $K_D$

D, мм	$K_\alpha$	$K_D$
500	1,00	1,00
710	1,00	0,95
1000	1,00	0,91

**Пример:**

Известно: производительность по поступающему твердому  $Q=317,6$  т/ч; содержания класса минус 74 мкм – 55 %; плотность твердого  $4$  т/м<sup>3</sup>; разжижения  $R_{\text{и}} = 1,23$ . Надо получить слив крупностью минус 74 мкм – 69 %. Определить диаметр гидроциклона.

Сливу, содержащему 69 % класса минус 74 мкм (таблица 14) [1], соответствует номинальная крупность  $d_{\text{н}}=180$  мкм. При такой крупности слива зерна мельче  $0,15 \cdot d_{\text{н}} = 0,15 \cdot 180 = 27$  мкм распределяется по продуктом классификации как вода.

Зададим разжижение в песках гидроциклона  $R_{\text{п}} = 0,41$  (71 % твердого) и определим выход слива по формуле(5.10.). Содержание класса минус 20 мкм в исходном продукте и в сливе будет  $\beta_{\text{и}} = 0,35$  %, и  $\beta_{\text{с}} = 0,43$  % [ таблица 14 [1]].

Разжижение в сливе определяется по формуле:

$$R_{\text{с}} = \frac{R_{\text{и}} \cdot \beta_{\text{с}}}{\beta_{\text{и}}} \quad (4.9.)$$

где  $R_{\text{и}}$  – разжижения в песках в исходном продукте;

$\beta_{\text{с}}$  – содержание класса минус 20 мкм в сливе, доли единицы;

$\beta_{\text{и}}$  – содержание класса минус 20 мкм в исходном продукте, доли единицы.

По формуле (33)  $R_{\text{с}} = \frac{1,23 \cdot 0,43}{0,35} = 1,5$

$R_{\text{с}}=1,5$  (40 % твердого) в соответствии с приложением А

Частный выход слива определяется по формуле:

$$\gamma_{\text{с}} = \frac{\beta_{\text{и}}R_{\text{с}} - \beta_{\text{с}}R_{\text{п}}}{\beta_{\text{с}}(R_{\text{с}} - R_{\text{п}})} \quad (34) \quad (4.10.)$$

где  $\gamma_{\text{с}}$  – частный выход слива, %;

$R_{\text{п}}$  – разжижения песках гидроциклона.

Итак, по формуле (34)  $\gamma_{\text{с}} = \frac{0,35 \cdot 1,5 - 0,43 \cdot 0,41}{0,43 \cdot (1,5 - 0,41)} = 75$  %

Для крупность слива 180 мкм и производительность 317,6 т/ч подходит гидроциклон диаметром 710 ни урнига 360 ни танла мм [таблица 45 [1]].

Определяется ориентировочная производительность одного гидроциклона по формуле (4.4.), приняв условно давление на входе 0,1 МПа (1 кгс/см<sup>2</sup>) и стандартные диаметры  $d_{\text{п}}=15$  см,  $d_{\text{с}}=20$  см.

$$Q_{\text{гц}} = 3 \cdot 1,0 \cdot 0,95 \cdot 15 \cdot 20 \cdot \sqrt{0,1} = 270, \text{ м}^3/\text{ч}$$

Итак, по формуле (4.5.) определяется необходимое число гидроциклонов:

$$n_{\text{п}} = \frac{317,6}{270} = 1,17 \approx 2 \text{ шт.}$$

Принимается к установке 2 рабочий и 2 запасной гидроциклон диаметром 710 мм.

Итак, по формуле (4.6.) определяется нагрузка гидроциклона по пескам:

$$q_{\text{п}} = \frac{158,8}{0,785 \cdot 15^2} = 0,9 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}),$$

Итак, по формуле (4.8.) номинальная крупность слива:

$$d_{\text{нс}} = 1,5 \cdot \sqrt{\frac{71 \cdot 20 \cdot 44,8}{15 \cdot 0,95 \cdot 0,137^{0,5} \cdot (4,0 - 1,0)}} = 95,1 \text{ мкм}$$

Проверка давление на выходе слива гидроциклона:

$$79,4 = 3 \cdot 1,0 \cdot 0,95 \cdot 15 \cdot 20 \cdot \sqrt{P_0} \quad P_0 = 0,137 \text{ МПа}$$

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №12

### Расчет параметров спирального классификатора

Выбранный к установке классификатор должен обеспечить требуемую производительность по сливу и по пескам.

Производительность по массе твердого в сливе спиральных классификаторов зависит от размеров и угла наклона днища корыта, крупности слива, плотности и гранулометрического состава классифицируемого материала, плотности слива и вязкости пульпы.

Для руд средних по содержанию первичных шламов производительность классификатора с непогруженной спиралью по сливу может быть подсчитана по эмпирической формуле

$$Q = 4,55 m k_{\beta} k_{\delta} k_c k_{\alpha} D^{1,765} \quad (1)$$

где  $Q$  - производительность по твердому материалу в сливе, т/ч;  $m$  - число спиралей классификатора;  $k_{\beta}$  - поправочный коэффициент на крупность слива, находится по табл. 42 [1];  $k_{\delta}$  - поправочный коэффициент на плотность  $\delta$ , т/м<sup>3</sup> классифицируемого материала. В пределах плотности последнего от 2,2 до 5,0 т/м<sup>3</sup>:

$$k_{\delta} = \delta / 2.7 \quad (2)$$

$k_{\alpha}$  — поправочный коэффициент на угол наклона  $\alpha^{\circ}$  днища классификатора:

$\alpha^{\circ}$ .....	14	15	16	17	18	19
.....20						
$k_{\alpha}$ .....	1,12	1,10	1,06	1,03	1	0,97
0,94						

$k_c$  - поправочный коэффициент на заданную плотность слива находится в зависимости от  $R_T$  :  $R_{2.7}$  (табл. 43) [1]. где  $R_{2.7}$  — базисное отношение Ж:Т (см. табл. 42) [1];  $R_T$  — требуемое (заданное) по условиям последующего технологического процесса отношение Ж :Т в сливе классификатора.

При классификации материала с большим содержанием тонких шламов вязкость пульпы увеличивается, что понижает скорость осаждения зерен. Поэтому производительность, рассчитанная по формуле (1), должна быть уменьшена для руд с высоким содержанием первичных шламов на 20—25 %, а для руд с низким содержанием шламов увеличена на 10÷20 %.

Формула позволяет использовать практические данные о работе одного классификатора на конкретной руде для определения производительности классификаторов других размеров в аналогичных условиях.

В этом случае

$$Q_2 = Q_1 \frac{m_2 k_{\alpha 2} \left( \frac{D_2}{D_1} \right)^{1.765}}{m_1 k_{\alpha 1}}$$

где индексы 1 и 2 относятся соответственно к эталонному и рассчитываемому классификаторам.

Производительность (в т/ч) спиральных классификаторов по пескам рассчитывается по формуле

$$Q = 5.45mD^3n \left( \frac{\delta}{2.7} \right) k_{\alpha} \quad (3)$$

где, Q- производительность по твердому материалу в сливе, т/ч;

m - число спиралей классификатора;

D- диаметр спирали классификатора, м;

n - частота вращения спиралей, 1/мин;

$K_{\alpha}$  - поправочный коэффициент на угол наклона днища классификатора, град;

$\delta$  - плотность руды, т/м<sup>3</sup>.

Для упрощения расчетов по формулам (1) и (3) приводим значения  $D^{1.765}$  и  $D^3$  для стандартных классификаторов:

D, м.	0,3	0,5	0,75	1,0	1,2	1,5	2,0	2,4	3,0
$D^{1.765}$	0,12	0,27	0,60	1,00	1,38	2,04	3,40	4,70	6,97
$D^3$	0,027	0,111	0,422	1,00	1,73	3,38	8,00	13,62	27,0

### **Примеры расчета спиральных классификаторов**

А. Выбрать спиральный классификатор для следующих условий: производительность по сливу 25 т/ч и по пескам 100 т/ч; крупность слива - 0,2 мм; разбавление слива  $R_T$  —1,8; плотность руды - 3 т/м<sup>3</sup>, руда средняя по содержанию шламов; угол наклона классификатора 17°.

1. *Определяем значение поправочных коэффициентов  $k_{\beta}$   $k_{\delta}$   $k_c$   $k_{\alpha}$  в формуле (1):*

а) поправка на крупность слива  $k_{\beta} = 1,41$  (см. табл. 42) [1];

б) поправка на плотность руды по формуле (2):

$$k_{\delta} = 3 / 2.7 = 1,11;$$

в) поправка на плотность слива:

по табл. 42 [1] находим базисное разбавление  $R_{2.7} = 2,33$ , затем отношение  $R_T$  :  $R_{2.7} = 1.8 / 2.33 = 0.77$ ; по табл. 43 [1] для отношения 0,77 и плотности руды 3,0 т/м<sup>3</sup> находим величину коэффициента  $k_c = 0,91$  (интерполяцией);

г) поправка на угол наклона классификатора  $k_{\alpha} = 1,03$ . Поправка на содержание первичных шламов не вводится.

2. *Определяем диаметр спиралей для одно- и двухспиральных классификаторов:*

для односпирального классификатора

$$D^{1,765} = Q / 4,55 m k_{\beta} k_{\delta} k_c k_{\alpha} = 25 / 4,55 \cdot 1 \cdot 1,41 \cdot 1,11 \cdot 0,91 \cdot 1,03 = 3,69 \text{ м}$$

Ближайший диаметр спирали 2 м;

для двухспирального классификатора  $D^{1,765} = 1,85$ . Достаточно принять диаметр 1,5 м.

3. Расчетная производительность для односпирального классификатора  $D = 2 \text{ м}$

$$Q = 4,55 m k_{\beta} k_{\delta} k_c k_{\alpha} D^{1,765} = 4,55 \cdot 1 \cdot 1,41 \cdot 1,11 \cdot 0,91 \cdot 1,03 \cdot 3,40 = 22,7 \text{ т/ч};$$

для двухспирального классификатора  $D = 1,5 \text{ м}$ :

$$Q = 27,3 \text{ т/ч.}$$

Следует принять менее габаритный, более простой односпиральный классификатор со спиралью диаметром 2 м, недостаток расчетной производительности находится в пределах точности расчета (10 %).

4. Проверяем производительность выбранного классификатора по пескам по формуле (143), принимая частоту вращения спиралей 2<sup>1</sup>/мин

$$Q = 5.45 m D^3 n \left( \frac{\delta}{2.7} \right) k_{\alpha} = 5.45 \cdot 1 \cdot 8 \cdot 2 \cdot \left( \frac{3}{2.7} \right) 1.03 = 100 \frac{m}{ч} \quad (3)$$

Проверка показывает, что даже при наименьшей частоте вращения спиралей классификатор обеспечивает требуемую производительность по пескам.

Б. Классификатор двухспиральный  $D = 2 \text{ м}$  работает в цикле измельчения на апатитовой руде при крупности слива 52 % класса - 0,074 мм и дает производительность по сливу до 50 т/ч.

Требуется определить производительность двухспирального классификатора со спиралью  $D = 3 \text{ м}$ , работающего в аналогичных условиях работы на той же руде. Расчет производим по формуле (1):

Здесь индексы 3 и 2 относятся к классификаторам с диаметром спирали соответственно 3 и 2 м.

$$Q_3 = Q_2 \frac{m_3 k_{\alpha 3} \left( \frac{D_3}{D_2} \right)^{1.765}}{m_2 k_{\alpha 3}} = 50 \frac{2 \cdot 1.03 \cdot 6.97}{2 \cdot 1.03 \cdot 3.40} = 104 \frac{m}{ч}$$

Иногда для расчетов классификатора требуется знать площадь зеркала пульпы ( $m^2$ ) (например, при расчете классификаторов на операциях обезвоживания).

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №13

### Расчет водно-шламовой схемы межцикловой отсадки

Целью проектирования 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 по процессу (фабрики) и составление баланса по воде.

Приняты обозначения:

$R_n$  – отношение жидкого к твердому по массе в операции или в продукте, численно равно отношению  $m^3$  воды на /1т твердого;

$W_n$  – количество воды в операции или в продукте,  $m^3$  в единицу времени;

$L_n$  – количество воды, добавляемой в операцию или к продукту,  $m^3$  в единицу времени;

$S_n$  – влажность продукта в долях единицы;

$\delta_n$  – плотность твердого в продукте, т/ $m^3$ ;

$V_n$  – объем пульпы в продукте,  $m^3$  в единицу времени;

$\ell_n$  – удельный расход свежей воды, добавляемой в отдельные операции,  $m^3$ /т твердого;

$W$  – влажность продукта.

Основные соотношения

$$W_n = R_n \cdot Q_n; \quad R_n = \frac{W_n}{Q_n}; \quad R = \frac{W}{100 - W}, \quad (18) \quad [1, \text{с. 127}]$$

$$R_n = \frac{S_n}{1 - S_n}, \quad (19) \quad [1, \text{с. 137}]$$

$$S_{\text{к}} = \frac{R_{\text{к}}}{1 + R_{\text{к}}} = \frac{W_{\text{к}}}{Q_{\text{к}} + W_{\text{к}}}, \quad (20) [1, \text{с. 137}]$$

$$V_{\text{к}} = W_{\text{к}} + \frac{Q_{\text{к}}}{\delta_{\text{к}}} = R_{\text{к}} \cdot Q_{\text{к}} + \frac{Q_{\text{к}}}{\delta_{\text{к}}}, \quad (21) [1, \text{с. 137}]$$

$$V_{\text{к}} = Q_{\text{к}} \cdot \left( R_{\text{к}} + \frac{1}{\delta_{\text{к}}} \right), \quad (22) [1, \text{с. 137}]$$

$$1500 \cdot 0,6085 = 912,75 \text{ т/ч.}$$

Количество транспортной воды принято  $2,5 \text{ м}^3/\text{т}$ . Общее количество транспортной воды для крупного угля составит:

$$912,75 \cdot 2,5 = 2281,87 \text{ м}^3/\text{т}$$

Количество подрешетной воды принято  $3,0 \text{ м}^3/\text{т}$ . Общее количество подрешетной воды составит:

$$912,75 \cdot 3,0 = 2738,25 \text{ м}^3/\text{т.}$$

На отсадочные машины мелкого зерна поступает угля  $31,98 \%$ , что составляет:

$$1500 \cdot 0,3198 = 479,7 \text{ т/ч.}$$

Количество транспортной воды принято  $2,0 \text{ м}^3/\text{ч}$ . Общее количество транспортной воды для мелкого угля составит:

$$479,7 \cdot 2,0 = 959,4 \text{ т/ч.}$$

Количество подрешетной воды принято  $2,5 \text{ м}^3/\text{т}$ . Общее количество подрешетной воды составит:

$$479,7 \cdot 2,5 = 1199,25 \text{ т/ч.}$$

Количество промпродукта, поступающего на обесшламливание перед обогащением в тяжелых суспензиях равно  $31,5 \%$ , составит:

$$1500 \cdot 0,315 = 472,5 \text{ т/ч.}$$

Удельный расход оборотной воды на обесшламливание промпродукта перед обогащением принят  $2,5 \text{ м}^3/\text{т}$ , что составит:

$$472,5 \cdot 2,5 = 1181,25 \text{ т/ч.}$$

На обезвоживание крупного и мелкого концентрата после отсадки вода не подается.

Таким образом, количество оборотной воды, потребное для обогащения угля крупностью  $>1$  мм в отсадочных машинах и для обесшламливания промпродукта, составит:

$$2281,87+2738,25+959,4+1199,25+1181,25=8360,02\text{ м}^3/\text{ч}.$$

### **Баланс воды.**

Шламовая схема дает возможность, составить баланс общей и свежей воды по операциям и фабрик в целом.

Суммарное количество воды, поступающее в процессе. Должно равняться суммарному количеству воды, уходящему из процесса с конечными продуктами. Поэтому баланс общей воды выразиться равенством

$$W_1 + \Sigma L = \Sigma W_k$$

где  $W_1$  – количество, поступающее с исходным сырьем;

$\Sigma L$  – суммарное количество воды, добавляемой в процесс;

$\Sigma W$  – суммарное количество воды, уходящей из процесса с конечными продуктами.

$$1500 \cdot 0,08 = 120 \text{ м}^3/\text{ч}$$

1. На отсадку:  $Q=912,75 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $W=912,75 \cdot 5=4563,75 \text{ м}^3/\text{ч}$  в операцию;

Концентрат:  $Q_k=911,75 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $W_k=4563,75 - 1=4562,75 \text{ м}^3/\text{ч}$  с концентратом;

Порода:  $Q_n=75 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $W_n=75 \cdot 0,15=11,25 \text{ м}^3/\text{ч}$  с породой;

2. На гидроциклон:  $Q=479,7 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $W=479,7 \cdot 5=2398,5 \text{ м}^3/\text{ч}$  в операцию;

Концентрат:  $Q_k=79,5 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $W_k=2398,5 - 3=2395,5 \text{ м}^3/\text{ч}$  с концентратом;

Порода:  $Q_n=64,5 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $W_n=64,5 \cdot 0,15=9,67 \text{ м}^3/\text{ч}$  с породой;

3. На грохочение:  $Q=1435,5 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $W=1435,5 \cdot 0,4=574,2 \text{ м}^3/\text{ч}$  в операцию;

Концентрат:  $Q_k=1411,95 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $W_k=574,2 - 14=560,2 \text{ м}^3/\text{ч}$  с концентратом;

Шлам:  $Q_{ш}=88,05 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $W_{ш}=88,05 \cdot 0,10=8,8 \text{ м}^3/\text{ч}$  со шламом;

4. На центрифугирование:  $Q=1443 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $W_k=1441 \cdot 0,1=144,1 \text{ м}^3/\text{ч}$  с концентратом;

$Q_k=1137,3 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $W=479,7 - 144,1=335,6 \text{ м}^3/\text{ч}$  со шламом;

$Q_{\phi}=5,7 \text{ м/ч}$ ;  $W= 479,7\text{м}^3/\text{ч}$  в операцию.

Таблица 20 – Баланс воды по операциям

Поступает воды в процесс	м <sup>3</sup> /ч.	Уходит воды из процесса	м <sup>3</sup> /ч.
С исходным углем		С концентратом 1	4562,75
В отсадку 16-50 мм	4563,75	С породой 1	
В гидроциклон 0.5-16 мм	2398,5	С концентратом 2	2395,5
В 3 грохочение	574,2	С породой 2	
В 4 центрифугирование	479,7	С концентратом 3	
		С шламом 3	560,2
С концентратом 4	144,1		
С фугатом 4	335,6		
Безвозвратные потери с породой в отвалах			
Всего поступает $W_1 + \Sigma' L$	8133,15	Всего уходит $\Sigma W_k$	8133,15

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №14

### Расчет количественной схемы межцикловой отсадки

Выбранная схема представляет собой разновидность ГА [1. стр.86]

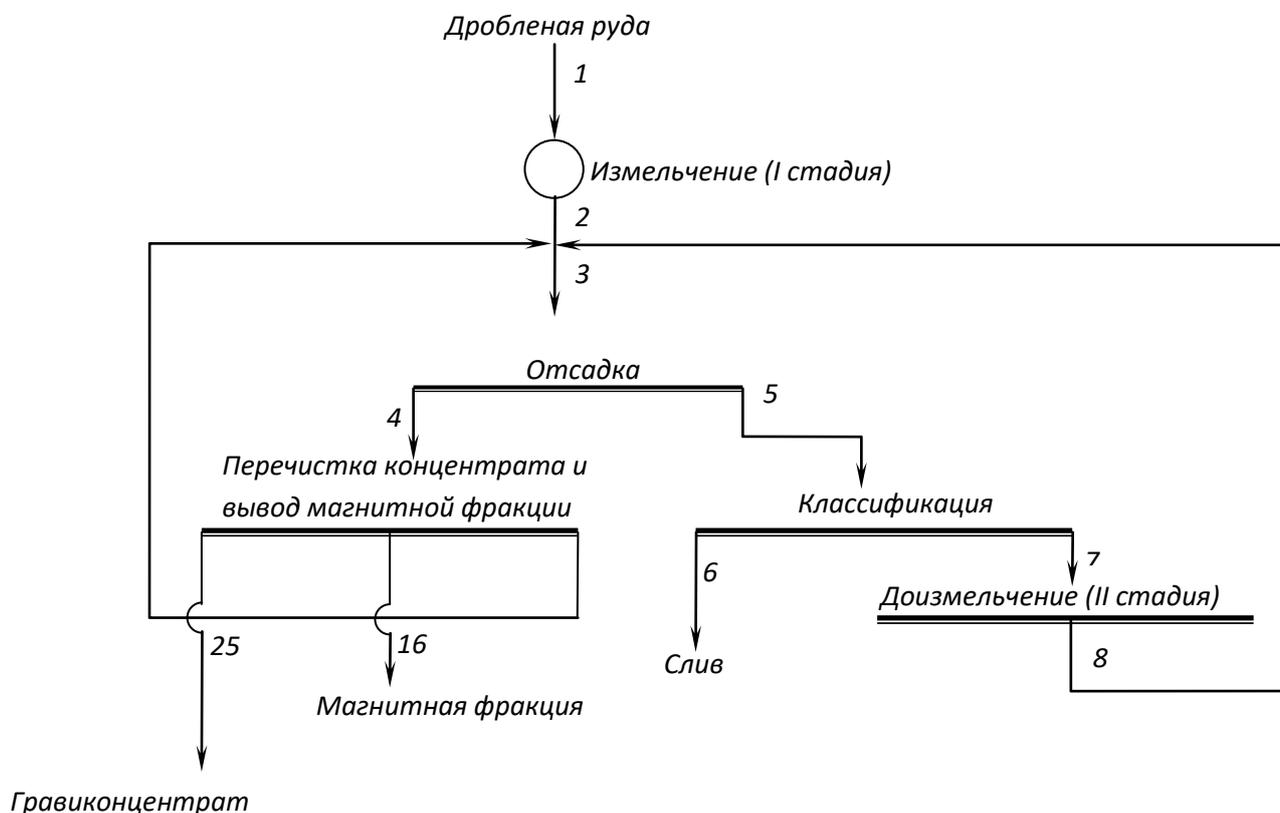


Рис. 7.1. Технологическая схема измельчения и гравитации

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  $C_{opt}=200\%..$

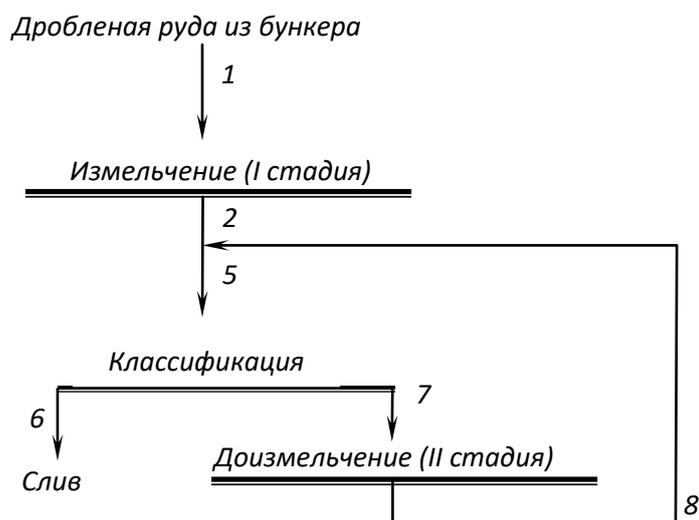


Рис. 7.2. Выбранную технологическую схему измельчения и классификации ГА.

Определяем часовую производительность цеха измельчения, которая является фактически часовой производительностью всей фабрики, так как цех измельчения является главным корпусом рудоподготовки:

$$Q_{\text{час.}} = \frac{Q_{\text{год}}}{365 \cdot 24 \cdot K_g} \cdot k_H, \text{ м/час} \quad (7.1.)$$

Где:  $Q_{\text{час.}}$  - часовая производительность,  $\text{м/час}$  ;

365 – количество рабочих дней в году;

24 – непрерывная рабочая неделя 2 смены по 12 часов ( $2 \cdot 12 = 24 \text{ часа}$ )

$K_H$  – коэффициент учитывающий неравномерность свойств сырья;

$K_g$  – коэффициент использования оборудования.

Принимаем:  $K_g = 0,9$      $K_H = 1,0$

$$Q_{\text{час.}} = Q_1 = \frac{18000000}{365 \cdot 24 \cdot 0,9} \cdot 1 = 2302, \text{ м/час}$$

Принимаем исходные данные, зададимся разжижением в сливе и песках классификации:

$$R_6 = 3 \qquad R_7 = 0,28$$

( $R_7$  взято на основе ряда [2] стр. 262 в зависимости от крупности слива)

$\beta_1^{-0,074} = 10\%$  - содержание  $-0,074\text{мм}$  в дробленой руде

$\beta_6^{-0,074} = 77\%$  - содержание  $-0,074\text{мм}$  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  $\beta_2^{-0,074}$  – содержание класса –  $0,074\text{мм}$  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:

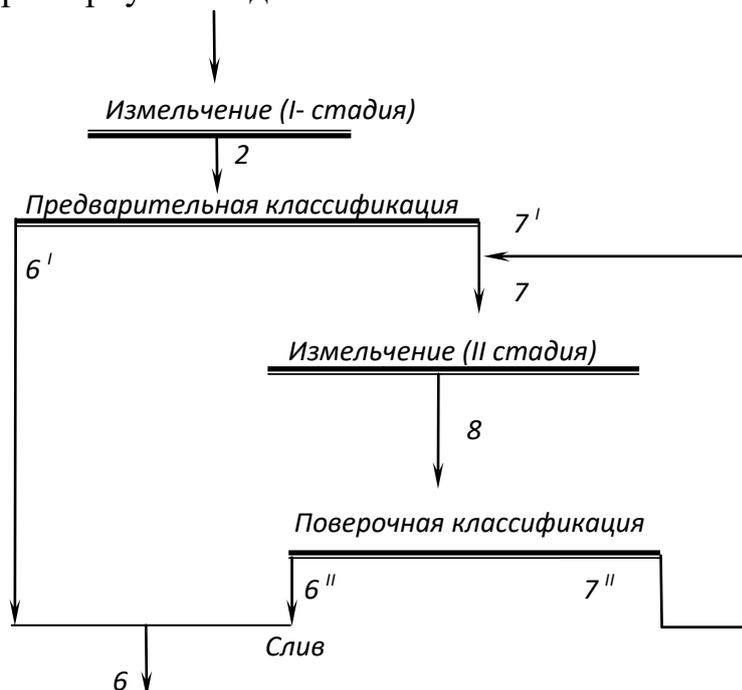


Рис. 7.3. Схема измельчения

Для расчета используем по следующем формулам.

$$Q_{7'} = Q_1 \cdot \frac{R_6 \cdot (\beta_6^I - \beta_2^I)}{\beta_6^I \cdot (R_6 - R_7)}$$

$$Q_{7''} = Q_{7'} \cdot C_{онт} \quad Q_7 = Q_{7'} + Q_{7''}$$

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  $\beta_6^{-74} = 77\%$

$$\beta_6^I = 48 + \frac{58 - 48}{80 - 70} \cdot (77 - 70) = 50\%$$

$$Q_{7'} = 2302 \cdot \frac{3 \cdot (0,55 - 1,0344)}{0,55 \cdot (3 - 1,496)} = 1591,7 \text{ м/час}$$

$$Q_7'' = 1591,7 \cdot 2 = 3183,4 \text{ м/час}$$

$$Q_8 = Q_7 = 1591,7 + 3183,4 = 4775,1 \text{ м/час}$$

Для расчета  $Q_6$  необходимо сосчитать  $Q_{25}$  (количество гравиконцентрата) и  $Q_{16}$ . Из практики работы обогатительной фабрики выход магнитной фракции составляет примерно  $\gamma_{16} = 0,013\%$  от исходной переработки. И далее расчеты производится по выходы продуктов, содержание ценного компонента в гравиконцентрате 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, *м/час*;

$\gamma$  – выход продукта, %;

$\alpha$  – содержание *Au* в исходной руде, *г/т* или %;

$\beta$  – содержание *Au* в гравиконцентрата (хвоста), %;

$\varepsilon$  – извлечение золота в гравиконцентрата (хвоста), %.

$$\gamma_{25} = \frac{\varepsilon_{25} \cdot \alpha}{\beta_{25}} = \frac{30 \cdot 0,00023}{20} = 0,00035\%$$

После нахождения  $\gamma_{25}$  сосчитаем  $Q_{16}$  и  $Q_{25}$

$$Q_{16} = \gamma_{16} \cdot Q_2 : 100 = 0,013 \cdot 2302 : 100 = 0,2992 \text{ м/час}$$

$$Q_{25} = \gamma_{25} \cdot Q_2 : 100 = 0,00035 \cdot 2302 : 100 = 0,00805 \text{ м/час}$$

Из уравнения баланса для операции измельчения и классификации найдем  $Q_6$ .

$$Q_6 = Q_1 - Q_{16} - Q_{25} = 2302 - 0,2992 - 0,00805 = 2305,6928 \text{ м/час.}$$

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 перечистке и падает при последующих перечистках, 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 перечисти

$E_{19} = 50\%$  - частное извлечение  $Au$  в концентрат второй перечистки

$E_{22} = 20\%$  - частное извлечение  $Au$  в концентрат третьей перечистки

$\beta_{25} = \beta_{19} = \beta_{22} = \beta_{24} = 20\%$  - содержание  $Au$  в конечном концентрате

$\beta_{10} = 0,02, \text{ \%} = 200 \text{ г/т}$  – содержание  $Au$  в концентрате первой перечисти

$\beta_{11} = 0,002\% = 20 \text{ г/т}$  – 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.

$\gamma'_{11} = 1\%$  - частный выход крупных классов на барабанном грохоте от исходного питания операции

$\beta_{16} = 15 \text{ г/т} = 0,0015\%$  - содержание  $Au$  в магнитной фракции

$\gamma'_{16} = 0,013\%$  - выход магнитной фракции от исходной руды

$\gamma'_{18} = \gamma'_{21} = 30\%$  - частный выход промпродуктов I и III перечисток от исходного питания операций

$C = 0,8$  – степень концентрации  $Au$  в продуктах II и III перечисток 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

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_4 \cdot E_{10} = 64 \cdot 0,8 = 52\%$$

$$\gamma_{10} = \frac{\varepsilon_{10} \cdot \alpha}{\beta_{10}} = \frac{52 \cdot 0,00023}{0,02} = 0,6\%$$

$$\gamma_9 = \gamma_4 - \gamma_{10} = 3,45 - 0,6 = 2,85\%$$

$$\varepsilon_9 = \varepsilon_4 - \varepsilon_{10} = 65 - 52 = 13\%$$

$$\beta_9 = \frac{\varepsilon_9 \cdot \alpha}{\gamma_9} = \frac{13 \cdot 0,00023}{2,85} = 0,001\%$$

$$\gamma_{11} = \gamma_{11}^I \cdot \gamma_{10} = 0,014 \cdot 0,6 = 0,006\%$$

$$\varepsilon_{11} = \frac{\beta_{11} \cdot \gamma_{11}}{\alpha} = \frac{0,0020,006}{0,00023} = 0,052\%$$

$$\varepsilon_{12} = \varepsilon_{10} - \varepsilon_{11} = 52 - 0,052 = 51,948\%$$

$$\gamma_{12} = \gamma_{10} - \gamma_{11} = 0,6 - 0,006 = 0,594\%$$

$$\beta_{12} = \frac{\varepsilon_{12} \cdot \alpha}{\gamma_{12}} = \frac{51,948 \cdot 0,00023}{0,594} = 0,0201\%$$

Слив сгустителя твердое не уходит ( $\gamma_{15} = 0$ ), тогда

$$\beta_{13} = \beta_{12} \quad \gamma_{13} = \gamma_{12} \quad \varepsilon_{13} = \varepsilon_{12}$$

$$\varepsilon_{16} = \frac{\beta_{16} \cdot \gamma_{16}}{\alpha} = \frac{0,0015 \cdot 0,013}{0,00023} = 0,0848\%$$

$$\gamma_{15} = \gamma_{13} - \gamma_{16} = 0,594 - 0,013 = 0,581\%$$

$$\varepsilon_{15} = \varepsilon_{13} - \varepsilon_{16} = 51,948 - 0,0848 = 51,8632\%$$

$$\beta_{15} = \frac{\varepsilon_{15} \cdot \alpha}{\gamma_{15}} = \frac{51,8632 \cdot 0,00023}{0,581} = 0,0205\%$$

$$\varepsilon_{19} = \varepsilon_{15} \cdot E_{19} = 51,8632 \cdot 0,5 = 25,9316\%$$

$$\gamma_{19} = \frac{\varepsilon_{19} \cdot \alpha}{\beta_{19}} = \frac{25,9316 \cdot 0,00023}{20} = 0,0003\%$$

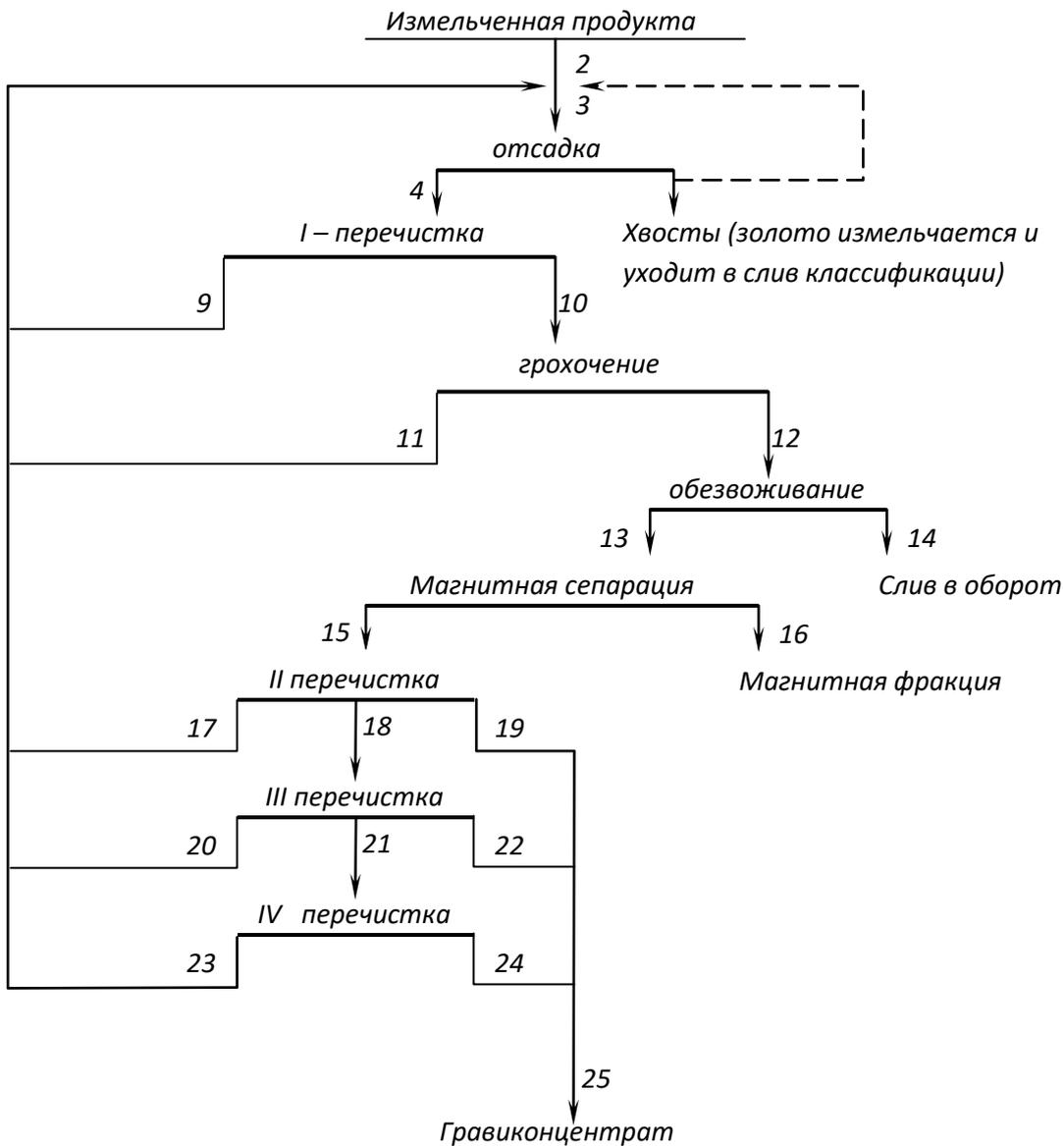


Рис.7.4. Технологическая схема гравитационного обогащения

$$\gamma_{18} = \gamma_{18}^I \cdot \gamma_{15} = 0,3 \cdot 0,581 = 0,1743\%$$

$$\gamma_{18} = \gamma_{16} - \gamma_{20} - \gamma_{19} = 0,581 - 0,0003 - 0,1743 = 0,4064\%$$

$$\beta_{18} = C \cdot \beta_{19} = 0,8 \cdot 0,0205 = 0,0164\%$$

$$\varepsilon_{19} = \frac{\beta_{19} \cdot \gamma_{19}}{\alpha} = \frac{0,0164 \cdot 0,1743}{0,00023} = 12,4282\%$$

$$\beta_{17} = \varepsilon_{15} - \varepsilon_{19} - \varepsilon_{18} = 51,8632 - 25,9316 - 12,4282 = 13,5034\%$$

$$\beta_{17} = \frac{\varepsilon_{17} \cdot \alpha}{\gamma_{17}} = \frac{13,5034 \cdot 0,00023}{0,4064} = 0,0076\%$$

$$\varepsilon_{22} = \varepsilon_{18} \cdot E_{22} = 12,4282 \cdot 0,2 = 2,486\%$$

$$\gamma_{22} = \frac{\varepsilon_{22} \cdot \alpha}{\beta_{22}} = \frac{2,486 \cdot 0,00023}{20} = 0,00003\%$$

$$\beta_{21} = C \cdot \beta_{18} = 0,8 \cdot 0,0164 = 0,0131\%$$

$$\gamma_{21} = \gamma_{21}^I \cdot \gamma_{18} = 0,3 \cdot 0,1743 = 0,0523\%$$

$$\varepsilon_{21} = \frac{\beta_{21} \cdot \gamma_{21}}{\alpha} = \frac{0,0131 \cdot 0,0523}{0,00023} = 2,979\%$$

$$\varepsilon_{20} = \varepsilon_{18} - \varepsilon_{22} - \varepsilon_{21} = 12,4282 - 2,486 - 2,979 = 6,9632 \%$$

$$\gamma_{20} = \gamma_{18} - \gamma_{22} - \gamma_{21} = 0,1743 - 0,00003 - 0,0523 = 0,12197 \%$$

$$\beta_{20} = \frac{\varepsilon_{20} \cdot \alpha}{\gamma_{20}} = \frac{6,9632 \cdot 0,00023}{0,12197} = 0,013\%$$

$$\varepsilon_{24} = \varepsilon_{25} - \varepsilon_{19} - \varepsilon_{22} = 30 - 25,9316 - 2,486 = 1,5824 \%$$

$$\varepsilon_{23} = \varepsilon_{21} - \varepsilon_{24} = 2,979 - 1,5824 = 1,3966 \%$$

$$\gamma_{24} = \frac{\varepsilon_{24} \cdot \alpha}{\beta_{24}} = \frac{1,5824 \cdot 0,00023}{20} = 0,00002\%$$

$$\gamma_{23} = \gamma_{21} - \gamma_{24} = 0,0523 - 0,00002 = 0,05228 \%$$

$$\beta_{23} = \frac{\varepsilon_{23} \cdot \alpha}{\gamma_{23}} = \frac{1,3966 \cdot 0,00023}{0,05228} = 0,006\%$$

$$\gamma_{25} = \gamma_{19} + \gamma_{22} + \gamma_{24} = 0,0003 + 0,00003 + 0,00002 = 0,00035\%$$

$$\gamma_{26} = \gamma_9 + \gamma_{11} + \gamma_{17} + \gamma_{20} + \gamma_{23} = 2,85 + 0,006 + 0,4064 + 0,12197 + 0,05228 = 3,43665 \%$$

$$\varepsilon_{26} = \varepsilon_9 + \varepsilon_{11} + \varepsilon_{17} + \varepsilon_{20} + \varepsilon_{23} = 13 + 0,052 + 13,5034 + 6,9632 + 1,3966 = 34,9152 \%$$

$$\beta_{16} = \frac{\varepsilon_{26} \cdot \alpha}{\gamma_{26}} = \frac{34,9152 \cdot 0,00023}{3,43665} = 0,0023\%$$

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:

$$Q_n = \frac{Q_1 \cdot \gamma_n}{100}; \quad P = P_1 \cdot \varepsilon_n; \quad \text{где} \quad p_1 = Q_1 \cdot \beta_1 = \frac{Q_1 \cdot \alpha}{100}$$

Где:  $P$  – количество металла (ценные компоненты) в продуктах, поступивших из процесса, *гp/час*

$$P_1 = \frac{2302 \cdot 0,00023}{100} = 0,0052 \cdot 1000000 = 5200 \text{гp/час}$$

$$Q_4 = \frac{Q_1 \cdot \gamma_4}{100} = \frac{2302 \cdot 3,45}{100} = 79,419 \text{m/час}$$

$$Q_9 = \frac{Q_1 \cdot \gamma_9}{100} = \frac{2302 \cdot 2,85}{100} = 65,607m / \text{час}$$

$$Q_{10} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{10}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,6}{100} = 13,812m / \text{час}$$

$$Q_{11} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{11}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,006}{100} = 0,13m / \text{час}$$

$$Q_{12} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{12}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,594}{100} = 13,67m / \text{час}$$

$$Q_{13} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{13}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,594}{100} = 13,67m / \text{час}$$

$$Q_{14} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{14}}{100} = \frac{2302 \cdot 0}{100} = 0m / \text{час}$$

$$Q_{15} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{15}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,581}{100} = 13,3746m / \text{час}$$

$$Q_{16} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{16}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,013}{100} = 0,29m / \text{час}$$

$$Q_{17} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{17}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,581}{100} = 13,3446m / \text{час}$$

$$Q_{18} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{18}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,1743}{100} = 4,0123m / \text{час}$$

$$Q_{19} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{19}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,0003}{100} = 0,069m / \text{час}$$

$$Q_{20} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{20}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,12197}{100} = 2,8077m / \text{час}$$

$$Q_{21} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{21}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,0523}{100} = 1,2039m / \text{час}$$

$$Q_{22} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{22}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,00003}{100} = 0,0006m / \text{час}$$

$$Q_{23} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{23}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,05228}{100} = 1,2034m / \text{час}$$

$$Q_{24} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{24}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,00002}{100} = 0,0004m / \text{час}$$

$$Q_{25} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{25}}{100} = \frac{2302 \cdot 0,00035}{100} = 0,0080m / \text{час}$$

$$Q_{26} = \frac{Q_1 \cdot \gamma_{26}}{100} = \frac{2302 \cdot 3,43665}{100} = 79,1116m / \text{час}$$

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №15

### Выбор и расчет схем и параметров флотации

*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 один 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 руда перед флотацией разделяется на два продукта — пески и шламы с последующим раздельным их обогащением или когда промпродукты обогащаются в отдельном, самостоятельном цикле.

#### Принципиальные схемы флотации монометаллических руд

Большинство применяемых на практике принципиальных схем флотации монометаллических руд может быть сведено к следующим вариантам.

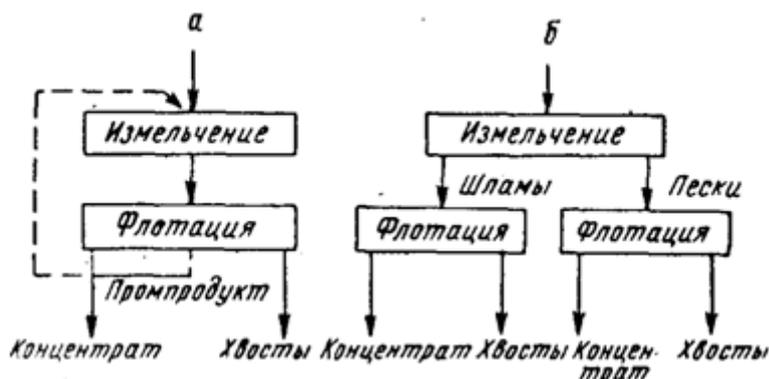


Рис.6.1. Варианты принципиальных одностадийных схем флотации

*а* — одноцикловая;

*б* — двухцикловая с раздельным обогащением песков и шламов.

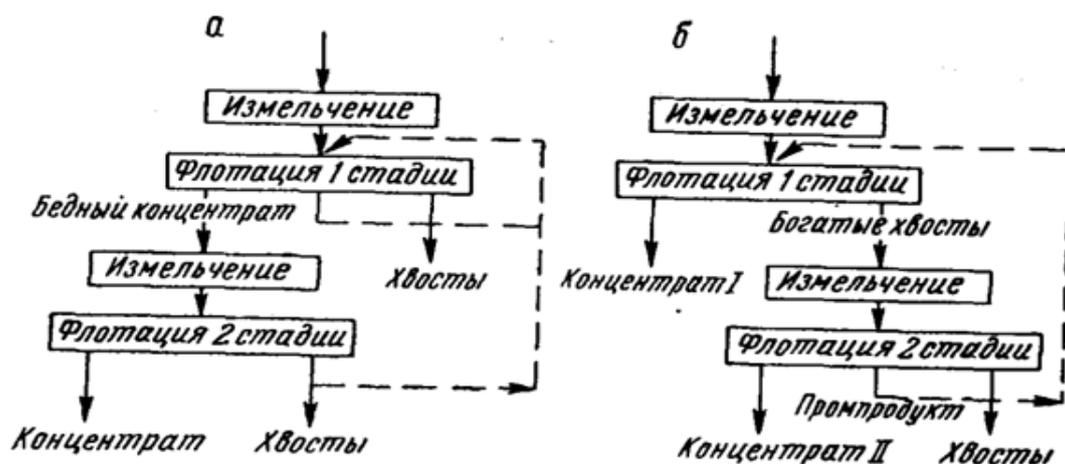


Рис.6.2. Варианты принципиальных двухстадиальных схем флотации

а — двухцикловая с выделением в первой стадии обогащения отвальных хвостов и бедного концентрата, направляемого во вторую стадию;

б — двухцикловая с выделением в первой стадии обогащения кондиционного концентрата и богатых хвостов, направляемых во вторую стадию.

### Выбор принципиальной схемы флотации монометаллических руд

Выбор принципиальной схемы флотации монометаллических руд зависит в основном от характеристики вкрапленности в руде полезного минерала и способности полезного минерала и пустой породы к ошламованием при измельчении.

Общее правило: чем более неравномерна по крупности выделений вкрапленность полезного минерала и чем он больше иламуется 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, доизмельчение, которого стоит дешевле, чем измельчение всей массы руды.

Число стадий обогащения зависит от характера вкрапленности в руде полезного минерала и его способности к ошламованием 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 ухудшения технологических показателей при обогащении руды по одностадийной схеме.

2. Крупная вкрапленность, полезные минералы легко переизмельчаются. Лучшие результаты обогащения будут получены при двухстадийной схеме флотации (см. рис. 6.2, схема б) 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 (см. рис. 6.2, схема а).

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.

### **Расчет баланса монометаллической руды**

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). Введем следующие обозначения:

$\alpha$ - $\beta$ - $\nu$  – соответственно содержание металла в исходной руде, в концентрате и в хвостах;

$\gamma_{исх}$ ,  $\gamma_k$ ,  $\gamma_{хв}$  – соответственно выход исходной руды ( $\gamma_{исх}=100\%$ ) концентрата и хвостов, %;

$\varepsilon$  – извлечение металла в руде равно 100% ;

$\varepsilon_k$  – извлечение металла в концентрате, %;

$\varepsilon_{хв}$  – потери металла в хвостах, %.

Количество металла в руде равно его количеству в концентрате и хвостах:

$$100 \cdot \alpha = \gamma_k \cdot \beta + \gamma_{хв} \cdot \vartheta$$

$$100 \cdot \alpha = \gamma_k \beta + (100 - \gamma_k) \cdot \vartheta$$

Выход концентрата:

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \vartheta}{\beta - \vartheta} \cdot 100$$

$$\gamma_k = \frac{\varepsilon_k - \alpha}{\beta}$$

Извлечение металла в концентрат рассчитывается по формуле

$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k - \beta}{\alpha}$ , а если выход концентрата неизвестен, то

$$\varepsilon_k = \frac{\beta}{\alpha} \cdot \frac{\alpha - \vartheta}{\beta - \vartheta} \cdot 100\%$$

Потери металла в хвостах составят:

$$\varepsilon_{хв} = 100 - \varepsilon_k, \text{ так как } \varepsilon = \varepsilon_k + \varepsilon_{хв} = 100\%.$$

### **Пример расчета**

Рассчитать баланс металла и обогащения 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:

$$\gamma_k = \frac{\varepsilon_k - \alpha}{\beta} = \frac{92 \cdot 0,5}{18} = 2,55\%$$

Тогда выход хвостов:

$$\gamma_{X_6} = 100 - \gamma_K = 97,45\%$$

Извлечение меди в хвосты (потери меди):

$$\gamma_{Cu/X_6} = 100 - 90 = 8\%$$

Содержание меди в хвостах:

$$g_{Cu} = \frac{\varepsilon_{Cu/X_6} \cdot \alpha}{\gamma_{X_6}} = \frac{8 \cdot 0,5}{97,45} = 0,041\%$$

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:

$$M_{X_6} = 10000 - 255 = 9745 \text{ м/сут.}$$

Таблица 6.1. Баланс металла

Продукты	Выход продукта		Содержание меди $\beta_{Cu}, \%$	Извлечение меди $\varepsilon_{Cu}, \%$
	%	м/сут		
Си-концентрат	2,55	255	18	92
Хвосты	97,45	9745	0,041	8
Исходная руда	100	10000	0,5	100

### Расчет качественно-количественной схемы флотации двухкомпонентной руды

Из расчетного баланса металлов переносятся технологические показатели по исходному и конечным продуктам на схему, представленную на рис.5. 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:

$$\beta_1=10\% \quad \beta_4=5\%$$

$$\beta_3=22\% \quad \beta_8=10,68\%$$

Слив гидроциклона 80% класса -0,074мм

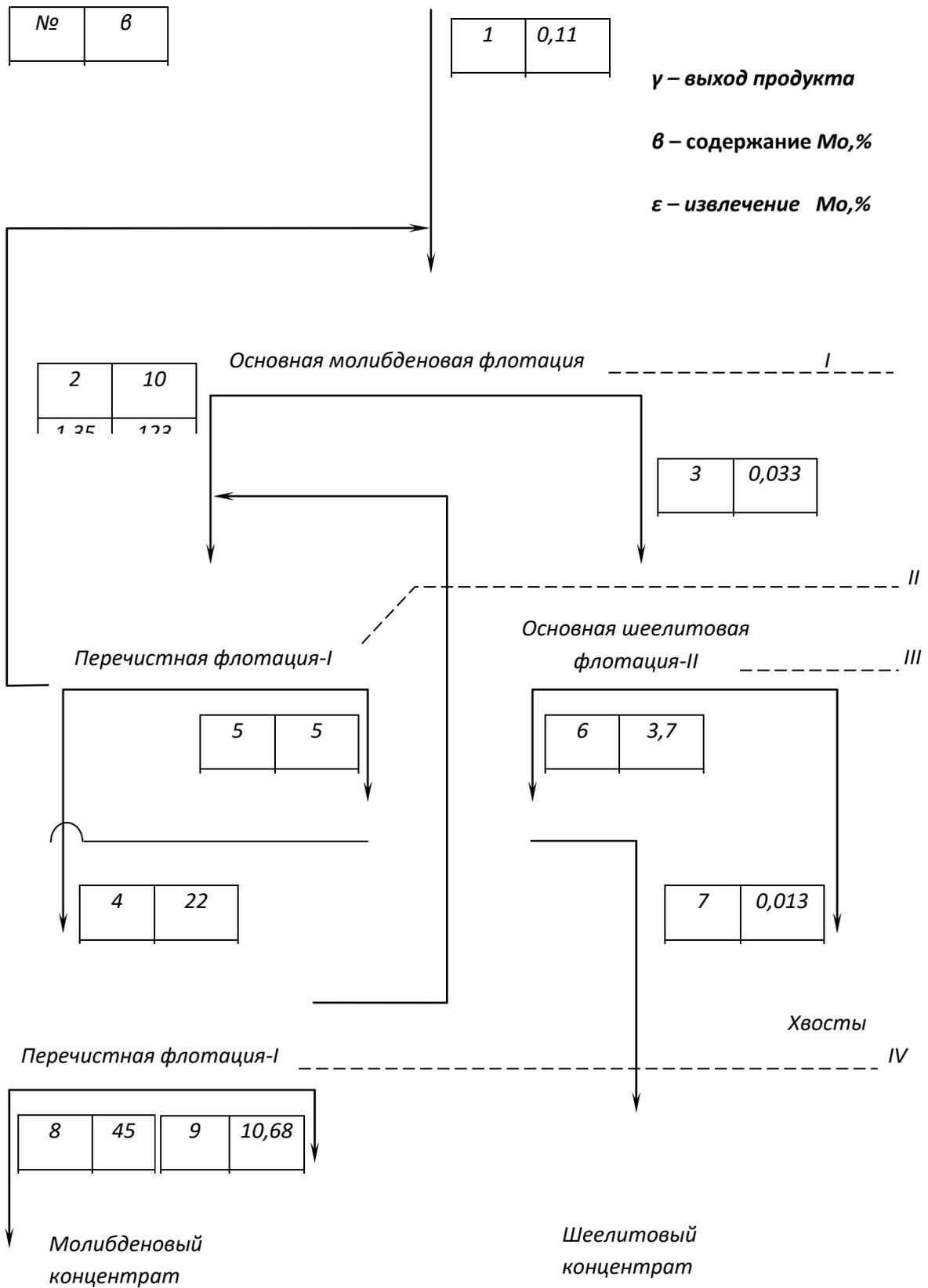


Рис.6.3. Принципиальная схема флотации

Для каждой операции разделения составляются балансы по массе продуктов и по ценному компоненту.

### II-перечистка:

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  $\gamma_4$ :

$$\gamma_4 = 0,17 + \gamma_9$$

$$\gamma_4 \cdot 22 = 0,17 \cdot 45 + \gamma_9 \cdot 10,68$$

$$(0,17 + \gamma_9) \cdot 22 = 7,65 + \gamma_9 \cdot 10,68$$

$$10,68 \cdot \gamma_9 = 3,91; \quad \gamma_9 = 0,35; \quad \gamma_4 = 0,17 + 0,35 = 0,52$$

Значения  $\beta_2$  рассчитывается из уравнений баланса для операции основной вольфрамовой флотации:

$$\gamma_3 = \gamma_6 + \gamma_7 = 0,553 + 99,313 = 99,866$$

(из баланса металлов)

$$\gamma_3 \beta_3 = \gamma_6 \beta_6 + \gamma_7 \beta_7;$$

$$\beta_2 = \frac{\gamma_6 \beta_6 + \gamma_7 \beta_7}{\gamma_3} = \frac{0,55 \cdot 3,7 + 99,28 \cdot 0,013}{99,866} = 0,033$$

### I-перечистка:

$$\begin{cases} \gamma_9 + \gamma_2 = \gamma_4 + \gamma_5 \\ \gamma_9 \beta_9 + \gamma_2 \beta_2 = \gamma_4 \beta_4 + \gamma_5 \beta_5 \end{cases}$$

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  $\gamma_5$ :

$$0,35 + \gamma_2 = 0,52 + \gamma_5$$

$$0,35 \cdot 10,68 + \gamma_2 \cdot 10 = 0,52 \cdot 22 + \gamma_5 \cdot 5$$

$$\gamma_5 = \gamma_2 - 0,17$$

$$0,35 \cdot 10,68 + \gamma_2 \cdot 10 = 0,52 \cdot 22 + (\gamma_2 - 0,17) \cdot 5$$

$$0,35 + \gamma_2 \cdot 10 = 11,44 + 5 \cdot \gamma_2 - 0,85$$

$$5 \cdot \gamma_2 = 6,74; \quad \gamma_2 = 1,35; \quad \gamma_5 = 1,35 - 0,17 = 1,18;$$

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №16

### Расчет процесса обжига медных руд в печах кипящего слоя.

Химический состав медного концентрата следующий:

Cu – 67,2%, S -21,1%, Ni – 4,04%, Fe – 4,21 %, Co – 0,256 %.

По составу практически вся медь находится в виде  $\text{Cu}_2\text{S}$ , никель – в виде  $\text{Ni}_3\text{S}_2$ , кобальт – в виде  $\text{CoS}$ .

Подсчитываем содержание халькозина на 100 кг руды.

Меди в концентрате 67,2%

127,2 Cu входят в 159,2  $\text{Cu}_2\text{S}$  (по молекулярному весу)

67,2 Cu – x концентрата

$$x = (159,2 \cdot 67,2) / 127,2 = 84,1 \text{ кг}$$

Зная количество и состав халькозина, рассчитываем, сколько серы содержится в халькозине:

159,2  $\text{Cu}_2\text{S}$  входят 32 S

84,1  $\text{Cu}_2\text{S}$  – x S

$$x = (32 \cdot 84,1) / 159,2 = 16,9 \text{ кг}$$

Проверка:  $67,2 + 16,9 = 84,1 \text{ кг}$

Весь никель содержится в виде  $\text{Ni}_3\text{S}_2$ .

Количество  $\text{Ni}_3\text{S}_2$  в концентрате:

176,1 Ni входят 240,07  $\text{Ni}_3\text{S}_2$

4,04 Ni - x  $\text{Ni}_3\text{S}_2$

$$x = (240,07 \cdot 4,04) / 176,1 = 5,5 \text{ кг}$$

Количество серы в  $\text{Ni}_3\text{S}_2$ :

240,07  $\text{Ni}_3\text{S}_2$  входят 64 S

5,5  $\text{Ni}_3\text{S}_2$  – x S

$$x = (64 \cdot 5,5) / 240,07 = 1,47 \text{ кг}$$

Проверка:  $4,04 + 1,47 = 5,5 \text{ кг}$

Всё железо находится в виде  $\text{FeS}$ .

Количество  $\text{FeS}$  в концентрате:

55,8 Fe входят 87,8  $\text{FeS}$

4,21 Fe – x  $\text{FeS}$

$$x = (87,8 \cdot 4,21) / 55,8 = 6,62 \text{ кг}$$

Количество серы в FeS:

87,8 FeS входят 32 S

6,62 FeS – x S

$$x = (32 * 6,62) / 87,8 = 2,41 \text{ кг S}$$

Проверка: 2,41 + 4,21 = 6,62 кг

Кобальт находится в виде CoS.

Количество CoS в концентрате:

59 Co входят 91 CoS

0,256 Co – x CoS

$$x = (91 * 0,256) / 59 = 0,39 \text{ кг}$$

Количество серы в CoS:

91 CoS входят 32 S

0,39 CoS – x S

$$x = (32 * 0,39) / 91 = 0,14 \text{ кг}$$

Проверка: 0,256 + 0,14 = 0,39 кг

Проверка S: 16,9 + 1,47 + 2,41 + 0,14 = 21,1 кг

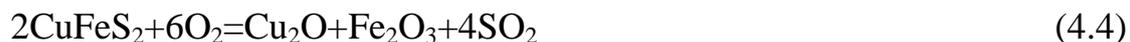
Таблица 1 Сводная таблица химического и вещественного состава медного концентрата

Компоненты	Минералы				Всего
	Cu <sub>2</sub> S	Ni <sub>3</sub> S <sub>2</sub>	FeS	CoS	
Cu	67,2	-	-	-	67,2
Ni	-	4,04	-	-	4,04
Fe	-	-	4,21	-	4,21
Co	-	-	-	0,256	0,256
S	16,9	1,47	2,41	0,14	21,1
Итого	84,1	5,5	6,62	0,39	100

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №17

### Расчет процесса обжига цинковых концентратов

При обжиге протекают следующие реакции окисления сульфидов:



Продуктами окислительного обжига являются отходящие газы, огарок и пыль. Пыль и огарок представлены оксидными соединениями металлов и их перерабатывают по единой технологии. Отходящие газы содержат сернистый и серный ангидрид, азот, кислород. После очистки их отправляют на производство серной кислоты. Процесс обжига сульфидного концентрата протекает в автогенном режиме при температуре 960-980 °С. Автогенность процесса поддерживают регулированием расходов концентрата и воздушного дутья. Оптимальное соотношение концентрат воздух устанавливают в результате расчета теплового баланса процесса. Тепловой баланс позволяет также определить расход охлаждающей воды в теплообменниках кипящего слоя для поддержания заданной температуры.

Тепловой баланс предопределяет равенство прихода и расхода тепла в агрегат «КС». Приход тепла в обжиговую печь складывается из следующих составляющих: физическое тепло воздуха и концентрата, тепло экзотермических реакций окисления сульфидов металлов. Статьями расхода тепла являются тепло отходящих газов, пыли и огарка, тепло на нагрев и испарение охлаждающей воды.

Для расчета процесса потребуется рассчитать рациональный состав цинкового концентрата, расход воздуха для окисления сульфидов, количество и состав продуктов обжига, тепловой баланс процесса.

Исходные данные:

1. Химический состав цинкового концентрата, %: 52 ZnS; 1.4 Pb; 6.4 Fe; 1.0 Cu; 0.4 Cd; 1.3 SiO<sub>2</sub>; 1.1 CaO; 0.7 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; S-по расчету, прочие - по разности до 100%.

2. Минералогический состав: цинк - в сфалерите ZnS; свинец - в галените PbS; медь - в халькопирите CuFeS<sub>2</sub> и ковеллине CuS в соотношении

1:1; остальное железо- в пирите  $\text{FeS}_2$  и троилите  $\text{FeS}$  в соотношении 3:1; кадмий- в силльфиде; пустая порода представлена кремнеземом, известняком, глиноземом.

3. Исходный цинковый концентрат поступает на обжиг с влажностью 6%

4. В агрегат подают воздух, обогащенный кислородом до 30%. Избыток воздуха составляет 10% (коэффициент избытка=1,1)

5. Сульфид цинка в количестве 2,7% от его общего содержания окисляется по (4,2)

6. Пылевынос при обжиге составляет 30%. По своему составу пыль мало отличается от огарка. В пыли и огарке цинк находится в соединениях: 95% в  $\text{ZnO}$ ; 3% в  $\text{ZnO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ; 1.7%  $\text{ZnSO}_4$ ; 0.3% в  $\text{ZnS}$ .

Расчет ведем на 100 кг. концентрата.

Таблица 4.1-Рациональный состав цинкового концентрата

Соединения.	Содержание компонентов, кг.										
	Zn	Pb	Cu	Fe	Cd	S	Ca O	SiO 2	Al <sub>2</sub> O 3	Проч е	Всего
ZnS	52					25,4					77,44
PbS		1,4	0,5	0,4	0,4	4	1,1	1,3	0,7	3,49	1,62 1,44
CuFeS <sub>2</sub>			0,5	4		0,22					0,75 8,52
CuS				3,9		0,5					3,13 0,51
FeS <sub>2</sub>				7		0,25					1,1 1,3
FeS				1,9		4,55					0,7 3,49
CdS				9		1,14					
CaO						0,11					
SiO <sub>2</sub>											
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>											
Прочие											
Итого	52	1,4	1,0	6,4	0,4	32,2 1	1,1	1,3	0,7	3,49	100

Определим количество сфалерита в концентрате, кг:

$$65,4-97,4$$

$$52-x$$

$$x=52 \cdot 97,4 / 65,34 = 77,44$$

серы в сфалерите

$$52 \cdot 32 / 65,4 = 25,44$$

Определим количество галенита в концентрате, кг:

207,2 свинца содержится в 239,2 галенита

$$1,4-x$$

$$x=1,4 \cdot 239,2 / 207,2 = 1,62$$

серы в галените

$$x=1,4*32/207,2=0,22$$

Определим количество халькопирита в концентрате, кг:

$$\text{количество меди } 1,0/2=0,5$$

$$63,54-183,4$$

$$0,5-x$$

$$x=0,5*183,4/63,6=1,44$$

железа в халькопирите

$$55,8*1,44/183,4=0,44$$

серы в халькопирите

$$64*1,44/183,4=0,5$$

Определим количество ковелина в концентрате, кг:

$$\text{количество меди } 1,0-0,5=0,5$$

$$0,5*95,54/63,6=0,75$$

серы в ковелине

$$0,5*32/63,6=0,25$$

Количество железа в пирите и троилите ставит ,кг:

$$6,4-0,44=5,96$$

количество железа в пирите

$$5,96*2/3=3,97$$

Определим количество пирита в концентрате, кг:

$$55,8-119,8$$

$$3,98-x$$

$$x=3,97*119,8/55,8=8,52$$

серы в пирите

$$8,54-3,97=4,55$$

железа в троилите

$$5,96-3,97=1,99$$

Количество троилита в концентрате, кг:

$$1,99*87,8/55,8=3,13$$

серы в троилите

$$3,13-1,99=1,14$$

Количество кадмия в концентрате, кг:

$$112,4-144,4$$

$$0,4-x$$

$$0,4*144,4/112,4=0,51$$

серы в сульфиде кадмия

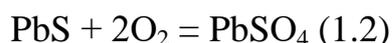
$$0,4*32/112,4=0,11$$

## ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ №18

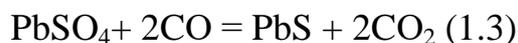
### Расчет агломерационного обжига свинцового концентрата.

Агломерацию используют для подготовки сульфидных и окисленных материалов к металлургическим процессам, требующим кусковых шихт, например плавке в шахтных печах. Агломерацию сульфидных материалов проводят с частичной (медные и медно-никелевые концентраты) и максимальной (свинцовые и цинковые концентраты) десульфуризацией.

Необходимость удаления серы из свинцовых концентратов и окисления сульфидов металлов до оксидов вызвана тем, что оксид свинца – наиболее легко восстанавливаемое в процессе последующей плавки соединение свинца. Неполное удаление серы из шихты, поступающей на плавку, приводит к потерям свинца с сульфидной фазой и снижению извлечения его в черновой металл. Удаление серы осуществляют путем нагревания концентрата в окислительной атмосфере до температуры 1000–1100°C. При этом протекают следующие реакции:



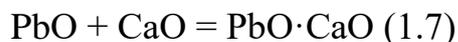
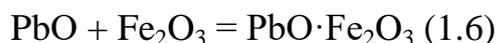
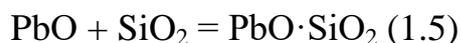
Сульфат свинца в агломерате нежелателен, так как в процессе дальнейшей восстановительной плавки он будет переходить в штейн по реакции:



При температуре выше 700°C образовавшийся сульфат свинца диссоциирует:



При температуре выше 650°C образуются сложные соединения свинца:



Образование этих соединений свинца желательно, так как силикаты и ферриты свинца более легкоплавки и при обжиге образуют некоторое количество жидкой фазы, что способствует спеканию шихты и получению крупнокускового материала.

1) Определяем количество PbS:

$$M(\text{Pb}) = 207,19 - M(\text{PbS}) = 239,25$$

$$50,0 \text{ кг Pb} - x \text{ кг PbS};$$

$$x = 57,74 \text{ кг PbS.}$$

$$\text{В нем S: } 57,74 - 50,0 = 7,74 \text{ кг.}$$

2) Определяем количество ZnS:

$$M(\text{Zn}) = 65,37 - M(\text{ZnS}) = 97,43$$

$$13 \text{ кг Zn} - x \text{ кг ZnS};$$

$$x = 19,4 \text{ кг ZnS.}$$

$$\text{В нем S: } 19,4 - 13 = 6,4 \text{ кг.}$$

3) Определяем количество CuFeS<sub>2</sub>:

$$M(\text{Cu}) = 63,55 - M(\text{CuFeS}_2) = 183,52$$

$$3,2 \text{ кг Cu} - x \text{ кг CuFeS}_2;$$

$$x = 9,24 \text{ кг CuFeS}_2.$$

$$\text{В нем S: } M(\text{CuFeS}_2) = 183,52 - 2M(\text{S}) = 64,12$$

$$9,24 \text{ кг CuFeS}_2 - x \text{ кг 2S};$$

$$x = 3,23 \text{ кг,}$$

$$\text{тогда Fe: } 9,24 - 3,2 - 3,23 = 2,81 \text{ кг.}$$

Всего с этими минералами связано серы: 7,74 кг – с PbS; 6,4 кг – с ZnS; 3,23 кг – с CuFeS<sub>2</sub>.

$$7,74 + 6,4 + 3,23 = 17,37 \text{ кг S.}$$

Остальная сера в количестве  $20,0 - 17,37 = 2,63$  кг будет связана с железом в FeS<sub>2</sub> и Fe<sub>7</sub>S<sub>8</sub>. Для их образования имеется свободного железа  $6,0 - 2,81 = 3,19$  кг.

4) Определяем количество FeS<sub>2</sub> и Fe<sub>7</sub>S<sub>8</sub>.

обозначим через «а» кг количество Fe в FeS<sub>2</sub>, тогда «(3,19 – а)» кг – количество Fe в Fe<sub>7</sub>S<sub>8</sub>.

Составляем уравнения:

а) для FeS<sub>2</sub>:

$$M(\text{Fe}) = 55,85 - 2M(\text{S}) = 64,12$$

$$a \text{ кг Fe} - x \text{ кг 2S};$$

$$x = 1,15 \cdot a \text{ кг S в FeS}_2.$$

б) для Fe<sub>7</sub>S<sub>8</sub>:

$$M(\text{Fe}_7) = 390,95 - M(\text{S}_8) = 256,48$$

$$3,19 - a \text{ кг 7Fe} - y \text{ кг 8S};$$

$$y = 2,09 - 0,66 \cdot a \text{ кг S в Fe}_7\text{S}_8.$$

Так как « $x + y = 2,63$ » кг (количество серы в двух минералах: FeS<sub>2</sub> и Fe<sub>7</sub>S<sub>8</sub>), « $x = 1,15 \cdot a$ » кг, « $y = 2,09 - 0,66 \cdot a$ » кг.

$$\text{Находим а: } 1,15 \cdot a + 2,09 - 0,66 \cdot a = 2,63; a = 1,10 \text{ кг.}$$

$$x = 1,15 \cdot a = 1,15 \cdot 1,10 = 1,27 \text{ кг S}_2;$$

$$y = 2,09 - 0,66 \cdot a = 2,09 - 0,66 \cdot 1,10 = 1,36 \text{ кг S}_8.$$

Следовательно, количество FeS<sub>2</sub>:  $1,10 + 1,27 = 2,37$  кг;

количество Fe<sub>7</sub>S<sub>8</sub>:  $(3,19 - 1,10) + 1,36 = 3,45$  кг.

5) Определяем количество CaCO<sub>3</sub>:

$$M(\text{CaO}) = 56,08 - M(\text{CaCO}_3) = 100,09$$

$$2 \text{ кг CaO} - x \text{ кг CaCO}_3;$$

$$x = 3,56 \text{ кг CaCO}_3.$$

$$\text{В нем CO}_2: 3,56 - 2 = 1,56 \text{ кг.}$$

По полученным расчетным данным составляем таблицу рационального состава концентрата:

Рациональный состав концентрата

	Pb	Zn	Cu	Fe	S	CaO	CO <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Прочие	Всего
PbS	50,00	-	-	-	7,74	-	-	-	-	-	57,74
ZnS	-	13,00	-	-	6,40	-	-	-	-	-	19,4
CuFeS <sub>2</sub>	-	-	3,2	2,81	3,23	-	-	-	-	-	9,24
FeS <sub>2</sub>	-	-	-	1,10	1,27	-	-	-	-	-	2,37
Fe <sub>7</sub> S <sub>8</sub>	-	-	-	2,09	1,36	-	-	-	-	-	3,45
CaCO <sub>3</sub>	-	-	-	-	-	2,00	1,56	-	-	-	3,56
SiO <sub>2</sub>	-	-	-	-	-	-	-	3,50	-	-	3,5
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	0,50	-	0,5
Прочие	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,24	0,24
Всего	50,00	13,00	3,20	6,00	20,00	2,00	1,56	3,50	0,50	0,24	100

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

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ**

**Для проведения лабораторных работ**

**ПО КУРСУ:**

**ПОДГОТОВКА РУД К ПЕРЕРАБОТКЕ**

**Навои – 2020 г.**

## Лабораторная работа №1

### Определение удельной массы минералов

**Цель работы:** Приобретение навыков в изучении физических свойств минералов, концентратов и руд.

#### Краткие теоретические сведения для выполнения работы.

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

В обогатительной 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.).

#### Необходимые приборы и материалы.

1. Пикнометр - 3
2. Минералы, материалы – измельченные до крупности верен 1 – 2 мм (5кг).
3. Дистиллированная вода - 1 л.
4. Бюретки - 1 и 5 мл.
5. Аналитические весы с разновесами. 1 шт.

6. Сушильная печь. 1 шт.

7. Вакуум – эксикатор – 3. шт.

### Порядок выполнения работы.

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**

№ опытов	Наименование минерала, материала	Удельная масса, г/см <sup>3</sup>		Разница
<b>1</b>	Галенит Первое измерение			
<b>2</b>	Второе измерение			
<b>3</b>	Третье измерение			
	Средне-арифметическая величина			

**Контрольные вопросы**

1. Необходимость определения удельных масс минералов (материалов).
2. Необходимые приборы для определения удельной массы минералов.
3. Порядок выполнения работы.
4. Единицы измерения величины удельной массы.

## Лабораторная работа №2

### Определение среднего диаметра кусков руд.

#### Цель работы

Приобретение практических навыков в определении среднего диаметра отдельных кусков руды, которая подвергается дроблению, грохочению, измельчению.

#### Содержание работы

- а) ознакомиться с основными способами определения среднего диаметра отдельных кусков руды;
- б) определить среднего диаметра смеси кусков руды по нескольким формулам;
- в) определить средний диаметр трех кусков руды по нескольким формулам.

#### Краткие теоретические сведения для выполнения работы.

Определение величины среднего диаметра кусков руды необходимо при выборе оборудования для дробления, грохочения, измельчения и классификации руд, а также для определения эффективности работы вышеперечисленных аппаратов.

Исходная руда состоит из кусков различной крупности, имеющих неправильную форму. Неправильность формы создаёт большие трудности и вносит известную условность в определении крупности руды. Только для куска правильной сферической формы один размер полностью определяет его крупность.

Крупность куска руды неправильной формы условно характеризуется средним диаметром  $d_{cp}$ , зависящим от его линейных размеров по трем взаимоперпендикулярным;  $l$  – длина,  $b$  – ширина,  $h$  – высота.

При определении среднего диаметра используют все размеры или только некоторые из них. За средний диаметр куска принимают: ширина параллелепипеда -  $b$

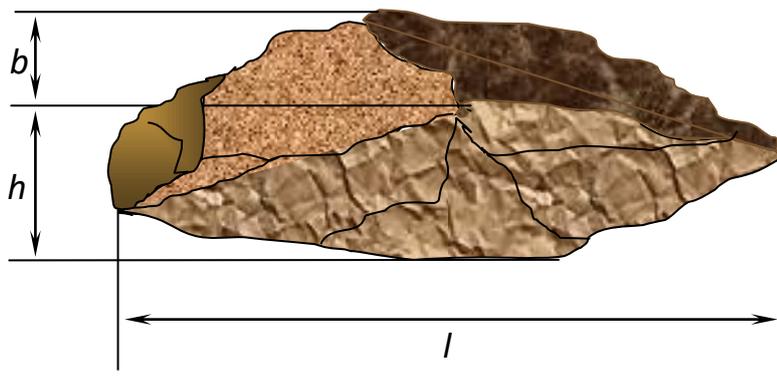


Рис.1. Кусок руды неправильной формы

$$d = \frac{l+b}{2}; \quad (2-1)$$

среднее арифметическое из длины и ширины,

$$d = \frac{l+b+h}{3}; \quad (2-2)$$

среднее арифметическое из трех размеров куска,

$$d = \sqrt{l \cdot b} \quad (2-3)$$

среднее геометрическое из длины и ширины

$$d = \sqrt[3]{l \cdot b \cdot h}; \quad (2-4)$$

среднее геометрическое из трех размеров, что соответствует ребру куба, равновеликого параллелепипеду по объему,

$$d = \sqrt{\frac{l \cdot b + l \cdot h + b \cdot h}{3}}; \quad (2-5)$$

ребро куба, равновеликого параллелепипеду по отдельным навескам (средняя геометрическая из трех измерений параллелепипеда)

$$d = \frac{3 \cdot l \cdot b \cdot h}{l \cdot b + l \cdot h + b \cdot h}; \quad (2-6)$$

ребру куба, эквивалентного параллелепипеду по поверхности (средняя геометрическая из трех измерений параллелепипеда)

При грохочении для массовых определений размера частиц за средний принимают размер наименьшего квадратного отверстия, через которое это зерно может пройти.

Из пробы необходимо отобрать три куска руды и определить их длину, ширину и высоту. Результаты замеров занести в табл.2.

**Таблица 2.**

**Результаты замеров образцов руды**

Номер образцов	Линейные размеры, в мм.		
	длина	Ширина	Высота
1			
2			
3			
4			

По данным произведенных замеров вычисляем средний диаметр/табл.3/.

**Таблица 3.**

**Вычисление среднего диаметра руды по различным формулам**

Номер образцов	Значение среднего диаметра по формулам /2 – 6/					
	1	2	3	4	5	6
1						
2						
3						
4						
5						

Значение среднего диаметра смеси кусков определяется по величине их крайних кусков.

Вычисления производятся по формулам, в которых  $d_1$  – средний диаметр смеси,  $d_2$  - средний диаметр крайних кусков.

$$\text{Средний арифметический} \quad D_a = \frac{d_1 + d_2}{2}; \quad (2-7)$$

$$\text{Средний геометрический} \quad D_q = \sqrt{d_1 \cdot d_2}; \quad (2-8)$$

$$\text{Среднее гармоническое} \quad D_h = \frac{2d_1 \cdot d_2}{d_1 + d_2}; \quad (2-9)$$

$$\text{Среднее Лашингера.} \quad D_c = \frac{d_2 - d_1}{\ln d_2 - \ln d_1} \quad (2-10)$$

По средним диаметрам отдельных кусков руды, вычисленным по одной из формул (2-1 – 2-6), нужно определить средний диаметр смеси в интервалах образцов 1-2, 2-3, 1-3, по формулам (2-7 - 2-10) и результаты представить в виде таблицы 4.

**Таблица 4.**

**Результаты определения среднего диаметра смеси**

По формулам	Значения среднего диаметра смеси в кусках		
	1-2	2-3	1-3
2-7			
2-8			
2-9			
2-10			

**Необходимые принадлежности**

1. Три куска руды разной крупности
2. Линейка

**Контрольные вопросы:**

1. необходимость определения диаметра средних кусков.
2. методики определения линейных размеров кусков
3. методы определения диаметра неправильных формы кусков

## Лабораторная работа №3

### Определение степени измельчения в мельницах.

#### Цель работы

Приобретение навыков степени измельчение руд и знакомства с конструкциями измельчительных аппаратов.

#### Краткие теоретические сведения для выполнения работы.

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). Зависимость от размеров кусков исходного сырья и конечного продукта измельчение делится на несколько классов по таблице 5.

Таблица 6.1. В зависимости от размера кусков исходного сырья и конечного продукта измельчение условно делят на несколько классов:

Класс измельчения	Размер кусков до измельчения, мм	Размер кусков после измельчения, мм
Дробление:		
Крупное	1000	250
Среднее	250	20
Мелкое	20	1 – 5
П о м о л :		
Грубый	1 – 5	0,1 – 0,04
Средний	0,1 – 0,04	0,05 – 0,015
Тонкий	0,1 – 0,04	0,001 – 0,005
Коллоидный	0,1	0,001

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 « $n$ ») и после измельчения (с индексом « $k$ »).

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.6.1.а) – тело под действием нагрузки деформируется по всему объему, и когда внутреннее напряжение в нем превышает предел прочности (сжатие) – разрушается.

1.Раскалывание (рис.6.1,б) – тело разрушается на части в местах концентрации наибольших нагрузок, передробляющих клинообразными рабочими элементами измельчителя.

2.Разламывание (рис.6.1,в) – тело разрушается под действием изгибающих сил.

3.Резание (рис.6.1, г) – тело делится на части заранее заданных размеров и форм.

4.Распиливание (рис. 6.1, д) – результаты получаются такие же, как и при резании; сопровождается отделением опилок.

5.Истирание (рис. 6.1, с) – тело измельчается под действием сжимающих, растягивающих и срезающих сил.

6.Удар (рис.6.1) – 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. 6.1, ж) –тело разрушается между двумя

7.рабочими органами измельчителя. Эффект такого разрушения зависит от кинетической энергии ударяющего тела.

8. Свободный удар (рис.6.1,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».

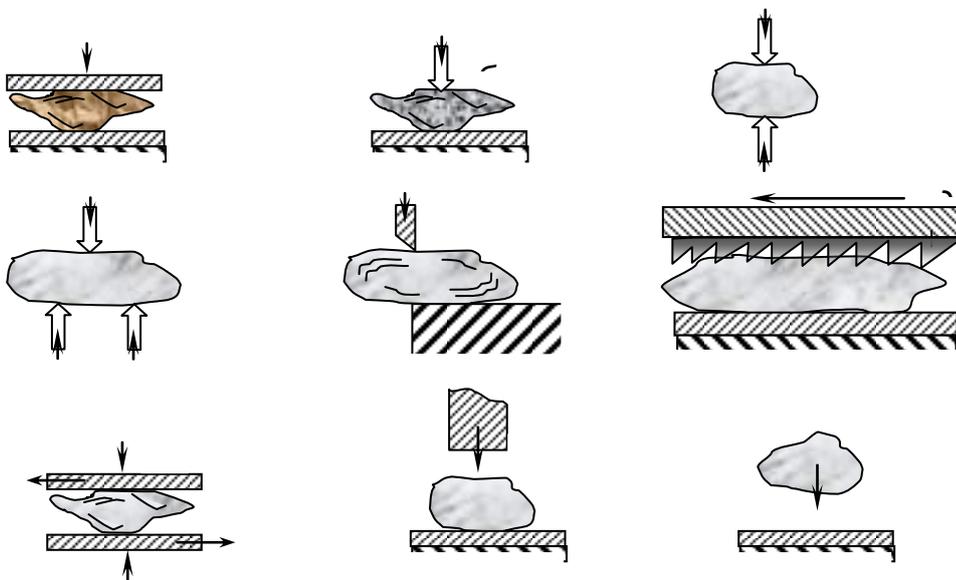


Рис. 6.1. способы измельчения: а) раздавливание; б) аскалывание; в) разламывание; г) резание; д) распиливание; е) истирание; ж) стесненный удар; з) свободный удар

### Необходимые аппараты, приборы и материалы

1. Пробы руды различной крупности из различных месторождений (3 пробы по 1 кг).
2. Набор сит, ротап.....2 шт.
3. Щековая дробилка.....1шт
- 4, Валковая дробилка.....1 шт.
1. Дисковые истиратели.....1 шт.
6. Выброистиратель.....1 шт.
7. Шаровая мельница.....1 шт.
8. Приемники исходного и измельченного материала, совок и д.р.

### Варианты

1. Работа на щековой дробилке (3 различными рудами)
2. Работа на дисковом истирателе (3 различными рудами)
3. Работа на шаровой мельнице (1 проба)

### Порядок выполнения работы

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.

$$Q = \frac{q}{\alpha - \beta} N_{изм} \cdot N_{кр} N_D N_{уч} N_{\delta}, m/час \quad (6-1)$$

где:  $\alpha, \beta$  - соответственно содержание расчетного тонкого класса в исходной руде и в измельчённом продукте, доли единицы;

$q$  – удельная производительность работающей (эталонной) мельницы по тонкому классу, т/ч·м<sup>3</sup>;

$N_{изм}, N_{кр}, N_{\delta}$  – 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,  $m^3$ .

### Обработка результатов

Обработка результатов опытов сводится к заполнению таблицы 6.2 (работа на щековой, валковой дробилке, дисковом истирателе) и таблицы 6.3. (работа в мельнице), построение графика степени измельчения, определение производительности аппарата, определение расхода электроэнергии.

**Таблица 6.2. 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 6.3. 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.

## Лабораторная работа №4

### Определение гранулометрического состава руд методом сокращения проб

#### Цель работы

Приобретение навыков в изучении метода пробоотбора, сокращения проб, для определений химического, минералогического и гранулометрического состава руды.

#### Краткие теоретические сведения для выполнения работы.

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:

$$q = k \cdot d^2 \text{ кг} \quad (3-1)$$

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:

$$q = n \cdot d_{cp}^3 = 10^4 d_{cp}^3 \frac{t^2(1-d)}{m^2 d}, \text{ кг} \quad (3-2)$$

где:  $d$  – средний диаметр частиц, мм

$n$  – число степеней свободы (число опыта)

$t$  – распределение Стьюдента, определяется по уравнению.

$$n \geq \frac{t_p^2 \cdot S_x^2}{\delta^2} \quad (3-3)$$

$m = \frac{\Delta}{\alpha} \cdot 100$  – относительная погрешность хим. анализа, %,

$\alpha$  - содержание ценного компонента

$V$  – средняя плотность материала

$S^2$  - дисперсия

$$S^2 = \frac{\alpha(1-\alpha_v)}{n} \quad (3-4)$$

Для минералогического анализа

$$q = 10^4 \cdot d_{cp}^3 \cdot \delta \cdot \frac{t^2(1 - \alpha_v)}{m^2 \cdot \delta_v} \quad (3-5)$$

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.2). Пробы из ящичков 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 заметают 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 перекатывают непрерывным поднятием углов клеенки и движением их в горизонтальном направлении к противоположному по диагонали углу. Для удовлетворительного перемешивания необходимо не менее 20-30 перекатываний. 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.

Основным 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.3 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.

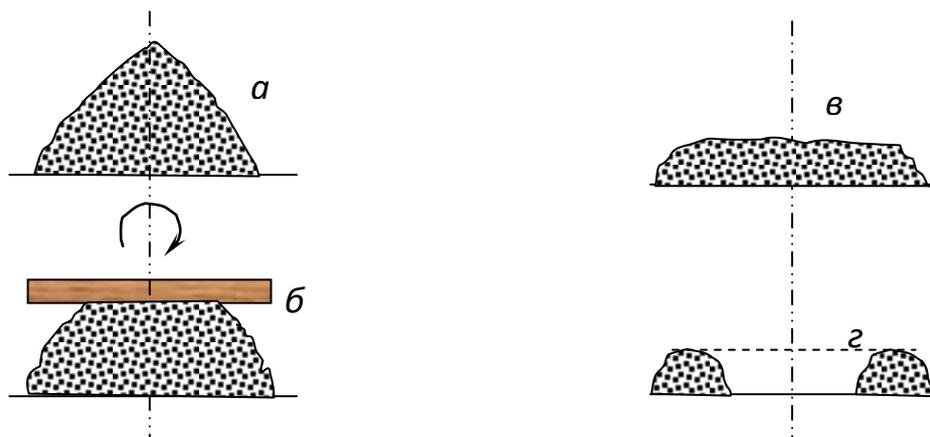


Рис. 2. схема перемешивания пробы способом кольцо и конуса: а –конус; б –разворачивание конуса в диск; в –диск; г -кольцо

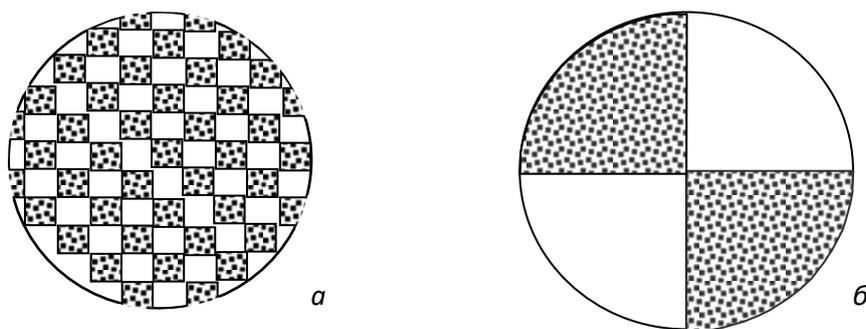


Рис. 3. Способ вычерпывания (а) и квартования (б)

Способ вычерпывания заключается в том, что перемешанный материал разравнивают на гладкой поверхности и линейкой или специальной решеткой наносят на нем квадраты (рис.3, 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 пробоотбор, вес пробы и т.д. (если известно или определено-химический состав руды)

Содержимое в пакете руда используется для выполнения следующих лабораторных работ.

### **Контрольные вопросы**

1. Задачи пробоотбора и усреднения пробы.
2. Что такое представительная проба?
3. Виды проб полезного ископаемого.
4. Места пробоотбора.
5. Способы опробование месторождений.
6. способы перемешивания пробы.
7. Способы сокращения пробы.
8. Паспорт пробы.
9. Определение минимального количества пробы.
10. Принципиальная схема подготовки пробы руды к лабораторным исследованиям.

## Лабораторная работа №5

### Изучение процесса обогащения руд в магнитных сепараторах

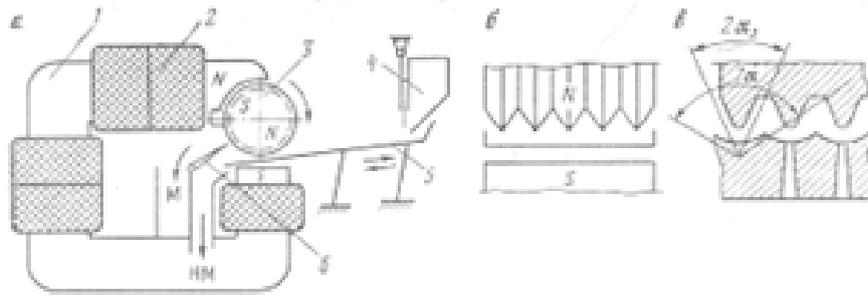
**Цель работы.** Ознакомление с технологией сухой магнитной сепарации сильно- и слабомагнитных руд и сравнение качественно-количественных показателей при различных режимах сепарации.

**Краткие теоретические сведения.** Сухая магнитная сепарация применяется для кусковых (до --50 мм) и зернистых (--3 мм) материалов. При повышенных требованиях к качеству продуктов для устранения влияния тонких (--30 мкм) частиц (их адгезии к крупным) исходный материал перед сепарацией обеспыливается или промывается с последующей сушкой.

Сепараторы со слабым магнитным полем используются в основном для предобогащения магнетитовых и титано-магнетитовых руд с целью удаления отходов и использования их в качестве строительного материала, для удаления окалины из флюсов, очистки окалины от немагнитных примесей, обезжелезнения слабомагнитных, обогащения обожженных руд и т. п.

Для первой из названных целей используются одно- и многобарабанные сепараторы с верхней подачей питания и 3--5-полюсной системой постоянных магнитов чередующейся полярности и электромагнитные с монополярной системой. Для мелкозернистых материалов при верхней подаче питания применяют 20--30-полюсные чередующейся полярности магнитные системы с вмонтированной в резиновое покрытие барабана индукционной решеткой или высокоскоростным (центробежным) режимом работы (до 300 1/мин), а также с монополярной электромагнитной системой, но при нижней подаче питания вибропитателем и сухом противоточном режиме работы.

Слабомагнитные крупнозернистые и кусковатые руды (до --35 мм), мартитовые, гематитовые и другие обогащаются в сильномагнитных сепараторах с верхним питанием, торцевым подводом магнитного потока к валкам, прямоугольными выступами на них и впадинами -- полуокружностями на неподвижном полюсе.



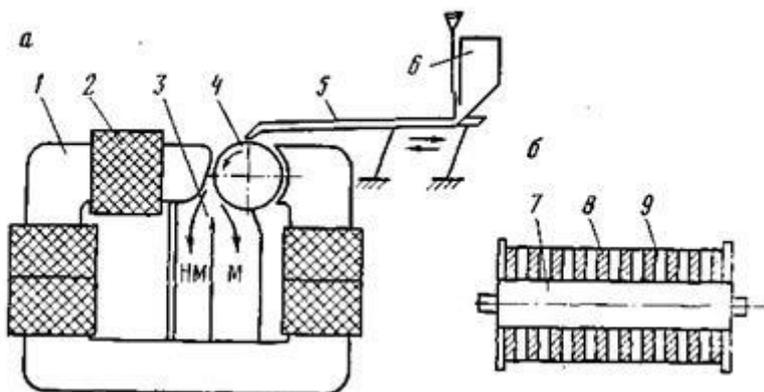
*Рис. 1 Схема сепаратора с сильным магнитным полем (а) и сочетания полюсов: б - зубчатый ролик - плоский неподвижный полюс; в - выступы на валке - впадины на неподвижном полюсе в форме софокусных гипербол: 1-магнитопровод; 2-обмотки электромагнитной системы; 3-индукционный транспортирующий ролик (валок); 4-бункер с дозатором; 5- вибрлоток; 6 - делительная перегородка.*

Мелкозернистые (редкометалльные, оолитовые бурожелезняковые и другие слабомагнитные) руды обогащаются в сепараторах с нижней подачей питания, формой полюсов выступ -- впадина и щелями для удаления немагнитного продукта (см. рис. 1, в) или при такой же подаче питания, но при форме полюсов плоскость -- выступ (см. рис. 1,а,б), а также с верхней подачей питания при наборных валках из электротехнической стали (для снижения потерь мощности на вихревые токи) при плоском неподвижном полюсе (обезжелезнение кварцевых песков, пегматитов и пр.) (рис. 2).

Для лабораторных работ по сухой сепарации сильномагнитных минералов необходимы сепараторы с различными режимами работы или, как минимум, барабан с поворотной магнитной системой, устанавливаемой вниз при проведении опытов в режиме извлечения и в сторону для режима удерживания. Для каждого режима сепаратор должен быть оборудован в необходимом месте бункером-дозатором исходного материала, вибрлотком, регулируемые делительными перегородками и емкостями сбора продуктов сепарации. Желателен привод барабана через редуктор от двигателя постоянного тока, обеспечивающего плавную регулировку числа оборотов.

**Оборудование и материалы.** Лабораторные сепараторы сухого обогащения со слабым магнитным полем и режимами извлечения, удержания и центробежным; лабораторные сепараторы с сильным магнитным полем (тип 138Т-СЭМ и т. п.) и режимами удержания и извлечения; пробы сильномагнитной руды: крупностью --10 мм -- 6 шт. по 3 кг, крупностью 0,05--1 мм -- 6 шт. по 0,5 кг; пробы слабомагнитных руд узких классов крупности (0,05--0,1; 0,1--0,2; 0,2--0,5; 0,5--1,0 мм) массой не менее 200 г каждая; весы лабораторные с разновесами; емкости, совки, подстилочный материал для

подготовки и разделки проб; прибор магнитного экспресс-анализа (тип «Феррит», «Магнит-6» и т. д.).



*Рис. 2. Схемы сепаратора с сильным магнитным полем и верхней подачей питания (а) и наборного индукционного вала (б): 1 -- магнитопровод; 2 -- обмотки электромагнитной системы; 3 -- делительная перегородка; 4 индукционный транспортирующий валок; 5 -- вибрлоток; 6 -- бункер с дозатором; 7 -- вал; 8 -- магнитопроводящие диски; 9 -- немагнитные диски (текстолит, листовая резина)*

**Методика проведения работ.** В работах исследуются зависимости качественно-количественных показателей от следующих факторов:

1. Для сильномагнитных минералов: а) применяемого режима сепарации (удержания, извлечения или центробежный); б) гранулометрического состава исходного материала в каждом из режимов; в) частоты вращения барабана.

2. Для слабомагнитных минералов: а) напряженности магнитного поля в рабочем зазоре сепаратора (ток подмагничивания); б) гранулометрического состава исходного материала; в) режима сепарации (удержания, извлечения).

### **Последовательность выполнения работ для руд любого типа.**

1. Определить переменные параметры режимов работы сепараторов и последовательность исследований.

2. Подготовить необходимые исходные пробы по гранулометрическому составу, массе и расходу.

3. Подготовить таблицы регистрации параметров и качественно-количественных показателей сепарации.

4. На сепараторе соответствующего типа установить требуемый режим и провести опыт.

5. Собрать, взвесить и зарегистрировать массу полученных продуктов, определить их выхода.

6. Каждый из продуктов подвергнуть магнитному анализу или квартованием отобрать аналитические пробы, подготовить и сдать на химанализ, после их проведения результаты занести в таблицы.

7. По результатам опытов построить графики экспериментальных зависимостей, а после математической обработки определить аналитические зависимости.

8. По экспериментам сделать выводы о закономерностях магнитной сепарации и оптимальных режимах сепарации данного сырья.

## Лабораторная работа №6

### Изучение процесса обогащения руд на концентрационных столах.

**Цель работы:** Приобретение навыков в проведении опытов на действующем концентрационном столе, ознакомление с работой стола. Изучение обогатимости руд методом гравитации.

### Краткие теоретические сведения для выполнения работы.

Гравитационные методы обогащения руд (разделение минералов) основаны на различии удельных масс минералов и пустой породы. С включают: обогащение на концентрационных столах, винтовых и конусных сепараторах, в шлюзах, желобах и т.д. Эти методы целесообразно применять при мелковкрапленности извлекаемых минералов.

Обогащение по плотности материала крупностью  $-2\pm 0,2$  мм производится в струе воды на плоскости (концентрационные столы). На этих аппаратах более высокие технологические показатели обогащения можно получить при предварительной гидравлической классификации руды на шламовой деке, имеющей меньшее число более низких рифлей.

В зависимости от крупности обогащаемого материала изменяется режим работы стола: число качаний деки, ее амплитуда, угол наклона деки, расход воды. Концентрационные столы применяются для обогащения мелковкрапленных руд олова, вольфрама и других редких и благородных металлов, для обогащения россыпей, реже для обогащения руд черных металлов и угля.

Разделение материала по плотности происходит на деке стола (1), представляющей наклонную плоскость, поверхность которой покрыта линолеумом или дюралюминием. На поверхности деки имеются рифления из дерева или резины (2). Высота рифлений у верхней части стола небольшая, по мере приближения к нижней части увеличивается. Исходный материал вместе с водой подается в загрузочную камеру (3), дополнительная вода подается в продольный желоб (4), в котором имеются для распределения воды вдоль стола (5). Дека стола получает обратно – поступательное движение от электродвигателя (6).

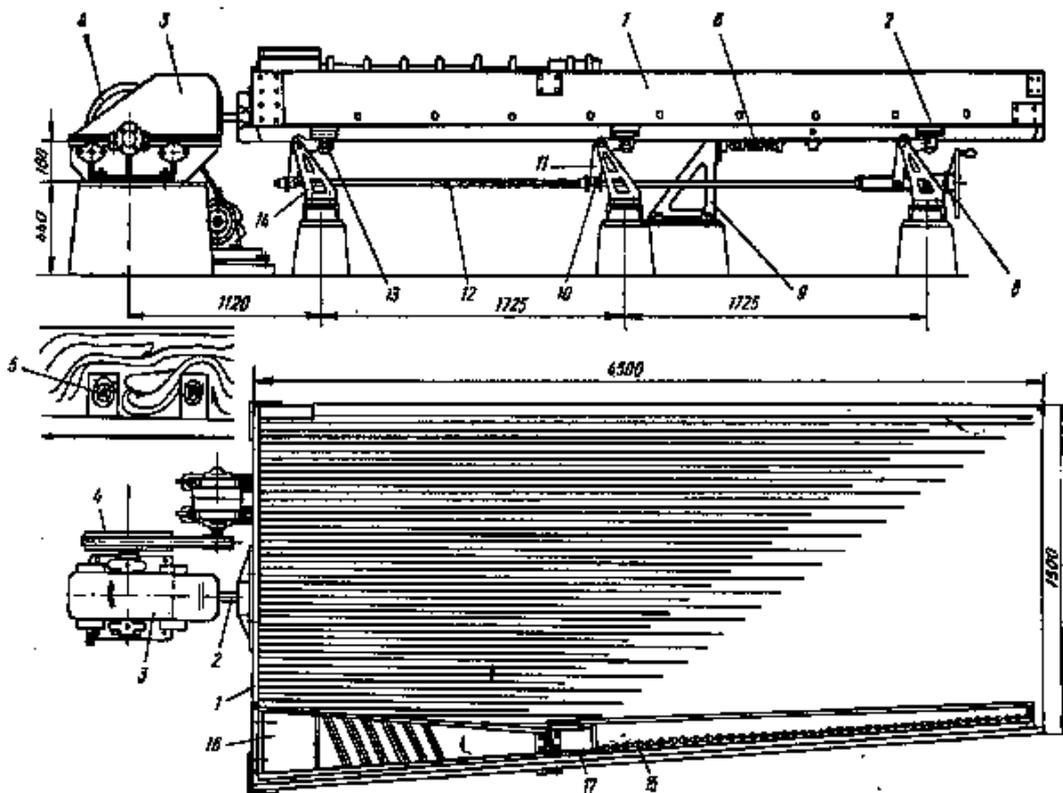


Рис. 136. Концентрационный стол СКМ-1

Рис. 6. Концентрационный стол СКМ-1

### Необходимые приборы и материалы

1. Концентрационный . . . . . – 1 шт.
2. Угломер . . . . . – 1 шт.
3. Рулетка  
.....
- ..... – 1 шт.
4. Линейка . . . . . – 1 шт.
5. Кисточки . . . . . – 2 шт.
6. Клеенки  
.....
- ..... – 2 шт.
7. Стекло..... – 1 шт.
8. Промывалка . . . . . – 2 шт.
9. Сок . . . . . – 1 шт.
- 10.Фильтровальная бумага.
- 11.Мерный цилиндр, емкостью 50, 100, 250 мл – по 1 шт.
- 12.Три навески руды . . . . . – по 1 кг каждая.

### Варианты заданий

Изучить зависимость технологических показателей работы на столе от; а) качаний деки, б) величины хода деки, в) наклона деки, Г) крупности материала, д) условий подготовки материала, классифицированного.

Изучить распределение по деке стола частиц материала по удельным массам и крупности.

### **Подготовка стола для испытания**

Прежде всего, с помощью счетчика по частоте вращения приводного шкива стола проверяют число качаний стола, которое должно быть равным 275-325 в 1 мин. Величину хода стола порядка 10-16 мм проверяют следующим образом: с боку к деке стола прикрепляют карандаш острием вниз, пускают стол; под карандаш подводят и неподвижно устанавливают листок бумаги так, чтобы карандаш прочертил на нем линию, повторив эту операцию несколько раз, измеряют полученные отрезки. Средне арифметическое из длины отрезков равно длине хода стола. Если этот же листок двигать перпендикулярно направлению движения стола в течение отрезка времени, отмеченного секундомером, то число вершин зигзагов с одной стороны равно числу ходов стола за время, отмеченное секундомером.

При лабораторных испытаниях ход стола должен быть таким, чтобы было заметное продвижение всех частиц в направлении к загрузочному концу стола. Для проверки этого всю деку стола смачивают водой, наносят на нее небольшое количество испытуемого материала и наблюдают характер перемещения всех частиц (все частицы должны быть в воде). Если некоторые частицы задерживаются или перемещаются очень медленно, то ход стола увеличивают и снова проверяют движение частиц. Если перемещение частиц происходит слишком энергично, ход стола убавляют.

Таким образом, составляют техническую характеристику стола:

- число качаний деки;
- величина хода;
- угол наклона деки стола.

После снятия характеристики деки, тщательно промывают деку водой и очищают щеткой, направляя все загрязнения к разгрузочному концу. Потом промывают приемные желоба для концентратов и хвостов, устанавливают одну приемную коробку под разгрузочный конец для концентрата и другую – под разгрузочную сторону для хвостов.

### **Порядок проведения работы.**

После получения технической характеристики стола, начинают выполнение работы. Группы студентов должны выполнять одну из серий опытов по указанию преподавателя. Серия должна включать минимум три

опыта, изменение одного из факторов производят при постоянстве всех других.

Сначала подается вода в количестве, достаточном для покрытия тонким слоем всей поверхности стола. После этого начинают загрузку материала в загрузочную коробку. Каждый опыт производят с навеской руды по 1 кг.

Наблюдая за образованием веера на столе, регулируют наклон и количество воды в средней и концевой части стола. Наклон регулируют так, чтобы граница и крупнозернистой фракции хвостов попадала в первый хвостовой приемник.

Пропустив весь материал, несколько уменьшают наклон стола и щеткой смывают осевший на деке материал, не останавливая стола. Смыв весь материал, стол останавливают, каждую из полученных фракций обезвоживают, сушат и анализируют после взвешивания на содержание ценного компонента.

### Обработка результатов опыта.

Результаты опытов сводят в таблицу 9.

Таблица 9. Результаты обогащения на концентрационном столе

Продукты	$\gamma$		$\beta$		$\varepsilon$	
	<i>гр.</i>	%	<i>гр.</i>	%	<i>гр.</i>	%
Концентрат						
Хвосты						
Исходная руда	к-т+хв.	100	к-т+хв	100	к-т+хв.	100

Где:  $\gamma$  - выход продукта

$\beta$  - содержание ценного компонента в продуктах

$\varepsilon$  - извлечение ценного компонента из продуктов.

По результатам 3-х опытов по исследованию зависимости извлечения, ценного компонента от каких-то факторов строится график обогатимости руды.

Для этого по оси абсцисс откладывается значение влияющего фактора, а по оси ординат – степень извлечения металла.

### Контрольные вопросы

1. В каких аппаратах осуществляются гравитационные методы обогащения руд?  
Какие руды обогащаются методом гравитации?
2. Конструкция и принцип работы концентрационного стола.
3. Каким образом определяют число качаний деки? Величины хода деки?
4. Последовательность операций, проводимых при выполнении работы.

## Лабораторная работа №7

### Изучение процесса обогащения руд флотационным методом

#### *Цель работы:*

1. Изучить влияние расхода сернистого натрия на флотируемость золота и сопутствующих сульфидных минералов золотопиритных руд цветных металлов.
2. Изучить влияние остаточной концентрации сернистого натрия в пульпе на флотируемость золота и сопутствующих сульфидных минералов золотопиритных руд цветных металлов.

#### **Теоретическое введение**

Сернистый натрий и др. серосодержащие соединения при высоких флотационных концентрациях подавляют флотацию золота и сульфидных минералов. Применяемые для подавления флотации сульфидных минералов серосодержащие модификаторы выбирают в соответствии с технологическими свойствами руды на основе экспериментальных данных. Любой из модификаторов-подавителей формирует неодинаковый в сравнении с другими ионный состав раствора, стабильность которого определяется значениями рН среды, концентрацией, составом твердой фазы, температурой и многими др. факторами. Изменение ионного состава жидкой фазы пульпы определяется степенью развития окислительно-восстановительных процессов. Каждому модификатору в определенных условиях соответствует только ему характерный ионный состав. Причем при одних рН они образуют какой-либо один основной подавляющий анион. В случае применения сернистого натра при  $\text{pH} \approx 8-10$  подавляющими (основными) ионами являются гидросульфид-ионы ( $\text{pH} \approx 9$ ) и тиосульфат-ионы ( $\text{pH} \approx 10-11$ ); при  $\text{pH} > 10$  преобладают сульфид-ионы, а при  $\text{pH} > 11$  - тиосульфат-ионы. Оптимальная остаточная концентрация сернистого натра в операции десорбции собирателя с поверхности сульфидных минералов по данным практики находится в пределах  $400-600 \text{ мг/дм}^3$ ; после сгущения, отмывки и доизмельчения она снижается до  $20-100 \text{ мг/дм}^3$ , что является благоприятным для разделения коллективного медно-цинкового концентрата и для достаточно хорошей флотируемости золота и его минеральных ассоциаций. Повышение концентрации сернистого натрия не улучшает результатов селекции сульфидов цветных металлов, приводит к увеличению расхода сульфата цинка, задаваемого для снижения рН в золотомедной флотации, при этом возрастает депрессия золота и его сростков с минералами цветных металлов.

В качестве объекта исследований для флотации золота могут быть выбраны сульфидные вкрапленные медно-золотые руды Гайского или др. месторождений РФ.

Оптимальный расход сернистого натрия по режиму подбирается постановкой серийных опытов: 0; 50; 100; 300; 500 г/т.

### **Описание установки**

Измельчение проводится в лабораторной шаровой мельнице 62 МЛ.

Флотационные опыты проводятся в стандартных флотационных машинах с камерой объемом 0,5 дм<sup>3</sup>. Расход воздуха постоянный во всех опытах и равен 40 см<sup>3</sup>/дм<sup>3</sup>. скорость вращения импеллера составляет 2590 об/мин, а скорость вращения пеногона 15 об/мин.

Контроль рН пульпы осуществляется на приборе рН-121. При работе на рН – метре необходимо тщательно промывать электроды дистиллированной водой до и после замера рН пульпы.

Контроль за остаточным содержанием сульфид-иона осуществляется потенциометрически с использованием селективного сульфид-серебряного электрода. Возможно определение титрованием, методика изложена в лабораторном практикуме /Бочаров В.А., Сорокин М.М./ .

### **Порядок проведение работы и указание по охране труда**

На рис. 6. приведена схема флотации золотопиритной руды.

Предварительно необходимо рассчитать расход реагентов на навеску руды, подаваемых в виде раствора по формуле:

$$V = \frac{q \cdot Q}{10000 \cdot C} ,$$

где V – объем раствора реагента, см<sup>3</sup>;

q – масса руды для опыта, г;

Q – расход реагента, г/т;

C – концентрация раствора реагента, %.

Навеску руды в количестве 200 г измельчают в шаровой мельнице при следующих условиях: Т : Ж : Ш составляет 1 : 0,5 : 6. В мельницу добавляют

известь из расчета 500 г/т. Тонкость измельчения руды составляет 70 % по классу –0,074 мм, что соответствует 15 мин. измельчения.

1. Пульпу переносят во флотационную камеру, запускают машину.
2. Вводят регулятор среды (известь) до значения рН= 9,0-9,5 (при необходимости)
3. Добавляют модификатор (сернистый натрий) - 50; 200; 600; 1800; 5400 г/т (задает преподаватель). Время перемешивания – 3 мин.
4. Добавляют активатор (медный купорос) – 100 г/т. Время перемешивания – 3 мин.
5. Добавляют подавитель пустой породы жидкое стекло – 100 г/т. Время перемешивание – 3 мин.
6. Вводят собиратель ксантогенат (бутиловый или изопропиловый) из расчета – 100 г/т. Время перемешивают 2 мин.
7. Добавляют пенообразователь Т – 80 из расчета 10 г/т. Время перемешивания 1 мин.
8. Отбирают пробу для определения остаточной концентрации сульфида.
9. Устанавливают расход воздуха и ведут основную флотацию золота и сульфидных минералов в течение 5 мин. Флотацию проводят до истощения пены, либо изменения ее цвета.
10. Добавляют собиратель ксантогенат из расчета – 25 г/т, время перемешивания – 2 мин.
11. Вводят пенообразователь Т- 80 из расчета 10 г/т. Время перемешивания 1 мин.
12. Отбирают пробу для определения остаточной концентрации сульфида.
13. Устанавливают расход воздуха и ведут контрольную флотацию в течение 10 мин. Флотацию проводят до истощения пены, либо изменения ее цвета.
14. Промпродукт 1 и отвальные хвосты сушат и взвешивают. Данные заносят в лабораторный журнал.
15. Черновой золото-сульфидный концентрат переносят в камеру объемом 0,1 дм<sup>3</sup>, добавляют воды.
16. Добавляют собиратель ксантогенат из расчета – 10 г/т, время перемешивания – 2 мин.
17. Отбирают пробу для определения остаточной концентрации сульфида.
18. Устанавливают расход воздуха и ведут перечистную флотацию золота и сульфидных минералов в течение 10 мин. Флотацию проводят до истощения пены, либо изменения ее цвета.
19. Концентрат и промпродукт 2 перечистки сушат и взвешивают. Данные заносят в лабораторный журнал.
20. Сухие промпродукты 1 и 2 объединяют и усредняют.

21. От продуктов флотации, полученных по схеме, методом квартования отбирают пробы для определения в них содержания ценного компонента химическим анализом. Рассчитывают баланс металла.

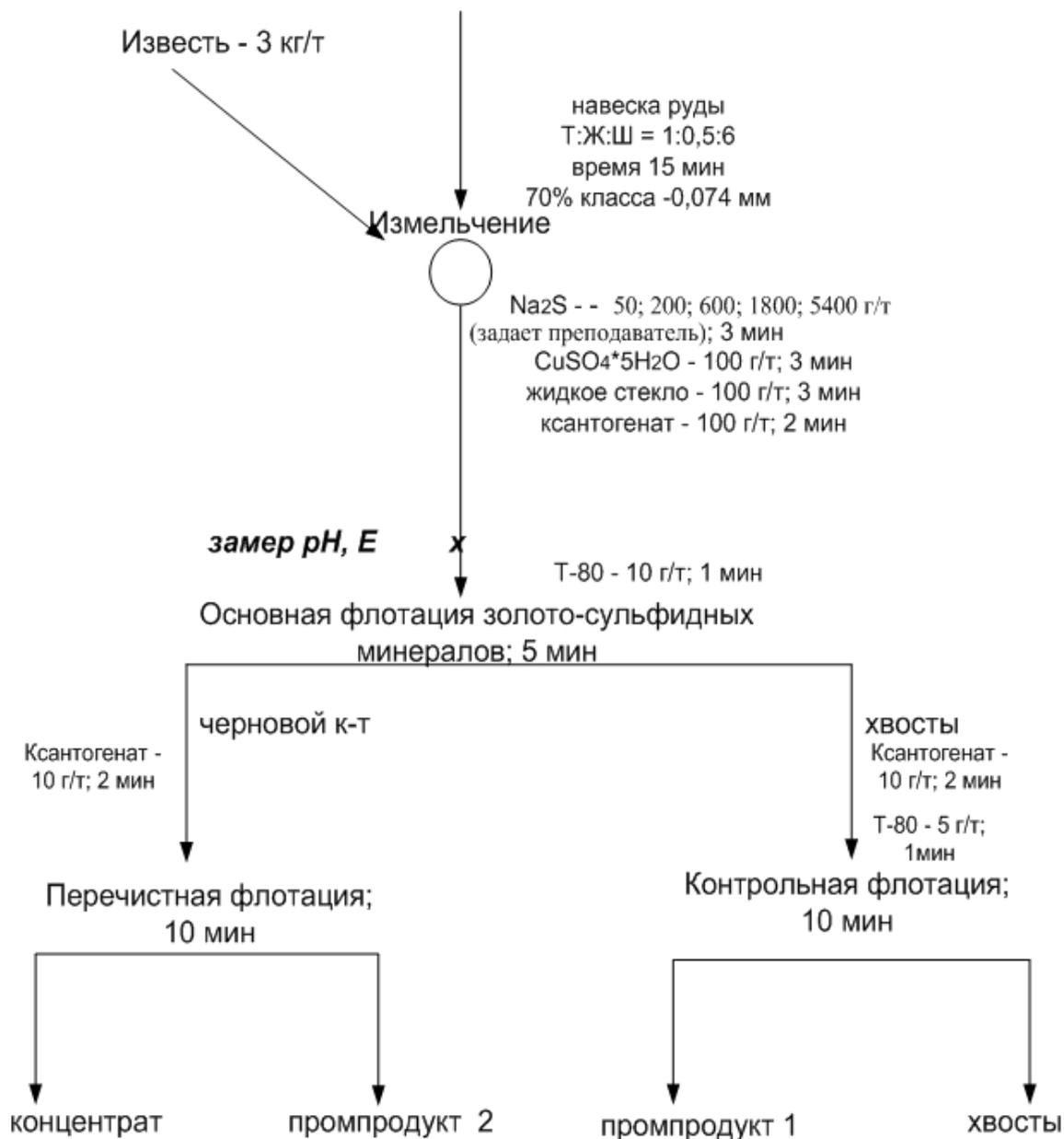


Рис. 3.8. Схема измельчения и флотация

**При выполнении работы необходимо соблюдать следующие правила техники безопасности:**

1. Перед включением мельницы убедиться в том, что она плотно закрыта.
2. Без полной остановки мельницы не производить ее разгрузку.
3. Соблюдать правила предосторожности при работе с реагентами, отбирать реагенты только с помощью мерных цилиндров или пипеткой с грушей
4. Хвосты флотации не выливать в раковину.
5. Работать в спец халатах.

## Лабораторная работа №8

### Определение скорости сгущения суспензии

**Цель работы:** Путем исследования процесса сгущения различных рудных пульп устанавливается функциональная зависимость скорости осаждения твердых частиц от различных условий.

#### Краткие теоретические сведения для выполнения работы.

Сгущением называются операции обезвоживания мелкозернистых пульп и суспензий, основанные на расслоении их путем осаждения взвешенных в пульпах твердых частиц под действием силы тяжести и отделения их в виде осадка – сгущенного продукта от жидкости-слива.

Для сгущения применяют: 1. Устройства и аппараты, в которых расслоение пульпы происходит под действием силы тяжести (пирамидальные, конусные, цилиндрические сгустители, шламовые бассейны, пруды); 2. Аппараты, в которых расслоение пульпы происходит под действием центробежной силы (гидроциклоны – сгустители, осадительные центрифуги).

В верхних слоях пульпы в аппаратах, где осаждение происходит под действием силы тяжести, концентрация твердых частиц обычно невысокая, и поэтому частицы осаждаются в условиях свободного падения с максимальной скоростью, зависящей от крупности и плотности или от удельного веса частиц.

Скорость осаждения твердых частиц шарообразной формы в условиях свободного падения может быть определена по известным формулам:

а) по формуле Стокса для размеров  $<0,1$  мм

$$v_0 = \frac{54,5 \cdot d^2 (\rho - 1)}{\mu}, \text{ см / сек} \quad (8-1)$$

б) по формуле Аллена для частиц размером  $0,1 - 1,5$  мм

$$v_0 = 25,83 \sqrt{(\rho - 1)^2 \frac{1}{\mu}}, \text{ см / сек} \quad (8-2)$$

где:  $d$  - диаметр частиц, см

$\rho$  - плотность частиц, г/см<sup>3</sup>

$\mu$  – вязкость жидкости (воды – 0,01пз).

По мере увеличения концентрации частиц в нижних слоях пульпы скорость осаждения их уменьшается. Когда концентрация частиц достигает определенного предела, осаждение их происходит в условиях стесненного падения, характеризуемого оседанием частиц всей массы. При этом крупные, быстро оседающие частицы, задерживаются \_\_\_\_\_ падении мелкими частицами и осаждаются вместе с ними.

При уплотнении осадка концентрация твердых частиц достигает максимума, а скорость осаждения их приближается к нулю.

Скорость стесненного осаждения частиц может быть выражена уравнением

$$v_{cm} = k \cdot v_0 \quad (8-3)$$

где:  $k$  – коэффициент снижения скорости свободного осаждения частиц в стесненных условиях.

Величина коэффициента  $k$  зависит от многих факторов, влияние которых трудно поддается учету, поэтому обычно для расчетов сгустителей скорость осаждения твердых частиц в пульпе определяют опытным путем.

Необходимая поверхность сгущения определяется по формуле:

$$F = Q \cdot f \quad (8-4)$$

где:  $Q$  – количество твердого в пульпе;

$f$  – удельная поверхность сгущения.

$$f = \frac{a - b}{k \cdot v_0 \cdot \gamma_{жс}} \quad (8-5)$$

где:  $a$  – отношение жидкого к твердому в исходной пульпе;

$b$  – отношение жидкого к твердому в сгущенном продукте;

$k$  – коэффициент эффективного использования поверхности сгущения (0,7 – 0,8).

$\gamma_{\text{ж}}$  – плотность жидкости (воды = 1).

Подвергаемые сгущению суспензии разделяют по крупности взвешенных в них твердых частиц типы: грубые суспензии, содержащие частицы крупности  $>100\text{мкм}$ ; тонкие суспензии с частицами от 0,5 до 100 мкм; мутные с частицами от 0,1 до 0,5 мкм; коллоидные растворы с частицами 0,1 мкм (1 мм = 1000 мкм).

Твердые частицы в грубых суспензиях легко осаждаются под действием силы тяжести собственной массы. В тонких, мутных и коллоидных суспензиях частицы под действием силы тяжести почти не осаждаются.

В суспензии вводят следующие реагенты: электролиты, флотационные реагенты, коллоидные коагулянты, неорганические реагенты (известь, едкий натр, силикаты, хлорное железо и др.) и органические (крахмал, сепаран, полиакриламид).

Действие полиакриламида (ПАА) основано на том, что при растворении в воде его молекулы диссоциируют анионы и катионы, которые, нейтрализуя электрические заряды твердых частиц, вызывают коагуляцию.

### Необходимые приборы и реактивы

6 стеклянных цилиндров емкостью 50 мл, с наклеенной вертикальной полоской миллиметровой бумаги пульпа с различными соотношениями жидкость – твердое тело (Ж:Т), растворы ПАА, известь, серная кислота, секундомер.

Варианты

**Таблица 10.**

Пульпа	Флокулянты			
	без	ПАА	Известь	$H_2SO_4$
Т:Ж = 1:10	+	0,2; 1,0; 2 г/м <sup>3</sup>	-	-
Т:Ж = 1:15	+	0,2 г/м <sup>3</sup>	5 г/м <sup>3</sup>	-
Т:Ж = 1:20	+	0,2 г/м <sup>3</sup>	-	5 г/м <sup>3</sup>

### Порядок выполнения работы

В цилиндр № 1 помещают пробу пульпы без добавки реагентов, в цилиндр №2 – пробу пульпы с добавкой реагента, указанного в задании. Затем проводят

наблюдения по скорости осветления пульпы и делают соответствующие записи в таблице 11. Отсчет высоты осветленного столба воды производится через каждые 5 – 10 мин. в течение 1 – 2 часа. На основании полученных данных строят кривую скорости осветления воды и определяют скорость осветления.

### Скорости осветления пульпы

Таблица 11.

Время осветления пульпы, мин.	Высоты осветленного столба жидкости, $H$ , мм	Плотность пульпы, Ж:Т	Без реагента	Скорость осветления, см/сек.
			С реагентом	
10				
20				
30				
40				
50				
60				

### Обработка результатов измерения

а) Построение графика сгущения.

В цилиндре №1 показана исходная пульпа. Через некоторый промежуток времени (цилиндр №2) появляются зоны: осветленной жидкости  $A$ , осаждения твердых частиц  $B$ , переходная  $C$  и уплотнения осадка  $D$ . На дне цилиндра образуется слой из быстро выпавших крупных частиц.

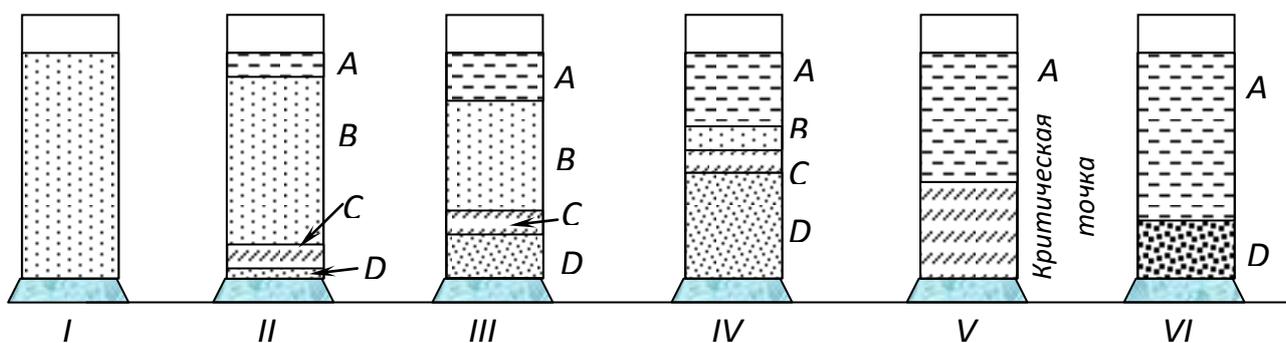


Рис. 7. Цилиндры для осаждения пульпы

Далее (цилиндры №3 и №4) приходит расширение  $A$  и  $D$ , сокращение зоны  $B$ , зона  $C$  остается практически неизменной. В цилиндре №5 зоны  $B$  и  $C$  исчезают, а зона  $A$  соприкасается с зоной  $D$ . Это происходит критически точке и тот момент, когда скорость осаждения твердых частиц в пульпе резко снижается и дальнейшее сгущение ее считается невыгодным. В цилиндре №6 показано пульпа после дальнейшего некоторого уплотнения осадки замедленным темпом.

Для построения кривой процесса сгущения на оси абсцисс откладывается время осаждения твердых частиц, а из оси ординат высота столба осветленной жидкости (зона  $A$ ) (рис. 8). Осаждению частиц и появление осветленной жидкости начинается от отметки  $A$  и доходит до критической точки  $B$ . Далее происходит уплотнение осадка с замедленной скоростью до точки  $C$  (рис. 8) где процесс сгущения заканчивается и кривая идет параллельно оси абсцисс.

Обозначим на графике:

$H$  – общая высота пульпы в цилиндре

$H_1$  – высота зоны свободного осаждения

$H_2$  – высота зоны уплотнения осадка

$H_3$  – высота осадка

$t_{кр}$  – время осаждения частиц до критической точки

$t_n$  – полное время осаждения частиц и уплотнения осадка.

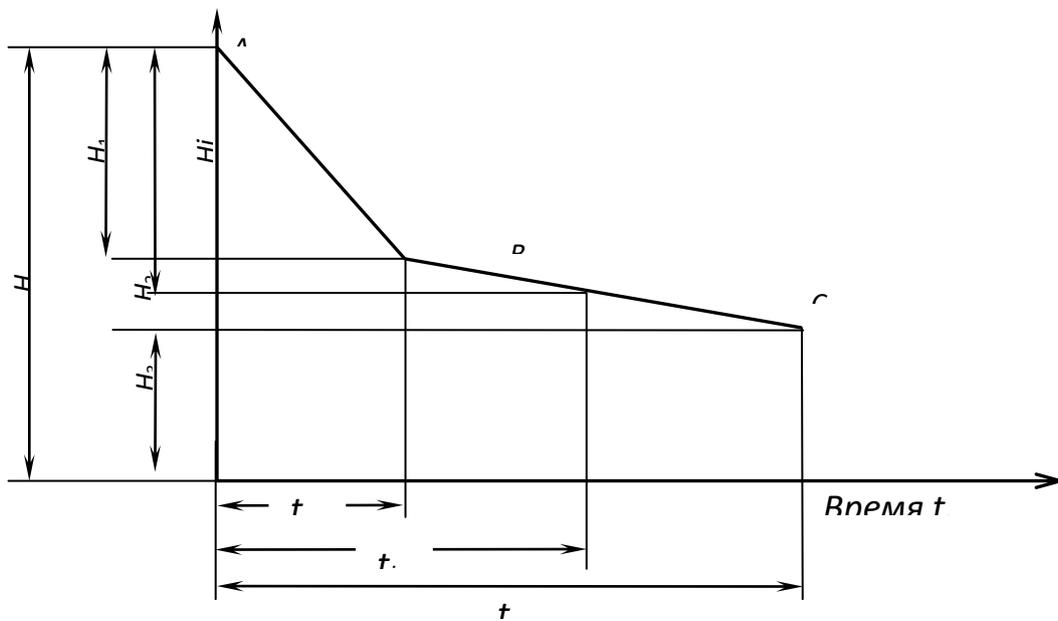


Рис.8. Кривая процесса сгущения

б)

Определение скорости осаждения твердых частиц.

1) оптимальная скорость

$$v_0 = \frac{H_1}{t_{кр}} \quad (8-6)$$

2) скорость при задании сгущения пульпы

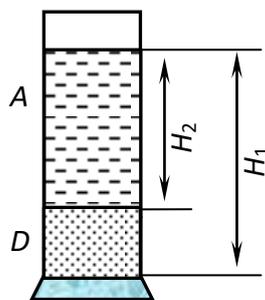
$$v_0 = \frac{H_1}{t_i} \quad (8-7)$$

в) Определение скорости осаждения частиц по заданной степени сгущения.

Практически не всегда можно наблюдать указанные зоны. Важно наблюдать за изменением зоны *A* и замером ее в каждый период изменения скорости осаждения твердых частиц. Резкое уменьшение скорости осаждения дает возможность определить критическую точки *B*.

Для определения средней скорости осаждения твердых частиц задаются начальной и конечной степенями сгущения пульпы или отношением жидкого к твердому.

Допустим, что мы имеем:



Ж:Т = А – начальная степень сгущения;

Ж:Т = В – конечная степень сгущения ;

$V_1$  – первоначальный объем пульпы и соответствующая ему высота  $H_1$ ;

$V_2$  – конечный объем пульпы и соответствующая ему высота  $H_2$ ;

$Q = T_1 - T_2$  - количество твердого в пульпы.

$$\text{Тогда } \frac{v_1}{Q} = a ; \quad \frac{v_2}{Q} = b \quad (8-8)$$

$$\text{Откуда } \frac{v_1}{a} = \frac{v_2}{b} \quad \text{так как } \frac{v_1}{v_2} = \frac{H_1}{H_2}$$

$$\text{или } \frac{H_1}{Q} = \frac{H_2}{b} \quad (8-9)$$

Среднюю скорость осаждения частиц определяют по формуле:

$$v_{cp} = \frac{H_1 - H_2}{t} \quad (8-10)$$

Результаты всех расчетов сводятся в таблицу.

По величинам скорости осаждения могут быть определены размеры отстойников и сгустителей.

#### Контрольные вопросы

1. Перечень необходимых материалов, приборов, посуды.
2. Последовательность операции при выполнении работы.
3. Цель определения скорости сгущения.
4. Что такое «Стесненное» и «Свободное» падения твердых частиц?
5. Как определяется средняя скорость сгущения?

## Лабораторная работа №9

### Определение скорости фильтрации пульпы

**Цель работы:** Приобретение навыков в изучение скорости фильтрации через слой фильтрующих поверхностей и методы расчета характеристик фильтрации.

#### Краткие теоретические сведения для выполнения работы.

Фильтрованием называется операция обезвоживания мелкозернистых пульп и суспензий, основанная на принудительной, под давлением, фильтрации содержащихся в них вод через фильтрующую пористую перегородку (поверхность), непроницаемую для твердых частиц пульпы. Твердые частицы, задержанные фильтрующей перегородкой, называются осадком, а вода, проходящая сквозь перегородку – фильтратом.

Осадок, образующийся после начала фильтрации воды, сам в дальнейшем начинает выполнять роль фильтрующей перегородки.

В качестве фильтрующих перегородок применяют хлопчатобумажные и шерстяные ткани, ткани из синтетических волокон (капроновые, нейлоновые и др.).

Для осуществления фильтрации по обеим сторонам фильтрующей перегородки создается разность давлений. Для принудительной фильтрации воды за счет вакуума – разрежения воздуха – путем откачивания его из – под фильтрующей перегородки или избыточного, выше атмосферного давления воздуха путем нагнетания на фильтрующую перегородку.

Процесс принудительной фильтрации характеризуется скоростью фильтрации, зависящей, в основном, от разности давлений по обеим сторонам фильтрующей перегородки и ее пористости, гранулометрического состава и его физических свойств. Скорость фильтрации воды при фильтровании пульп (суспензий) определяется уравнением:

$$w = k_{\phi} \cdot \frac{\Delta p}{\gamma \cdot h}, \text{ м / сек} \quad (9-1)$$

объем фильтрующейся воды:

$$V = k_{\phi} \cdot F \frac{\Delta p}{\gamma \cdot h}, \text{ м}^3 / \text{сек} \quad (9-2)$$

где:  $k_{\phi}$  – коэффициент фильтрации, м/сек

$F$  – полная площадь фильтрующей поверхности, м<sup>2</sup>

$\Delta P$  – разность давлений по обеим сторонам фильтрующей поверхности,

$\gamma$  – удельный вес жидкости (воды, кг/м<sup>3</sup>)

$h$  – толщина слоя осадка, образующегося на фильтрующей поверхности, м

Коэффициент  $k_{\phi}$  определяется опытным путем в лаборатории при фильтровании соответствующих пульп.

Для определения удельного сопротивления осадка и фильтроткани и других параметров фильтрации используется выражение:

$$\frac{t}{V} = \frac{\mu \cdot c_0 \cdot c}{2 \cdot \Delta p \cdot F^2} \cdot V + \frac{\mu \cdot p_0}{\Delta p \cdot F} \quad (9-3)$$

где:  $\mu$  – вязкость жидкости (вода), пз.

$c_0$  – удельное сопротивление осадка

$p_0$  – сопротивление единицу площади фильтрующей поверхности

$c$  – объем осадка, приходящийся на единицу объема фильтрата.

Уравнение (9-3) представляет собой функцию

$$\frac{t}{V} = F(V) \quad (9-4)$$

линейной зависимости типа

$$y = ax + b \quad (9-5)$$

где:  $a = \frac{\mu \cdot c_0 \cdot c}{2 \cdot \Delta p \cdot F^2}$  – тангенс угла наклона кривой фильтрации

$$v = \frac{\mu \cdot \rho_0}{\Delta p \cdot F^2} \text{ – отрезок, отсекаемые кривой на оси ординат.}$$

Величины  $a$  и  $v$ , необходимые для определения констант фильтрации, определяются на лабораторной фильтровальной установке (рис.10).

### Порядок выполнения работы

Фильтрующую воронку соединяют гибким шлангом со сборником для фильтрата, в котором создается вакуум. После этого её погружают на некоторое время в пульпу для накопления на ней осадка,. Затем, не отключая от вакуума, воронку извлекают из пульпы, осадок на воронке просушивают некоторое время пропускаемой через него струе воздуха. Далее воронку отключают сжатый воздух, отдувая осадок.

### Описание установки и принцип ее работы

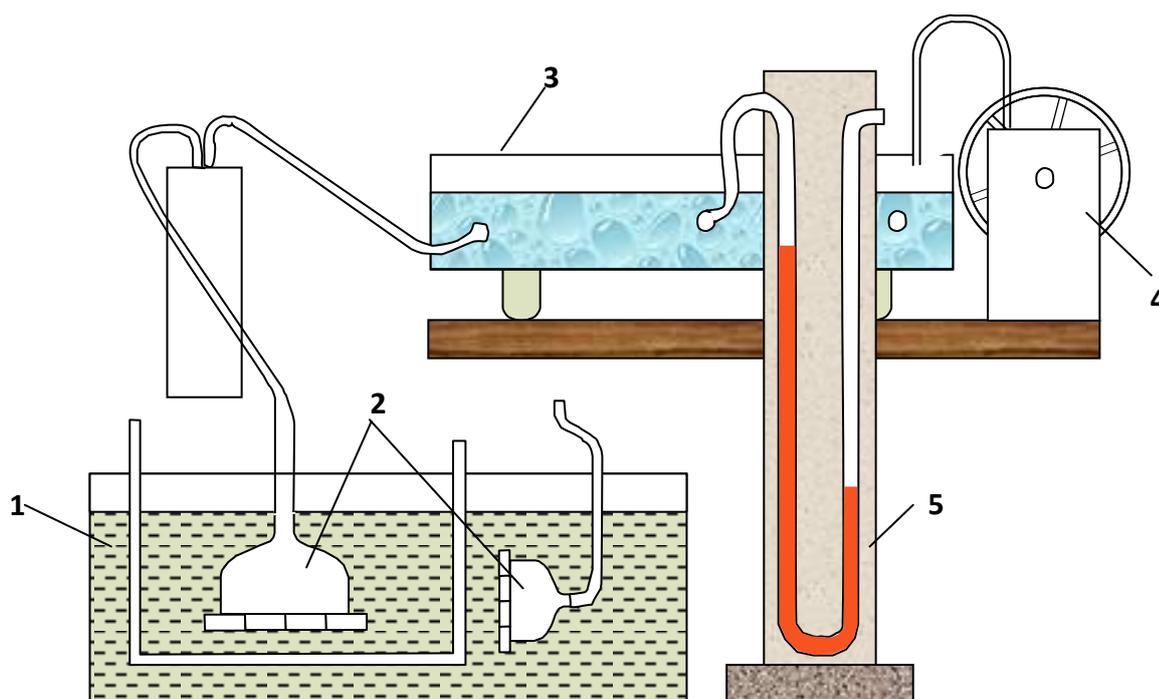


Рис.10. Лабораторная фильтровальная вакуум – установка.

Лабораторная фильтровальная вакуум – установка (рис.10) состоит из ванны (1) для фильтрующей пульпы, фильтрующей воронки (2), обтянутой фильтровальной тканью, сборника для фильтрата (3), вакуум – насоса (4) и ртутного манометра (5), а также ресивера и воздуходувки для отдувки осадка.

## Варианты

Опытное фильтрование производят при режиме:

Пульпа – т : ж = 1 : 10; 1 : 15; 1 : 20.  $\Delta P = 0,2$

**Таблица 12.**

Положение фильтрующей поверхности (воронки)	Горизонтально – вертикально (вниз или вверх)		
	Время пребывания воронки в пульпе	3 мин.	5 мин.
Время сушки	2 мин.	4 мин.	6 мин.

При проведении опыта фильтрования измеряют: объем фильтрата, получаемого за единицу времени; общий объем фильтрата, получаемого отдельно за периоды накопления осадка и его просушки; высоту (толщину) и вес осадка.

### Обработка опытных данных

$$\frac{t}{V} = f(V)$$

1. Строят график фильтрации
2. Замеряют по графику угол  $\alpha$ , вычисляют величину  $tg\alpha$  и подставляя ее значение в уравнение (9-3), (9-4) вместо  $Q$ , определяют удельное сопротивление осадка  $c_0$ . Величину  $C$  определяют из уравнения:

$$h = \frac{C \cdot V}{F}; \quad C = \frac{h \cdot F}{V} \quad (9-6)$$

3. Измеряют по графику отрезок от начала координат до точки пересечения кривой фильтрации с осью ординат и, подставляя его значение в уравнения (9-3), (9-4) вместо  $v$ , определяют сопротивление фильтровальной ткани  $\rho_0$ .
4. Если проводили серию опытов при разных давлениях  $\Delta P$ , то строят график зависимости удельного сопротивления осадка и фильтровальной ткани от давления;

5. По данным опытного фильтрования пульпы определяется осадка и фильтровальная нагрузка по сухому осадку на  $1 \text{ м}^3$  фильтрующей поверхности фильтра.

$$q_w = \frac{q_0}{F \cdot t}; \quad \text{м/м}^2 \cdot \text{с} \quad (9-7)$$

$$q = \frac{q_w(100-w)}{100}; \quad \text{м/м}^2 \cdot \text{с} \quad (9-8)$$

где:  $q_w$  – удельная нагрузка по осадку с влажностью;

$q_0$  – вес влажного осадка, полученного по окончании опыта,  $\text{г}$  фильтрующей поверхности воронки.

$F$  – Фильтрующая поверхность воронки,  $\text{см}^2$ ;

$t$  – продолжительность опытного фильтрования,  $\text{мин}$ .

$q$  – удельная нагрузка фильтра по сухому осадку:

$w$  – влажность осадка, %

### Контрольные вопросы

1. Назначение фильтрации в процессе обогащения.
2. Виды фильтротканей.
3. Типы фильтров (машин) и принцип их работы.
4. Как строится график фильтрации.
5. Принцип работы лабораторной фильтровальной установки.
6. Порядок определения параметров фильтрации.

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

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



## **САМОСТОЯТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ**

**ПО КУРСУ:**

**ПОДГОТОВКА РУД К ПЕРЕРАБОТКЕ**

**Навои – 2020 г.**

### **Самостоятельные темы:**

1. Подготовка руд к плавке в металлургических печах.
2. Основные понятия подготовки руд к плавке.
3. Процессы грохочения
4. Процессы обжига
5. Методы окускования руд.
6. Процессы дробления руд.
7. Измельчение руд в мельницах самоизмельчения.
8. Измельчение руд в шаровых мельницах.
9. Процессы гравитационного обогащения.
10. Процессы фильтрования и сгущения.
11. Процессы агломерационного обжига.
12. Процессы грануляции.

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

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



# **ГЛОССАРИЙ**

**ПО КУРСУ:**

**ПОДГОТОВКА РУД К ПЕРЕРАБОТКЕ**

**Навои – 2020 г.**

## 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 порообразующих 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.

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

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



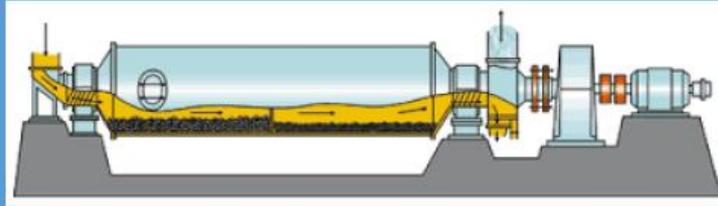
## **РАЗДАТОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ**

**ПО КУРСУ:**

## **ПОДГОТОВКА РУД К ПЕРЕРАБОТКЕ**

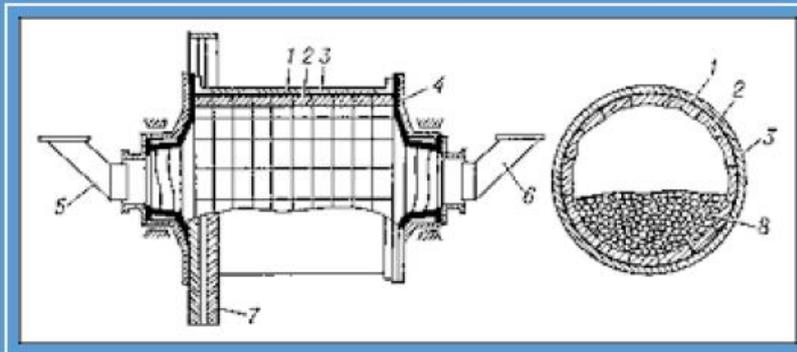
**Навои – 2020 г.**

1



Название и задача этого оборудования. Объясните принцип работы

2



Название и задача этого инструмента. Объясните принцип работы

3



Название и задача этого инструмента. Объясните принцип работы

4



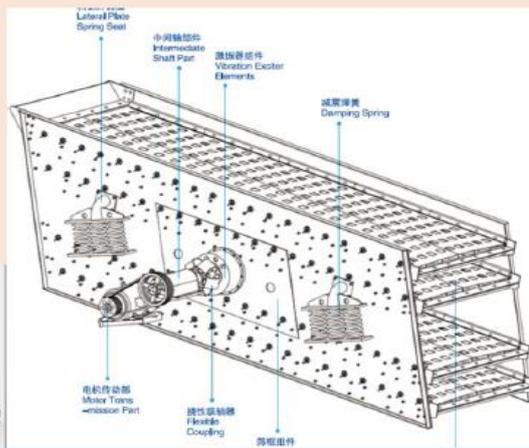
Название и задача этого инструмента. Объясните принцип работы

5

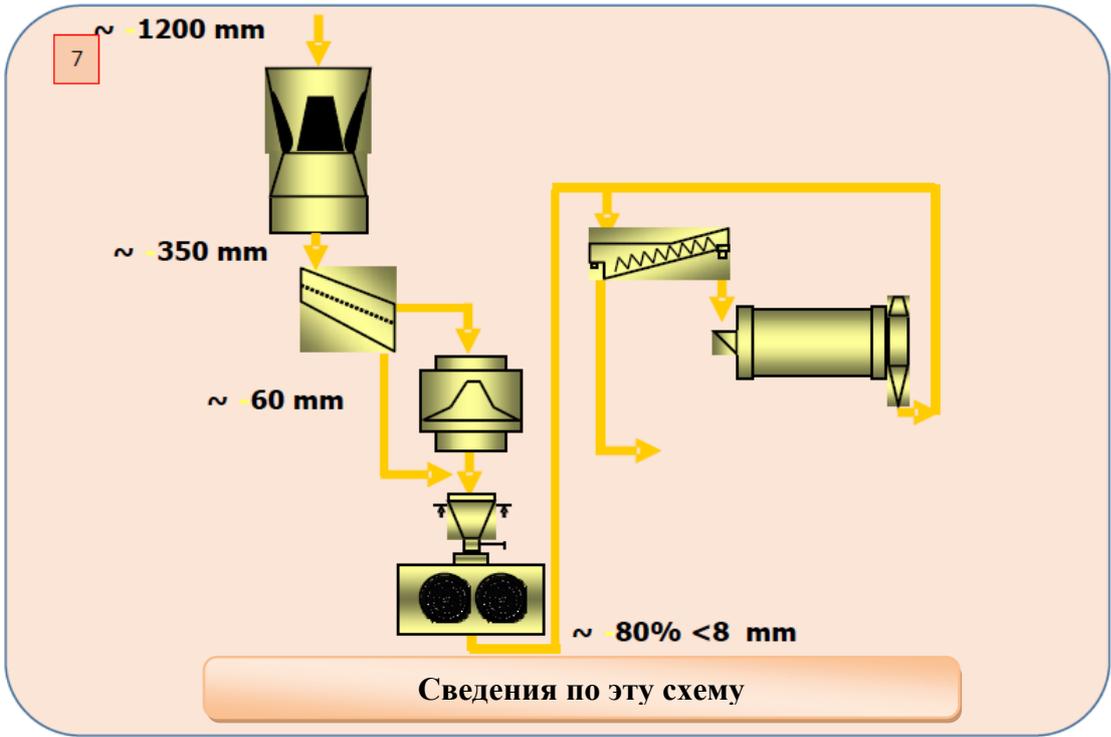


Название и задача этого инструмента. Объясните принцип работы

6



Название и задача этого инструмента. Объясните принцип работы



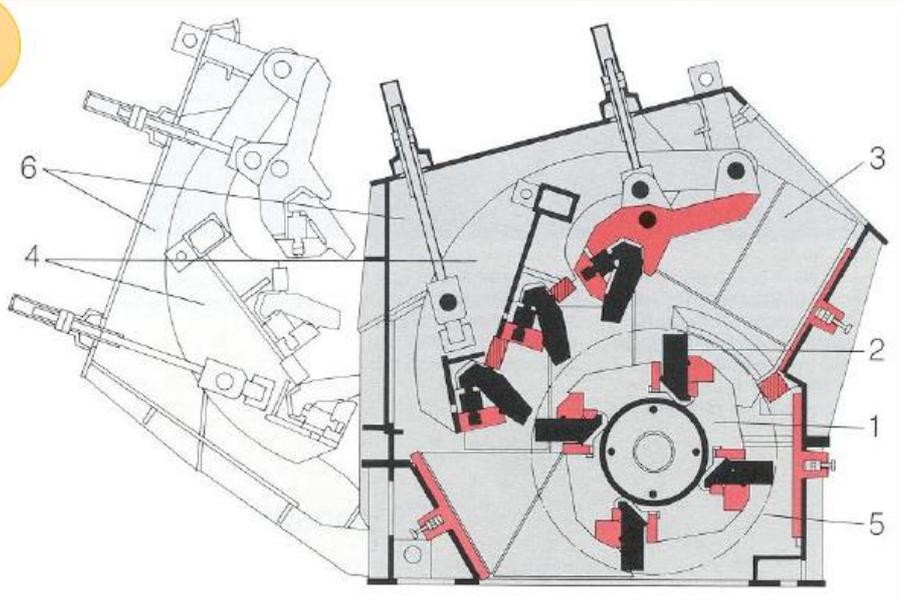


11



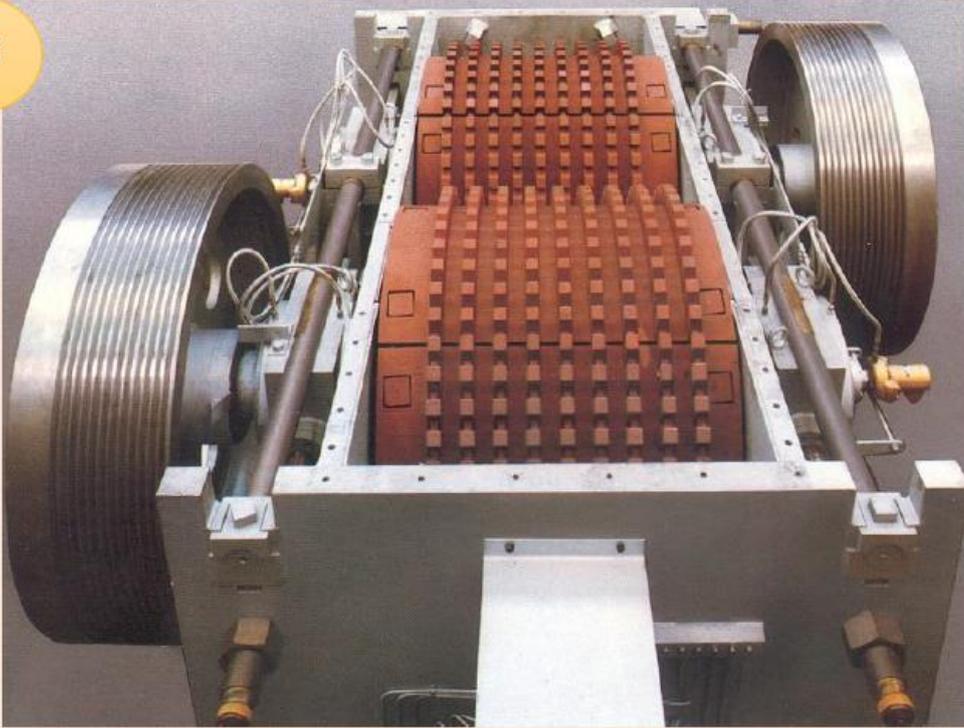
**Bu rasm xaqida ma'lumot bering.**

12



**Сведения по эту схему**

13

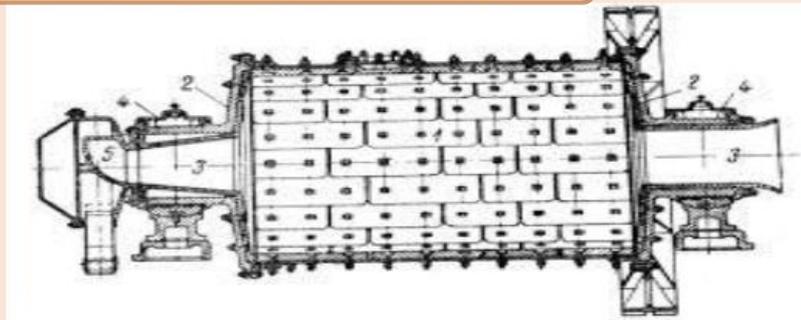


Сведения по эту схему

14



Сведения по этих схемах



19



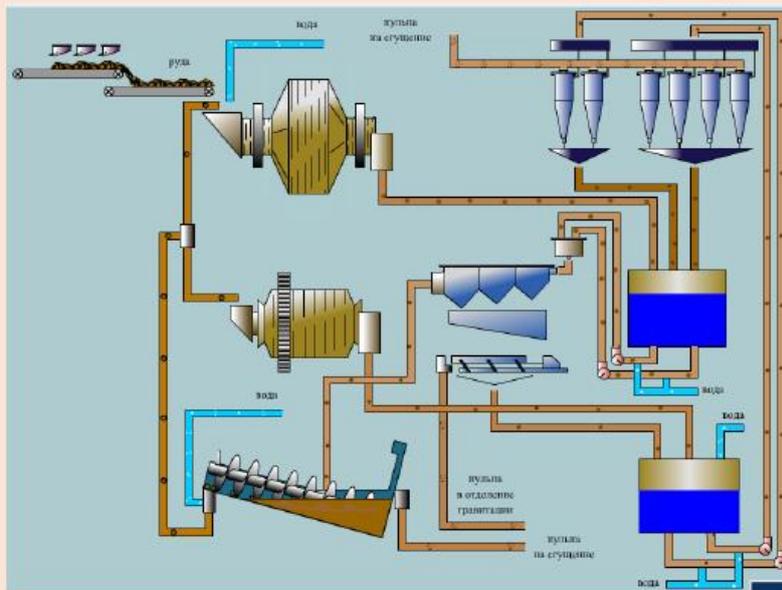
**Свидения об этой мельницы**

20



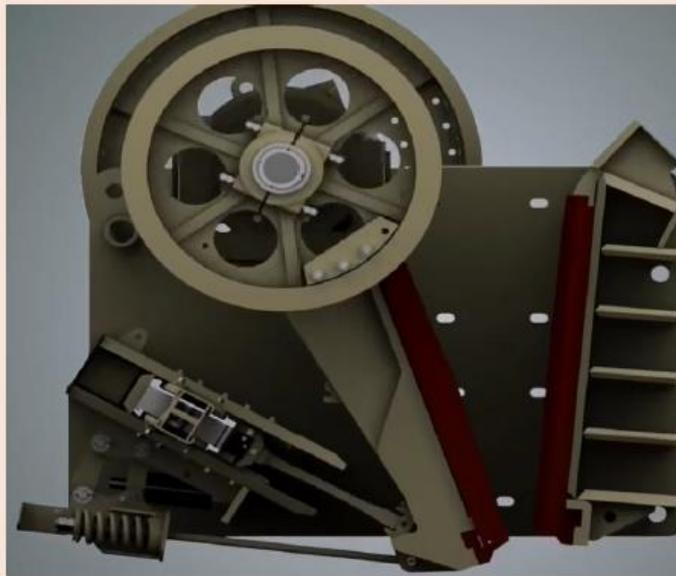
**Свидения об этой мельницы**

21



Дайте сведения об этой схеме цепи аппаратов. Объясните схему

22



Дайте сведения об этой дробилке

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

**НАВОЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ**

**НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

**ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ**

**КАФЕДРА «МЕТАЛЛУРГИЯ»**



## **ТЕСТОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ**

**ПО КУРСУ:**

## **ПОДГОТОВКА РУД К ПЕРЕРАБОТКЕ**

**Навои – 2020 г.**

**Тестовые вопросы по предмету «Подготовка руд к переработке»**

Тестовые вопросы	правильный ответ	неправильный ответ	неправильный ответ	неправильный ответ
$\varepsilon = \frac{\gamma \cdot \beta}{\alpha}$ Эта формула определяет:	*Извлечение ценного компонента в продуктах обогащения	Выход концентрата	Содержание ценного компонента	Выход хвосты
$\beta = \frac{\varepsilon \cdot \alpha}{\gamma}$ Эта формула определяет:	*Содержание ценного компонента	Выход концентрата	Извлечение ценного компонента в продуктах обогащения	Выход хвосты
$\gamma = \frac{\varepsilon \cdot \alpha}{\beta}$ Эта формула определяет:	*Выход концентрата	Содержание ценного компонента	Извлечение ценного компонента в продуктах обогащения	Выход хвосты
$K = \frac{\beta}{\alpha}$ Эта формула определяет:	*Степень обогащения	Степень сокращения	Степень дробления	Степень измельчения
Аппараты гравитационного метода обогащения какие?	*Отсадочные машины, концентрационные столы, шлюзы	Флотационные машины, концентрационные столы, шлюзы	Дробилки, мельницы, концентрационные столы	Концентрационные столы, шлюзы, сгустители
В гидравлических отсадочных машинах пульсирующий поток воды создаётся с помощью?	*поршня или диафрагмы	специальных пульсаторов	насоса	пружины
В каких единицах измеряется напряженность магнитного поля?	*эрстед	вольт	ампер	ом
В каких случаях применяется дробная загрузка реагентов?	*когда реагент быстро исчезает из пульпы в результате химических взаимодействий	когда природная гидрофобность минералов недостаточна	повышение извлечения ценных компонентов	для увеличения выхода продуктов
В каких случаях применяются активаторы	*для восстановления флотационной способности	когда минералы депрессированы	для создания кислой среды	для создания щелочной среды

	минералов			
В какой последовательности добавляются флотационные реагенты?	*регуляторы, среды, депрессоры, активаторы, собиратели, пенообразователи	собиратели, депрессоры, активаторы, пенообразователи, регуляторы среды;	депрессоры, собиратели, пенообразователи, регуляторы среды, активаторы	активаторы, регуляторы среды, собиратели, пенообразователи, депрессоры
В каком виде подаётся исходная руда на концентриционный стол?	*25процентов пульпы	50процентов пульпы	дроблённого продукта	песков
В качестве активаторов применяется?	*медный купорос, серная кислота, кислород воздуха	ксантогенаты, щелочи, дитиофосфаты	меркаптобензти азол, аполярные углеводные масла	дитиофосфат , соляная кислота, известь
В качестве депрессоров применяется?	*щелочи, цинковый купорос, сернистый натрий	серная кислота, растворимые сульфиды, углеводородные масла	медный купорос, олеиновая кислота, ксантогенанты	дитиофосфаты, крезилловый аэрофлот
В пневматических отсадочных машинах пульсирующий поток создаётся с помощью?	*специальных пульсаторов	диафрагмы	сжатого воздуха	поршня
В чём заключается действие активаторов?	*в удалении депрессора с поверхности минеральных частиц	адсорбции на поверхности минеральных частиц	в образовании труднорастворимых соединений на поверхности минерала	в образовании лёгкорастворимых соединений на поверхности минерала
В чём заключаются депрессирующие действие цианидов?	*растворении собирателя с поверхности минерала	образовании трудно растворимых солей	минеральные частицы приобретают флотационную способность	образовании трудно растворимых кислот
Во избежании выпадания тяжёлых частиц на дно, при обогащении в тяжёлую жидкость добавляют ?	*бентонит	хлористый кальций	аэрозоли	флюорит
Гравитационные методы обогащения основаны:	*на различие плотности минералов	на различие смачиваемости минералов	на магнитные свойства минералов	на электрические свойства минералов

Для активации каких минералов применяется серная кислота?	*пирита и пирротина	галенита, сфалерита	окисленных минералов	сульфидных минералов
Для какой цели применяются регуляторы среды ?	*для изменения щёлочности среды, в которой происходит *флотация минералов	для регулирования качества получаемых концентратов	для создания благоприятных условий при проведении флотации	для регулирования качества получаемых хвастав
Для обогащения, каких руд предназначены флотационные фабрики?	*Для руд цветных, редких и неметаллических ПИ.	Для горючих полезных ископаемых	Для нерудных полезных ископаемых	Для руд черных металлов
Для того чтобы поверхность твёрдых частиц смачивалась водой ?	*силы притяжения между молекулами минерала и воды должны превышать силы притяжения между молекулами воды	силы притяжения между молекулами минерала и воды должны быть меньше чем силы притяжения между молекулами воды	силы притяжения между молекулами минерала и воды и силы притяжения между молекулами воды должны быть равны	должна быть сплошная среда
Для чего необходим процесс измельчения?	*Для подготовки руды к обогащению	Для обогащения руды	Для дробления руды	Для подготовки концентрата к перечистки
Для чего необходим процесс классификации?	*Для подготовки руды к обогащению	Для обогащения руды	Для дробления руды	Для подготовки концентрата к перечистки
Для чего необходим процесс отсадки?	*Для обогащения руды	Для подготовки руды к обогащению	Для дробления руды	Для подготовки концентрата к перечистки
Для чего необходим процесс сгущения?	*Для обезвоживания	Для обогащения руды	Для дробления руды	Для подготовки концентрата к перечистки
Для чего необходим процесс фильтрования?	*Для обезвоживания продуктов обогащения	Для подготовки руды к обогащению	Для дробления руды	Для подготовки концентрата к перечистки

Для чего необходим процесс флотации?	*Для разделения ценных компонентов	Для подготовки руды к обогащению	Для дробления руды	Для подготовки концентрата к перемешиванию
Для чего применяется известь в процессе флотации?	*В качестве регулятора среды	В качестве пенообразователя	В качестве депрессора	В качестве активатора
Для чего применяется ПАА в процессе сгущения?	*В качестве флокулянта	В качестве подавителя	В качестве пенообразователя	В качестве собирателя
До какой крупности измельчается руда для флотационного обогащения?	* - 0,074мм	< 0,01мм	0,1-0,01мм	0,1-0,5 мм
Добавлением каких веществ создаётся кислая среда?	*серная кислота	хлористый кальций	известь	сернистый натрий
Добавлением каких веществ создаётся щелочная среда?	*известь	серная кислота	хлористый кальций	уксусная кислота
Дробилки бывают:	*Конусные, щековые, роторные	Шаровые, щековые, роторные	Конусные, стержневые, роторные	Камерные, щековые, роторные
Дробилки применяются:	*Для дробления руды	Для обогащения руды	Для флотации руды	Для сушки руды
Из чего изготавливается дека концентрационного стола?	*из резины, из сплава алюминия	Из пластмассы	Из цинка	Из хрома
Известь подаются в процесс:	*Измельчение, Флотации	Грохочение	Дробление	Гравитации
К вспомогательным процессам обогащения относятся:	*Сгущение, фильтрование, сушка, пылеулавливание	Обжиг, гравитация, флотация, электрические	измельчение, грохочение, классификация, флотация	измельчение, грохочение, классификация, гравитация
К какому из ниже перечисленных методов обогащения относится обогащение на концентрационном столе?	*обогащение в зависимости от плотности и крупности, в струе воды, текущей по наклонной плоскости	обогащение в пульсирующем потоке воды	магнитное обогащение	обогащение, основанное на различии в физико-химических свойствах минералов
К основным процессам	*Гравитация, флотация,	гравитация, флотация,	измельчение, грохочение,	измельчение,

обогащения относятся:	электрические, магнитные, радиометрические	измельчение, грохочение	классификация, гравитация	грохочение, классификация, флотация
К подготовительным процессам относятся:	*Дробление, измельчение, грохочение, классификация	гравитация, флотация, измельчение, грохочение	измельчение, грохочение, классификация, флотация	измельчение, грохочение, классификация, гравитация
Как ведут себя лёгкие частицы при обогащении в тяжёлых жидкостях?	*всплывают на поверхность	находятся во взвешенном состоянии	тонут	удаляются из среды
Как ведут себя парамагнитные частицы под воздействием магнитного поля?	*втягиваются в участки с большей напряжённостью	выталкиваются в участки с меньшей напряжённостью	остаются без участными	изменяется магнитный момент
Как ведут себя тяжёлые частицы при обогащении в тяжёлых жидкостях ?	*тонут	находятся во взвешенном состоянии	всплывают на поверхность	удаляются из среды
Как влияет температура на процесс флотации?	*интенсифицируется процесс флотации	скорость флотации уменьшается	не влияет	скорость растворимости флотореагентов не изменяется
Как называется схема, указывающая движение потока руды через аппараты обогащения	*схема цепи аппаратов	технологическая	качественная	количественная
Как определяется гранулометрический состав руды?	*Ситовым анализом, седиментационным анализом	Весовым анализом, с помощью дробилки	С помощью флотационной машины	С помощью мельницы
Как разрабатывается реагентный режим при флотации?	*индивидуально с учётом особенности обогащаемой руды	реагентный режим одинаков для всех руд	в зависимости от производительности флотомашин	в зависимости от производительности фабрики
Как регулируется ширина разгрузочного отверстия в	*поднятием дробящего конуса	приближением дробящего конуса к неподвижному	изменением крупности дробимых кусков	заменой затвора отверстия

конусных дробилках				
Как устанавливается продолжительность флотации?	*опытным путём при полупромышленных испытаниях	заранее задаётся	количеством имеющихся в руде ценных компонентов	в зависимости от свойств руды
Какая дробилка называется конусными?	* КСД – 1200	МСЦ – 36x50	МШЦ – 36x50	ММС – 15000/180
Какая дробилка называется щековыми?	* ШДП – 15x21	МСЦ – 36x50	ММС – 15000/180	МШЦ – 36x50
Какая марка оборудования применяется для концентрации полезных ископаемых?	* СКМ – 1А	Ц – 50	ФПМ – 3,2	ОМР – 1А
Какая схема дробления применяется для мягких руд	*двух стадийная	одна стадийная	трёх стадийная	четырёх стадийная
Какие бывает степень измельчения	*линейный и объёмный	линейный	объёмный	диагональный
Какие вещества называются пенообразователями?	*поверхностно-активные	неорганические	полезные	гидрофильные
Какие виды дробилок применяют для процессов дробления?	*Конусные, щековые, молотковые, роторные, валковые	Шаровые, барабанные, конические	Стержневые, конусные, инерционные	Решеточные, щековые, молотковые
Какие грохоты относят к неподвижным грохотам?	*Колосниковые	Барабанные	Молотковые	Валковые
Какие грохоты относятся к подвижным грохотам?	*Барабанные	Колосниковые	Решеточные	Валковые
Какие из ниже перечисленных руд обогащаются на концентрационном столе ?	*оловянные, вольфрамовые	медные, никелевые	свинцовые, цинковые	мышьяковистые, титановые
Какие классификаторы называются спиральными?	* 2КСП – 24	ГЦ – 50	ММС – 70x23	МШЦ – 40x55
Какие металлы	* Са, V - Ti	Ni, Cr, Mn	Fe, Ni, Co	Zn, Pb, Au

относятся к диамагнитным?				
Какие минералы депрессирует сернистый натрий?	*сульфидные	окисленные	силикатные	не сульфидные
Какие оборудования являются вспомогательными при обогащении руды?	*Сгустители, фильтры	Дробилки, мельницы	Грохоты, классификаторы	Сгустители, центрифуги
Какие оборудования являются основными при обогащении руды?	*Флотомашинны, концентрационные столы	Грохоты, классификаторы	Сгустители, центрифуги	Дробилки, мельницы
Какие оборудования являются подготовительным и при обогащении руды?	*Дробилки, мельницы	Грохоты, классификаторы	Сгустители, центрифуги	Флотомашинны, концентрационные столы
Какие по конструкции мельницы Вы знаете?	*Барабанные	Щековые	Трубчатые	Конусные
Какие просеивающие поверхности Вы знаете?	*Проволочные сетки, колосниковые решетки	Спираль, чан	Решета из резины, конус	Сетка шерстяная
Какие процессы относятся к обезвоживанию?	*Сгущение, фильтрование	Измельчение, сушка	Сушка, дробление	Грохочение, классификация
Какие различия в свойствах минералов используются при обогащении полезных ископаемых?	*Физические, химические	Физические, механические	Механические	Пневмомеханические
Какие руды обогащаются концентрационным столом?	*россыпные, редкие и благородные	Только коренные	Только металлические	Арсенопиритные
Какие руды хорошо флотировались?	*Сульфидные	Окисленные	Магнетитовые	Гематитовые
Какие свойства минералов действуют на процесс гравитационного	*Плотность	Вязкость	Твердость	Пластичность

обогащения?				
Какие свойства придают пенообразователи воздушным пузырькам ?	*стабильность, дисперсность, *механическую прочность	повышает твёрдость, подвижность	уменьшает слипание воздушных пузырьков	диспергировать воздушные пузырьки
Какие способы дробления вы знаете?	*Раздавливание, раскалывание, удар	Истирание, грохочение, фильтрование	Брикетирование, грохочение, излом	грохочение, излом, удар
Какие типы схем Вы знаете?	*Открытие, замкнутые	Вспомогательные, перечистные	Обезвоживающие, селективные	Обеспыливающие, коллективные
Какие частицы называются «трудными»	*размер, которых равен отверстию сита	округлой формы	трапециидальной формы	четырёхугольной формы
Каким методом осуществляется регенерация галенита ?	*флотация	магнитный	электрический	оптическая сепарация
Каким методом осуществляется регенерация магнетита ?	*магнитный	электрический	флотация	отсадка
Каким методом отделяется оксиды железа от медных концентратов	*с магнитным методом обогащения	с флотационным методом	с фильтрованием	с гравитационно-флотационным
Какова высота нарифлений на плоскости концентрационного стола ?	* 6 - 12 мм	12-15мм	1 - 2мм	8 - 10мм
Какова крупность утяжелителя в суспензии ?	* 0,1 - 0,15 мм	0,01 - 0,001 мм	0,5 - 1,0 мм	1,0 - 5,0 мм
Какова максимальная крупность частиц при обогащении на концентрационном столе?	*не более 4 мм	0,1 - 0,04 мм	0,1 - 0,074 мм	более 5 мм
Какова скорость вращения барабана при каскадном режиме работы мельницы	*0,5 – 0,6 критической скорости	0,4 – 0,5 критической скорости	0,3 – 0,4 критической скорости	0,2 – 0,3 критической скорости
Какова удельная магнитная восприимчивость	* $> 3 - 10^{-3} \text{ см}^3 / \text{г}$	$> 4,5 - 10^{-4} \text{ см}^3 / \text{г}$	$0,06 - 10^{-6} \text{ см}^3 / \text{г}$	$3000 - 10^{-6} \text{ см}^3 / \text{г}$

сильномагнитных минералов ?				
Какое из перечисленных свойств полезного ископаемого не влияет на дробимость	*сыпучесть	форма зерен	размер куска	плотность
Какое свойство минералов берётся за основу гравитационного метода обогащения?	*плотность	прочность	твёрдость	насыпная масса
Какое свойство минералов берётся за основу флотационного обогащения	*смачиваемость	плотность	твёрдость	форма
Какой аппарат применяется для процесса сгущения?	*Сгуститель	Фильтр	Сушильный шкаф	Шлюз
Какой из ниже перечисленных методов относится к гравитационному методу обогащения?	*обогащения в тяжёлых жидкостях	флотация	магнитная сепарация	оптическая сортировка
Какой из ниже перечисленных способов флотации получил наибольшее применение?	*пенная	масляная	плёночная	флотогравитация
Какой из ниже перечисленных, минералов применяется в качестве, утяжелителя при приготовлении тяжёлой суспензии ?	*галенит	сфалерит	прусит	молибденит
Какой из перечисленных реагентов не применяется в качестве депрессора?	*крахмал	цинковый купорос	силикат натрия	серная кислота
Какой реагент применяется для активации сфалерита?	*медный купорос	серная кислота	кислород воздуха	сернистый натрий

Какой элемент является ценным компонентом в цинковой руде	*цинк	медь	свинец	олово
Какую функцию выполняет депрессор при флотации	понижает флотуемость минералов	повышает гидрофильность минеральных частиц	повышает гидрофобность минеральных частиц	повышает флотуемость минералов
Какую функцию выполняет депрессор при флотации?	*понижает флотуемость минералов	повышает гидрофильность минеральных частиц	повышает гидрофобность минеральных частиц	повышает флотуемость минералов
Классификация процессов обогащения полезных ископаемых	*Подготовительные, основные, вспомогательные	пылеулавливание, дробление, грохочение	обезвоживание, сгущение, фильтрование	сушка, гравитация, флотация
Классификация флотационных реагентов	*Собиратели, пенообразователи, активаторы, подавители, регуляторы среды	Собиратели, ПАА, активаторы, подавители, регуляторы среды	Собиратели, пенообразователи, ПАВ, подавители, регуляторы среды	Собиратели, пенообразователи, ксантогенаты, подавители, регуляторы среды
Магнитные сепараторы основаны на использовании:	*Различия в магнитной восприимчивости	Различия в диэлектрической проницаемости	Различия в плотности	Различия по удельному весу
Машины гравитационного обогащения применяются:	*Для круглых и зернистых руд	Для коллоидных руд	Только для магнитных руд	Только для углистых руд
Мельницы бывают:	*Шаровые, стержневые	Шаровые, щековые	Конусные, стержневые	Камерные, щековые
Мельницы применяются:	*Для измельчения руды	Для дробления руды	Для фильтрации руды	Для обогащения руды
Месторождение медно-молибденовых руд Узбекистана	*Калмокир	Мурунтау	Кокпатас	Даугызтау
Месторождение фосфоритовых руд Узбекистана	*Джерой-Сардара	Мурунтау	Кокпатас	Даугызтау
Методы обогащения полезных ископаемых	*Гравитация, флотация, электрические, магнитные, радиометрические, химические	минералогические, флотация, электрические, магнитные	Цианирование, гравитация, флотация, электрические	Сорбция, магнитные, радиометрические, химические

Минералы по своим магнитным свойствам делятся?	*ферромагнитные, парамагнитные, диамагнитные	сильномагнитные и слабомагнитные	сильномагнитные	немагнитные
На границе раздела каких фаз адсорбируются пенообразователи ?	*жидкость-газ	твёрдое-жидкость	твёрдое-газ	жидкость-жидкость
На какие группы подразделяются полезные ископаемые?	*Рудные, нерудные, горючие	Железные, алюминиевые, нефтяные	Алюминиевые, рудные	Нефтяные, нерудные
На каких оборудованях осуществляется магнитный метод обогащения?	*Магнитных сепараторах	Электрических сепараторах	Радиометрических сепараторах	На классификаторах
На каких оборудованях осуществляется радиометрический метод обогащения?	*Радиометрических сепараторах	Электрических сепараторах	Магнитных сепараторах	На классификаторах
На каких оборудованях осуществляется электрический метод обогащения?	*Электрических сепараторах	Радиометрических сепараторах	Магнитных сепараторах	На классификаторах
На какой схеме показывается аппараты?	*в схеме цепи аппаратах	в качественно-количественной схеме	в водно-шламовой схеме	на все схеме
На чём основано магнитное обогащение?	*на разном поведении минеральных зёрен в магнитном поле	на разнице электрической проводимости	на разнице плотности минералов	на свойстве ЭДС
Наиболее приемлемой основой для технологической классификации ПИ является:	*Способ применения	Химический состав	Минералогический состав	Гранулометрический состав
Найдите кислую среду.	* $pH = 5$	$pH = 8$	$pH = 7$	$pH = 12$
Найдите нейтральную среду.	* $pH = 7$	$pH = 8$	$pH = 5$	$pH = 9$
Найдите самый сильный магнитный минерал	*Магнетит	Пирит	Галенит	Сфалерит
Найдите щелочную среду.	* $pH = 12$	$pH = 7$	$pH = 5$	$pH = 1$
Объясните процесс отсадки.	*Это разделение минеральных зерен	Это разделение минеральных зерен	Это разделение минеральных	Это разделение

	по плотности под действием восходящих или нисходящих потоков воды	по смачиваемости водой	зерен по измельчаемости и руды	минеральных зерен по магнитной восприимчивости
Определение гидрофильных частиц.	* Минеральные частицы, которые не смачиваются водой	Минеральные частицы, которые не смачиваются водой	Минеральные частицы, которые не смачиваются в кислотах	Минеральные частицы, которые смачиваются в кислотах
Определение гидрофобных частиц.	*Минеральные частицы, которые не смачиваются водой	Минеральные частицы, которые смачиваются водой	Минеральные частицы, которые не смачиваются в кислотах	Минеральные частицы, которые смачиваются в кислотах
Основные узлы концентрационного стола:	*Дека, рифление	Конус, щека	Барaban, муфта	Пенагон, бусгаги
Основные узлы отсадочных машин:	*Пульсатор, диафрагма	Конус, щека	Барaban, муфта	Пенагон, бусгаги
Основные узлы флотационных машин:	*Камера, импеллер	Барaban, муфта	Пенагон, барабан	Двигатель, футеровки
Отсадкой называется процесс разделения минеральных частиц по плотности в ?	*пульсирующем потоке воды	тяжелых суспензиях	наклонной плоскости	винтовых сепараторах
Отсадочные машины применяются:	*Для гравитационного обогащения руды	Для флотационного обогащения руды	Для магнитного обогащения руды	Для электрического обогащения руды
Пенообразователь должен обеспечить большое количество мелких пузырьков, способных?	*поднять частицы полезных минералов на поверхность пульпы	диспергировать воздушные пузырьки	гидрофобизировать поверхность минеральных частиц	удержать минераллы во взвешенном состоянии
Плотность золота:	* $19.32 \frac{г}{см^3}$	$13.4 \frac{г}{см^3}$	$15.3 \frac{г}{см^3}$	$16.34 \frac{г}{см^3}$
По какой формуле определяется степень дробления?	* $S = \frac{D}{d}$	$S = \frac{d}{D}$	$S = \frac{F}{D}$	$S = \frac{d}{F} F$
По своим магнитным свойствам к каким минералам относятся железо и никель ?	*ферромагнитным	парамагнитным	диамагнитным	немагнитным
Под действием каких сил находятся	*сил тяжести и инерции	межмолекулярных сил взаимного	сил инерции и смывное	электрические силы

частицы на концентрационном столе?		притяжения	действие воды	
При флотации молибдена чему равно $pH$ ?	* $pH = 8 - 8,5$	$pH = 10$	$pH = 7$	$pH = 2$
При флотации сульфидных минералов в качестве собирателей применяются?	*ксантогенаты, аэрофлоты	третичные амины	олеиновая кислота	кселеноли фенолы
Реагент-полиакриламид подаются в процесс:	*Сгущения	Измельчение	Дробление	Гравитации
Реагенты – депрессоры:	*Жидкое стекло, цианид	Известь, сода	Ксантогенаты, дитиофосфаты	$T - 66; T - 80$
Реагенты - пенообразователи:	* $T - 66; T - 80$	Ксантогенаты	Спирты	Известь, сода
Реагенты - собиратели:	*Ксантогенаты, дитиофосфаты	$T - 66; T - 80$	Спирты	Известь, сода
Реагенты регуляторы среды:	*Известь, сода	Ксантогенаты, дитиофосфаты	$T - 66; T - 80$	Спирты
Реагенты собиратели подаются в процесс:	*Флотации	Измельчение	Дробление	Гравитации
Режим работы мельницы самоизмельчения?	*водопадный	каскадный	Водопадный и каскадный	критический
Руду какой крупности можно обогащать в тяжёлых суспензиях?	* 3 - 300 мм	1,5 - 150 мм	0,074 - 0,1 мм	0,5 - 10 мм
С какой целью добавляются «защитные коллоиды» в тяжёлую суспензию?	*для поддержания тяжёлых частиц во взвешанном состоянии	для увеличения вязкости суспензии	для увеличения плотности суспензии	для уменьшения вязкости суспензии
С чем связана депрессирующее действие щелочей?	*с растворением собирателя	образование трудно растворимых гидратов окисей металлов	взаимодействие м с твёрдыми частицами	растварения дипресиара

## Список литературы

### Основная литература:

1. Barry A. Wills, Tim Napier-Munn. Mineral Processing Technology. Publisher: Elsevier Science & technology books, 2006. 450 p.
2. Польшкин С.И., Адамов Э.В. – Обогащение руд цветных и редких металлов. - М.: Металлургия, 2003. - 461 с.
1. Егоров В.Л. Обогащение полезных ископаемых. – М: Недра, 2004. -421 с.

### Дополнительная литература:

1. Мирзиёев Ш.М. Эркин ва фаровон, демократик Ўзбекистон давлатини биргалликда барпо этамиз. Ўзбекистон Республикаси Президентининг лавозимида киришиш танталали маросимида бағишланган Олий Мажлис палаталарининг қўшма мажлисидаги нутқи.-Т.: “Ўзбекистон” НМИУ, 2016. -56 б.
2. Мирзиёев Ш.М. Қонун устворлиги ва инсон манфаатларини таъминлаш юрт тарақиёти ва халқ фаровонлигининг гарови. Ўзбекистон Республикаси Конституцияси қабул қилинганининг 24 йиллигига бағишланган тантанали маросимдаги маъруза. 2016 йил 7 декабрь –Т.: “Ўзбекистон” НМИУ, 2016. -48 б.
3. Мирзиёев Ш.М. Буюк келажакимизни мард ва олижаноб халқимиз биланбирга қўрамиз. – Т.: “Ўзбекистон” НМИУ, 2017. -488 б.
4. Ўзбекистон Республикасини янада ривожлантириш бўйича Харакатлар стратегияси тўғрисида. 2017 йил 7 февраль, ПФ-4947-сон фармони.
5. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения золотосодержащих руд и россыпей. Часть I и II . Обогащения золотосодержащего сырья. Курс лекции. - М.: Учеба, 2003. -354 с.
6. Абдуллаева Р.С. Подготовка руд к переработке. Методические указания к лабораторным работам. – Т.: ТашГТУ, 2013 й. – 26 с.
7. Абдуллаева Р.С. Рудаларни қайта ишлашга тайёрлаш. Амалий ишларни бажариш учун услубий қўлланма. - Т.: ТошДТУ, 2014. – 27 б.

### Интернет сайты:

1. <http://www.ngmk.uz>
2. <http://www.sciteclibrary.ru>
3. <http://misis.ru>