

Министерство образования и науки Красноярского края
Краевое государственное бюджетное профессиональное
образовательное учреждение
«Красноярский индустриально-металлургический техникум»

Методические указания к практическим занятиям

по МДК 01.01. «Металлургия цветных металлов»

Тема «Обогащение руд цветных металлов»

Тема «Металлургия цветных металлов»

Специальность
150402 Metallургия цветных металлов

Красноярск
2014

СОГЛАСОВАНО
на заседании цикловой комиссии «15000»
Протокол № ____ от ____ 20__ г.

Председатель ЦК
_____ О.В.Сенькова

Составлены в соответствии с МДК 01.01
«Металлургия цветных металлов»

Составитель: М.В. Жуйкова

Преподаватель
КГБПОУ «Красноярский индустриально-
металлургический техникум»

Рецензенты:

Содержание

Пояснительная записка	4
Практические работы по теме «Обогащение руд цветных металлов»	5
Практические работы по теме «Металлургия цветных металлов»	36
Учебно-методическое и информационное обеспечение	59

Пояснительная записка

Методические указания к практическим работам по МДК 01.01 «Металлургия цветных металлов» по темам: «Обогащение руд цветных металлов», «Металлургия цветных металлов» предназначены для обучающихся по специальности 150402 Metallургия цветных металлов.

Цель методических указаний: оказание помощи обучающимся в выполнении практических работ по МДК 01.01 «Металлургия цветных металлов». Настоящие методические указания содержат практические работы, которые позволят обучающимся закрепить теорию по наиболее сложным разделам МДК 01.01 и направлены на формирование следующих компетенций:

Код	Наименование результата обучения
ПК 1.1	Осуществлять подготовку исходного сырья к переработке
ПК 1.2	Вести технологический процесс по результатам анализов, показаниям контрольно-измерительных приборов (КИП).
ПК 1.3	Контролировать и регулировать технологический процесс
ПК 1.4	Использовать автоматизированные системы управления технологическими процессами (АСУТП) в производстве цветных металлов и сплавов
ПК 1.5	Выполнять необходимые типовые расчеты.
ОК 1	Понимать сущность и социальную значимость своей будущей профессии, проявлять к ней устойчивый интерес
ОК 2	Организовывать собственную деятельность, выбирать типовые методы и способы выполнения профессиональных задач, оценивать их эффективность и качество.
ОК 3	Принимать решения в стандартных и нестандартных ситуациях и нести за них ответственность
ОК 4	Осуществлять поиск и использование информации, необходимой для эффективного выполнения профессиональных задач, профессионального и личностного развития.
ОК 8	Самостоятельно определять задачи профессионального и личностного развития, заниматься самообразованием, осознанно планировать повышение квалификации.
ОК 10	Исполнять воинскую обязанность, в том числе с применением полученных профессиональных знаний (для юношей).

Практические работы по МДК 01.01

Тема «Обогащение руд цветных металлов»

Практическая работа №1

Расчет технологических показателей обогащения

Технологические показатели обогащения

К основным показателям обогащения относятся:

1. Содержание компонентов в исходном сырье и продуктах обогащения.
2. Степень концентрации полезного компонента.
3. Выход продуктов обогащения.
4. Извлечение компонентов в продукты обогащения.
5. Эффективность операций разделения.

Выведем формулы для вычисления показателей обогащения. Для этого введем следующие обозначения.

1. Вес продукта.

θ -- вес исходного материала, производительность фабрики, т/ч, т/сут.

C -- вес концентрата, т/ч, т/сут

T -- вес хвостов, т/ч, т/сут.

2. Содержание компонентов (массовая доля) – отношение веса компонента в продукте к весу продукта, %.

α -- массовая доля компонента в исходном сырье, %

β -- массовая доля компонента в концентрате

ν -- массовая доля компонента в хвостах.

3. Вес компонентов.

$\theta * \frac{\alpha}{100}$ -- вес компонента в исходном продукте, т/ч, т/сут.

$C * \frac{\beta}{100}$ -- вес компонента в концентрате, т/ч, т/сут.

$T * \frac{\nu}{100}$ -- вес компонента в хвосте, т/ч, т/сут.

4. Степень концентрации – отношение содержания полезного компонента в концентрате к содержанию его в исходном продукте.

$$\frac{\beta}{\alpha}$$

5. Выход продуктов обогащения – отношение веса продукта к весу переработанного исходного материала, %

γ_k -- выход концентрата

$\gamma_{xв}$ -- выход хвостов.

$$\gamma_k = \frac{C}{Q} * 100\%$$

$$\gamma_{xв} = \frac{T}{Q} * 100\%$$

$$\gamma_{xв} + \gamma_k = 100\%$$

$$\frac{C}{Q} * 100\% + \frac{T}{Q} * 100\% = \frac{C + T}{Q} * 100\% = 100\%$$

Составим баланс:

Материала: $Q = C + T$ (1)

Компонента: $\theta * \frac{\alpha}{100} = C * \frac{\beta}{100} + T * \frac{\nu}{100}$

$$Q\alpha = C\beta + Tv \quad (2)$$

Из уравнения (1) имеем :

$$T = Q - C$$

$$C = Q - T$$

Подставим T и C в уравнение (2) и получим:

$$Q\alpha = C\beta + (Q - C)v \quad (3)$$

$$Q\alpha = (Q - T)\beta + Tv \quad (4)$$

Преобразуем эти уравнения и выведем

$$\frac{C}{Q} = \frac{\alpha - v}{\beta - v} \quad (5)$$

$$\frac{T}{Q} = \frac{\beta - \alpha}{\beta - v} \quad (6)$$

Получаем расчетные формулы для выходов продуктов обогащения.

$$\gamma_{\kappa} = \frac{C}{Q} * 100\% = \frac{\alpha - v}{\beta - v} * 100\%$$

$$\gamma_{\text{хв}} = \frac{T}{Q} * 100\% = \frac{\beta - \alpha}{\beta - v} * 100\%$$

6. Извлечение полезного компонента в продукт – отношение веса в продукте к весу того же компонента в исходном сырье., %

$$E_{\kappa} = \frac{C * \frac{\beta}{100}}{Q * \frac{\alpha}{100}} * 100\% = \frac{C\beta}{Q\alpha} * 100\% \quad (7)$$

$$E_{\text{хв}} = \frac{T * \frac{v}{100}}{Q * \frac{\alpha}{100}} * 100\% = \frac{Tv}{Q\alpha} * 100\% \quad (8)$$

Подставим значения (5) и (6) в уравнения (7) и (8). Получим расчетные формулы для извлечений.

$$E_{\kappa} = \frac{C\beta}{Q\alpha} * 100\% = \frac{\alpha - v}{\beta - v} * \frac{\beta}{\alpha} * 100 = \frac{\gamma_{\kappa} * \beta}{\alpha}$$

$$E_{\text{хв}} = \frac{Tv}{Q\alpha} * 100\% = \frac{\beta - \alpha}{\beta - v} * \frac{v}{\alpha} * 100 = \frac{\gamma_{\text{хв}} * v}{\alpha}$$

Сумма извлечений равна 100%.

Варианты для решения задач:

Вариант 1

- 1 Рассчитать выход медного концентрата, если массовая доля в нем 20% меди, а на фабрику поступает руда с массовой долей меди 1,5%. Извлечение меди в концентрат 90%
- 2 Определить сколько тонн меди в сутки теряется с цинковым концентратом, если массовая доля меди в цинковом концентрате 4%, производительность фабрики 5000т/сутки, выход хвостов 90%.
- 3 Определить массовую долю молибдена в руде, если извлечение молибдена в концентрат 85%, выход концентрата 0,15%, массовая доля металла в концентрате 50%.
- 4 На фабрике, перерабатывающей 10000т/сутки руды, получают концентрат, промпродукт и хвосты. Выход концентрата 80%, выход хвостов 15%. Определить сколько тонн промпродукта отгружает фабрика в сутки потребителю.
- 5 Определить массовую долю металла в руде, если фабрика получает 200тонн в сутки 20% концентрата и 800тонн хвостов с массовой долей металла в них 0,1%.

Вариант 2

- 1 Определить извлечение металла в хвосты, если фабрика перерабатывает руду с массовой долей металла в ней 1% и в результате обогащения получают концентрат и хвосты. Концентрат имеет массовую долю металла 50%, выход его 1,5%.
- 2 Сколько тонн руды необходимо будет переработать для получения 1000000 тонн концентрата, если выход концентрата 10%.
- 3 Сколько тонн металла с концентратом отгружает обогатительная фабрика в сутки металлургическому заводу, если производительность фабрики по руде 10000 т/сутки, массовая доля металла в руде 2%, а извлечение металла в концентрат 90%.
- 4 Производительность фабрики 10000 т/сутки руды. Определить сколько тонн хвостов в сутки получает фабрика, если извлечение металла в концентрат 90%, массовая доля металла в руде 3%, а в концентрате 20%.
- 5 Определить сколько тонн меди теряется с 1000000 тонн хвостов при переработке руды с массовой долей меди 1%, если извлечение меди в концентрат 90%, выход концентрата 10%.

Вариант 3

- 1 Определить выход концентрата, если из 10000т руды получено 9000т хвостов.
- 2 Определить массовую долю металла в руде, если в результате обогащения получают концентрат с массовой долей металла 50% и хвосты с массовой долей металла в них 0,25%, выход концентрата 1,5%.
- 3 Определить массовую долю металла в хвостах и руде, если фабрика получает хвосты и концентрат. Выход хвостов 90%. Извлечение металла в хвосты 9%, массовая доля металла в концентрате 20%
- 4 Определить извлечение металла в концентрат и массовую долю металла в хвостах, если производительность фабрики 50000т/сутки, масса хвостов 49000т/сутки. С хвостами каждые сутки теряется 50тонн металла, массовая доля металла в руде 1%, в концентрате 45%.
- 5 Фабрика имеет производительность 10000т/сутки. Сколько потребуется в сутки 50-тонных вагонов для отгрузки концентрата и промпродукта, если фабрика сбрасывает хвостов 5000т/сутки, а выход промпродукта составляет 10%.

Вариант 4

- 1 Определить выход концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с массовой долей свинца 1%. В результате получают концентрат с массовой долей свинца 50% и хвосты с массовой долей свинца 0,1%.
- 2 Определить извлечение свинца в свинцовый концентрат, если производительность фабрики 10000т/сутки. Масса получаемого концентрата 150т/сутки, массовая доля металла в руде 1%, в концентрате 55%.
- 3 Производительность фабрики 10000т/сутки. Какая массовая доля металла в исходной руде, если фабрика отгружает концентрат с массовой долей металла в нем 20% в количестве 100т/сутки и получает хвосты с массовой долей 0,1%.
- 4 Определить сколько тонн металла теряется в сутки с хвостами, если при обогащении руды с массовой долей металла в ней 5%, получают 50% концентрат, выход его 7%. Производительность фабрики 10000т/сутки.
- 5 Сколько тонн хвостов отправляет фабрика в шахту, если известно, что для закладки в шахту идет 50% от общих хвостов фабрики. Фабрика имеет производительность 100000т/сутки, выход концентрата 5%

Вариант 5

- 1 Определить суточную производительность фабрики, если фабрика производит в сутки 500тонн концентрата при выходе 1%.
- 2 Фабрика отгружает металлургическому заводу 200т/сутки металла с концентратом. Производительность фабрики 20000т/сутки руды, массовая доля металла в руде 1,5%. Определить извлечение металла в концентрат
- 3 Определить выход хвостов, если фабрика каждые сутки получает 100 тонн концентрата, а производительность фабрики 10000т/сутки.
- 4 Вычислить с какой массовой долей ценного компонента фабрика получает концентрат, если извлечение в концентрат 90%, массовая доля его в руде 2%, а выход концентрата 5%.
- 5 Сколько металла с концентратом отгружает фабрика в сутки металлургическому заводу, если производительность фабрики 10000т/сутки, массовая доля металла в концентрате 20%, а выход хвостов 95%.

Вариант 6

- 1 Сколько тонн руды в сутки должна перерабатывать фабрика для получения 5000тонн концентрата в сутки, если выход хвостов 95%.
- 2 Определить сколько тонн в сутки отправляет фабрика хвостов на хвостохранилище, если известно: производительность фабрики 100000т/сутки, извлечение металла в концентрат 90%, массовая доля металла в руде 2%, в концентрате 20%.
- 3 Фабрика перерабатывает руду с массовой долей металла 1%, имеет производительность 50000т/сутки. Каждые сутки на хвостохранилище отправляется 49000т/сутки продукта. Концентрат имеет массовую долю металла 45%. Определить извлечение металла в концентрат и хвосты.
- 4 Вычислить выход концентрата, если извлечение металла в концентрат 98%, массовая доля металла в руде 2%, а в концентрате 49%.
- 5 Рассчитать извлечение металла в концентрат, если фабрика перерабатывает 10000т руды в сутки с массовой долей металла в руде 2%, получает 500тонн концентрата с массовой долей в нем металла 30%.

Вариант 7

- 1 Производительность фабрики 10000т/сутки. Фабрика перерабатывает медную руду с массовой долей меди 2%, в медном концентрате массовая доля меди 20%, в хвостах 0,1%. Определить извлечение меди в концентрат и хвосты, выходы этих продуктов.
- 2 Рассчитать во сколько раз повысится содержание металла в концентрате, если при одном и том же выходе концентрата извлечение металла в концентрат повысилось в два раза.
- 3 Сколько требуется 60-тонных вагонов в сутки для отправки концентрата, если производительность фабрики 10000т/сутки, массовая доля металла в исходном сырье 3%, в концентрате 20%, в хвостах 0,345%. Извлечение металла в хвосты 10%.
- 4 Фабрика отгружает металлургическому заводу 180тонн металла в сутки с концентратом. Определить какое извлечение металла в концентрат, если фабрика перерабатывает 10000т/сутки руды с массовой долей металла 2%.
- 5 Определить массовую долю молибдена в руде, если извлечение молибдена в концентрат 85%, выход концентрата 0,15%, массовая доля металла в концентрат 50%.

Вариант 8

- 1 Производительность фабрики 10000т/сутки, выход медного концентрата 5%, цинкового 3%. Определить сколько тонн меди и цинка теряется в сутки с хвостами, если массовая доля меди и цинка в хвостах 0,1% и 0,2% соответственно.
- 2 Сколько тонн руды нужно переработать для получения 1000тонн концентрата, если выход хвостов 90%
- 3 Определить сколько тонн металла теряет обогатительная фабрика с хвостами, если производительность фабрики 10000т/сутки, массовая доля металла в руде 2%. Извлечение металла в концентрат 90%
- 4 Определить сколько тонн металла извлекают в концентрат в сутки, если производительность фабрики 10000т/сутки. Фабрика получает хвосты и концентрат. Концентрат имеет выход 7%, массовую долю металла в нем 50%.
- 5 Определить выход концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с массовой долей свинца 1%. В результате получают два продукта: концентрат с массовой долей свинца 50% и хвосты с массовой долей свинца 0,1%.

Вариант 9

- 1 Сколько тонн металла можно дополнительно получить, если извлечение металла в концентрат увеличить с 90% до 95%. Производительность фабрики 10000т/сутки, массовая доля металла в руде 2%.
- 2 Фабрика перерабатывает 10000т/сутки руды с массовой долей металла в ней 2%. В результате получают концентрат с массовой долей металла в нем 20% и хвосты с извлечением металла 10%. Сколько потребуется 60-тонных вагонов для отгрузки концентрата в сутки.
- 3 Сколько тонн металла выплавят на металлургическом заводе в сутки из концентрата с массовой долей металла 15%. Массовая доля металла в руде 2%. Производительность фабрики 10000т/сутки. Выход хвостов составляет 90%.
- 4 Определить массовую долю металла в концентрате, если выход этого продукта 10%, массовая доля металла в исходной руде 3%, а извлечение металла в хвосты 10%.
- 5 Определить сколько тонн металла теряет обогатительная фабрика с хвостами, если фабрика перерабатывает 10000т/сутки руды с массовой долей металла 1%. В результате обогащения получают концентрат с массовой долей металла в нем 20%, выход концентрата 4%.

Практическая работа №2

Знакомство со способами опробования, усреднения и сокращения проб.

Цель работы: Ознакомить студентов с основными методами сокращения и разделки пробы руды, усреднения.

Пояснения к работе

Пробоотбиранием называется совокупность операций отбора и последующего сокращения массы руды до получения некоторого количества материала, состав которого должен соответствовать составу первоначальной массе.

Средней пробой называется некоторое количества материала, в котором все составляющие компоненты содержатся в том же соотношении, в котором они заключены в основной массе руды.

Минимальный вес средней пробы зависит от максимального размера кусков руды опробуемого материала, содержания в нем ценного минерала, равномерности его распределения и размера вкрапленности. Эта величина может быть определена по **формуле Чечотта**:

$$Q=K*d^2,$$

где Q – минимальный вес средней пробы, кг

d – диаметр наибольшего куска руды, мм

k – коэффициент, учитывающий вышеперечисленные свойства опробуемой руды.

<i>Характер руд цветных и редких металлов</i>		<i>Значение K</i>
1.	1. Весьма однородные руды	0.05
2.	2. Равномерновкрапленные руды	0.1
3.	3. Не равномерновкрапленные руды:	
	• Мелковкрапленные	0.2
	• Вкрапленность средней крупности	0.4
	• Крупновкрапленные руды	0.8-1.0

Процесс разделки и сокращения пробы состоит из операций перемешивания, дробления, грохочения и непосредственно сокращения пробы.

Перед каждым сокращением вся масса опробуемого материала должна быть перемешана. Для сокращения пробы составляется схема, которая определяет количество операций перемешивания, дробления, грохочения и сокращения пробы, в зависимости от ее веса, крупности кусков и характера вкрапленности минералов.

Способы перемешивания

Перемешивание руды производится в зависимости от крупности материала и величины пробы одним из следующих способов:

1. **Метод кольца и конуса** – для крупного материала и больших навесок.

Перемешивание руды данным методом производится на листе фанеры или на каменном полу. Руда из тары высыпается на пол в виде конусообразной кучи. Перемешивание рекомендуется производить вдвоем. Оба лица, производящие перемешивание, становятся около кучи в точках диаметрально противоположных друг другу и начинают рассыпать руду на кольцо. С этой целью от основания конуса совком зачерпывается небольшая порция руды, которая высыпается в 10-15 см от основания конуса. Каждая последующая порция материала зачерпывается из середины конуса и высыпается рядом с предыдущей. При насыпании руды в виде 5кольца оба лица движутся в одном направлении по часовой стрелке или против на расстоянии диаметрально противоположном друг другу. Ни в коем случае не допускается движение навстречу друг другу. После первого круга материал

насыпается таким образом сверху образованного кольца до тех пор, пока вся руда не будет рассыпана в виде кольца. В результате такой операции образуется кольцо треугольного сечения, диаметр которого должен быть примерно в 2 раза больше диаметра основания конуса. Когда материал будет рассыпан в виде кольца, ему снова придают форму конуса, засыпая руду небольшими порциями в центр кольца, забирая совком небольшие порции материала с наружной стороны кольца. При насыпании руды на конус нужно следить за тем, чтобы ось конуса не отходила от вертикального положения. С этой целью может быть использована крестовина или шест, на который и забрасывается руда и который служит осью образуемого конуса. Мелочь, оставшиеся на полу, подметается веником или щеткой в совок и высыпается на вершину конуса. Не рекомендуется подметать мелочь к основанию конуса. Затем материал снова раскидывается в кольцо, которое вторично засыпается на конус. Эта операция повторяется 2-3 раза в зависимости от характера руды. При выполнении этих операций следует обратить внимание на сегрегацию материала (расслаивание по крупности), как при насыпании на конус, так и при образовании кольца.



После перемешивания руды обычно производится ~~к~~ращение методом квартования.

Перемешивание по методу кольца и конуса применяют при относительно большом количестве материала (от 20-125 кг и выше) и при крупности кусков руды примерно 500 мм и меньше.

2. Метод перекачиваний

Для перемешивания пробы методом перекачивания последняя высыпается на брезент или клеенку. Поочередно поднимая и приближая один угол клеенки или брезента к противоположному углу, то другой, материал перемешивают.

Повторяя эту операцию многократно. Достигают более или менее удовлетворительные результаты. При выполнении процедуры следует следить за перемешиванием средней пробы. При перекачивании средняя часть кучи мало подвергается перемешиванию, поэтому нельзя рекомендовать этот метод для материала, легко поддающегося сегрегации.

Метод применяется для проб весом не более 20-25 кг, при крупности кусков 5мм и ниже.

3. Метод просеивания

Для небольшого количества мелкоизмельченной пробы достаточно современным методом перемешивания является метод просеивания.

Просеивание проводится в следующей последовательности:

По размерам максимального куска руды выбирается сито, диаметр отверстий которого должен быть в 2-3 раза больше максимального куска.

Затем совком или через воронку проба равномерно загружается на сито и просеивается. В случае присутствия комков их разбивают на сите.

Операция просеивания повторяется несколько раз. Этот метод перемешивания применяется при небольшом весе пробы.

4. Механическое перемешивание

Механическое перемешивание может производиться в специальных аппаратах или в агрегатах, предназначенных для других целей.

К первому типу агрегатов относится механический смеситель, состоящий из кубического ящика вращающегося на горизонтальном валу, ось которого проходит через диагонально расположенные углы ящика. Премешивание материала длится 10-15 минут.

Для перемешивания в лабораторных мельницах проба должна быть высушена, т.к. влажная проба легко пристает к стенкам мельницы и перемешивание прекращается.

Также для перемешивания используют делители с желобками. Проба пропускается на делитель, затем обе половины соединяются и вновь пропускаются. Повторяя эту операцию несколько раз, получают более или менее однородную смесь.

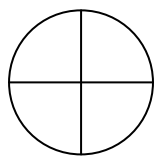
Сокращение проб

Достигнув относительно однородной смеси, путем применения одного из указанного методов перемешивания, производят сокращение пробы.

1. Квартование

Сокращение проб методом квартования чаще всего производится после перемешивания руды методом кольца и конуса.

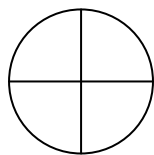
После того, как материал сброшен с кольца на конус, последний «разворачивается» в диск равномерной толщины (усеченный конус). «Разворачивание» конуса проводится путем вдавливания в вершину конуса тонкой доски и вращения ее вокруг конуса. Диск делят двумя взаимно перпендикулярными линиями, проходящими через центр на четыре равномерных сектора. Более точное деление диска на четыре делают при помощи крестовины, центр которой совпадает с центром усеченного конуса.



При сокращении пробы материал вычерпывается совком или лопатой из двух противоположных секторов (I и III, II и IV). Следует аккуратно отделять каждую четверть и тщательно вычерпывать весь материал. Мелочь, оставшаяся на полу, должна быть собрана щеткой или веником и прибавлена к соответствующим секторам. Точность указанного метода невысокая и в значительной степени зависит от квалификации работника.

2. Метод вычерпывания по сетке – квадратование

Метод квадратования применяется при небольших порциях тонкоизмельченного материала. Пробу, тщательно перемешенную, на клеенке, разравнивают линейкой или стеклянной палочкой в виде тонкого слоя одинаковой толщины. Слой материала делится на ряд клеток примерно одинакового размера. С этой целью проводят ряд параллельных линий в двух взаимно перпендикулярных направлениях. Из центра каждой клеточки отбирают шпателем равное количество руды, захватывая материал по всей толщине слоя. При тонкоизмельченной пробе степень точности сокращения материала достаточно высокая. Метод квадратования применяется при окончательном сокращении пробы для химического анализа.



3. Сокращение при помощи рифленого делителя

Этот способ сокращения применяется для материала средней крупности. Материал совком равномерно насыпается на середину приемного отверстия делителя. Если делитель большой, совком водят от одного борта делителя до другого так, чтобы проба равномерно распределялась по желобкам. Желобки расположены под углом 50° и делят пробу на две части.

Контрольные вопросы:

1. Что такое пробоотбирание
1. Что такое средняя проба
2. Что можно рассчитать по формуле Чечота
3. Формула Чечота
4. Какие операции входят в пробоотбирание
5. Способы перемешивания
6. От чего зависит выбор того или иного способа перемешивания
7. Сущность способа кольца и конуса
8. Сущность способа перекачивания
9. Сущность способа просеивания
10. Сущность способа механического перемешивания
11. Способы сокращения и их сущность.

Практическое занятие №3

Изучение оборудования для подготовительных операции перед обогащением

Поступающие на фабрики горные породы представлены кусками различной крупности, в которых ценные компоненты и пустая порода тесно срослись друг с другом в монолитную массу. Для вскрытия минералов и механического отделения друг от друга породу необходимо раздробить и измельчить.

Дробление и измельчение – это процессы уменьшения размеров кусков руды разрушением при действии внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления, связывающие между собой частицы твердого вещества.

Дробление и измельчение наиболее дорогие процессы обогатительной технологии. Стоимость операций полного измельчения руды составляет около 50% от общих затрат на обогащение руды. С целью увеличения пропускной способности дробильных установок, уменьшения износа рабочих частей дробилок и экономии электроэнергии дробление проводят в несколько стадий. При этом стремятся реализовать принцип «не дробить ничего лишнего», т.е. перед каждой стадией дробления проводят отсев мелочи.

Стадии дробления:	размер куска	
	В питании	В продукте
<i>Крупное дробление</i>	300-1500мм	100-300мм
<i>Среднее дробление</i>	100-300мм	10-50мм
<i>Мелкое дробление</i>	10-50мм	3-10мм

Стадии измельчения:

Грубое измельчение

Тонкое измельчение

Сверхтонкий помол.

Каждая стадия характеризуется степенью дробления.

Степень дробления – это отношение максимального размера куска руды к максимальному размеру дробленого продукта.

$$K=D/d$$

Самостоятельно рассчитать степень дробления для каждой стадии и найти суммарную степень.

Существует несколько способов разрушения кусков руды: раздавливание, раскалывание, удар, истирание.

Законы дробления определяют работу, которую производят внешние силы при разрушении кусков руды. Эта работа затрачивается на преодоление сил взаимного сцепления частиц твердого тела.

$$A=A_d+A_n=k*\Delta V+\delta*\Delta S \text{ – закон дробления}$$

A – работа дробления;

A_д – работа деформации;

A_п – работа по образованию новых поверхностей;

деформированный объем;

коэффициент пропорциональности;

величина вновь образованной поверхности.

При крупном дроблении величина вновь образованной поверхности сравнительно мала и работой, затрачиваемой на образование этой поверхности можно пренебречь.

$$A=A_d=k*\Delta V$$

При тонком измельчении работа на деформацию зерен значительно меньше работы на образование новых поверхностей и ею можно пренебречь.

$$A=A_n=\delta*\Delta S$$

Оборудование для дробления

Выбор метода дробления и типа дробилок зависит от физико-механических свойств материала, поступающего на дробление, его исходной крупности и требуемой крупности конечного продукта.

Щековые дробилки работают по принципу разрушения кусков между неподвижной и подвижной щеками. Выпускаются двух типов: с простым и сложным качанием щеки. Дробилки со сложным качанием щеки отличаются более простой и легкой конструкцией. В нашей стране выпускается дробилка и с двумя подвижными щеками.

Щековая дробилка используется для всех стадий дробления.

В щековых дробилках рабочее пространство образуется неподвижной и подвижной щеками и боковыми стенками. Дробление происходит в результате раздавливания и раскалывания кусков.

Конусные дробилки. Дробление осуществляется в кольцевом зазоре между двумя усеченными конусами: внешним неподвижным и внутренним вращающимся. Исходный материал поступает сверху. Способы разрушения: раздавливание и истирание. Осуществляет все виды дробления.

Достоинства: высокая производительность, достаточно равномерная крупность конечного продукта, небольшой удельный расход электроэнергии. Дробилки самые распространенные.

Валковые дробилки. Загружаемый материал, поступающий в дробилку через люк в крышке, захватывается вращающимися навстречу друг другу валками. Способы разрушения: раздавливание, истирание. Валковые дробилки бывают с гладкими, зубчатыми или рифлеными валками. Используют для среднего и мелкого дробления.

Дробилки ударного действия. Молотковые дробилки работают по принципу разрушения кусков породы ударом на лету быстро вращающимися молотками. Эффективны для дробления мягких и вязких материалов.

Осуществляют все стадии дробления.

Оборудование для измельчения

Барабанные мельницы представляют собой барабан, в который загружают дробящие телами около 50% объема барабана.

Шаровая мельница. Измельчение проводят стальными или чугунными шарами диаметром 50-125мм. При вращении мельницы шары благодаря трению и действию центробежных сил поднимаются на некоторую высоту и падают. При этом происходит измельчение продукта. Скорость, при которой шары не падают, а вращаются вместе с барабаном, называется **критической скоростью**.

$$v_{крит} = \frac{42,4}{\sqrt{D}}$$

Оптимальная скорость измельчения вычисляется по формуле:

$$v_{крит} = \frac{32 - 36}{\sqrt{D}}$$

Существует 4 режима измельчения.

Проскальзывание Истирание Измельчение Истирание м/у слоями

Эффективность работы мельницы, степень измельчения зависит от скорости мельницы, количества и массы мелющих тел, наличие среды внутри мельницы.

Стержневая мельница. По устройству аналогична шаровой мельнице. Дробящими телами являются стальные стержни диаметром 50-100мм и длиной на 25-50мм меньше внутренней длины мельницы.

Рудногалечные мельницы. Мелющими телами является окатанная кремнеземная галька размером 25-120мм.

Мельницы самоизмельчения. Крупные куски измельчают более мелкие, при этом измельчаются сами.

Вибрационные мельницы. Отличаются от барабанных тем, что барабан не вращается, а вибрирует. При этом нижние слои перемещаются вверх, а верхние в низ, т.е. происходит безударная циркуляция.

Струйные мельницы. Частицы материала разгоняются встречными струями сжатого воздуха, перегретого пара или газа и происходит их соударение друг с другом.

Грохочение материала

Технологический процесс разделения твердых материалов по крупности путем просеивания их через сито называется **грохочением**.

Продукты грохочения: надрешетный продукт (+) и подрешетный продукт (-).

Эффективностью грохочения называется отношение массы полученного подрешетного продукта к массе нижнего класса в исходном продукте.

Нижним классом называется материал крупностью менее размера отверстия сита, на котором производился рассев.

Вопрос: что больше по массе нижний класс или подрешетный продукт?

Оборудование для грохочения называется грохотами. В качестве просеивающей поверхности грохота используют колосниковые решетки, листовые решета и проволочные сита.

Неподвижный колосниковый грохот. Представляет собой набор колосников любого сечения, расположенных параллельно друг другу. Колосниковые грохоты устанавливаются горизонтально или под углом до 45°, обеспечивающих самопроизвольное скатывание материала. Применяют для грохочения крупного материала. Размеры щелей составляют не менее 40-50мм. Эффективность грохочения не превышает 60-70%.

Вибрационные грохоты. Короб грохота подвешивается на упругих подвесках или устанавливается на рессорах. Вибрационные грохоты отличаются большей частотой колебания сита и незначительной амплитудой колебания. Эффективность грохочения 80-95%.

Валковый грохот. Состоит из нескольких параллельных валков, установленных на наклонной раме и вращающихся в направлении движения материала. Рама устанавливается под углом 12-15°. Каждый валок представляет собой вал с насаженными на него дисками, имеющими форму круга или треугольника с закругленными углами. Валковые грохоты применяют для грохочения хрупких материалов. Имеют высокую производительность и эффективность грохочения, но слишком громоздки.

Барабанный грохот. Представляет собой барабан из перфорированного листа, установленного под углом 3-7°. Барабан опирается на ролики, которые предотвращают его смещение. Грохот имеет низкую эффективность грохочения 50-60% и низкую производительность.

Гидравлическая классификация

Классификацией называется процесс разделения минеральных частиц, основанный на их различной скорости осаждения в водной или воздушной среде.

Продукты классификации: слив и пески.

Спиральный классификатор. Представляет собой прямоугольную ванну с наклонным дном. Торцевая стенка ванны, наклонное дно и боковые стенки образуют прудок пульпы с открытой верхней поверхностью – зеркалом пульпы. Внутри ванны находится спираль, по которой поднимаются пески к разгрузочному отверстию. Мелкие частицы пе-

реливаются через сливной порог. Спиральный классификатор изготавливают с одной или двумя спиралью диаметром до 3 метров и длиной до 12,5м. Угол наклона днища 15-18°С.

Гидроциклон. Представляет собой корпус в форме цилиндра в верхней части и конуса в нижней. Сверху корпус закрыт крышкой с отверстием в центре. Пульпа подводится под давлением. Минеральные частицы под действием центробежных сил разделяются на два продукта: мелкие частицы образуют внутреннюю спираль и выходят вверх, а крупные частицы образуют внешнюю спираль и выходят через нижнюю часть гидроциклона.

Гидроциклоны изготавливают диаметром от 50 до 1000мм. гидроциклоны малого диаметра работают эффективнее. *Достоинства:* просты в устройстве и обслуживании, высокая производительность, не имеют движущих частей, небольшие размеры.

Контрольные вопросы:

1. Что такое обогащение руд.
2. Задачи обогащения.
3. Дать определение руды.
4. Схема металлургии.
5. Дать определение минерал, месторождение.
6. Свойства минералов.
7. Шкала маоса.
8. Классификация минералов по химико-минералогическому составу.
9. Виды месторождений.
10. Разработка месторождений.
11. Что такое технологическая схема обогащения.
12. Продукты обогащения.
13. Состав концентрата.
14. Что такое кондиция.
15. Что такое хвосты.
16. Что такое промпродукт.
17. Дать определение процесса дробления и измельчения.
18. Стадии дробления и измельчения.
19. Что такое степень дробления. Формула для расчета степени.
20. Способы разрушения руд.
21. Оборудование для дробления. Устройство и принцип действия дробилок.
22. Оборудование для измельчения. Устройство и принцип действия мельниц.
23. Что такое грохочение.
24. Продукты грохочения.
25. Эффективность грохочения.
26. Какие просеивающие поверхности грохотов существуют.
27. Устройство и принцип действия грохотов.
28. Что такое гидравлическая классификация.
29. Продукты классификации.
30. Устройство и принцип действия классификаторов.
31. В чем различие процессов грохочения и классификации.

Практическая работа №4

Изучение оборудования для флотации моно- и полиметаллических руд

Флотация – процесс, основанный на различии в смачиваемости поверхности разделяемых минералов водой.

Флотация является основным процессом. (больше 95%).

Виды флотации:

1. Пенная,
2. Пленочная,
3. Ионная,
4. Электрофлотация.

При пенной флотации частицы, которые плохо смачиваются прилипают к пузырькам воздуха и поднимаются на поверхность пульпы, а хорошо смачиваемые водой частицы остаются в пульпе.

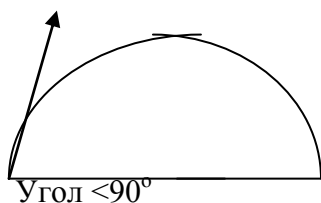
Частицы, которые хорошо смачиваются водой, называются **гидрофильными**, а частицы, которые плохо смачиваются – **гидрофобные**.

Флотационная система является гетерогенной, состоящей из жидкой, твердой и газообразной фазы.

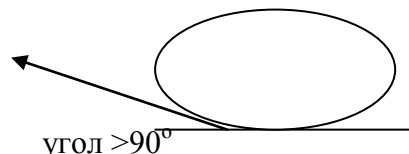
Взаимное притяжение двух различных фаз называется **адгезией**.

Взаимное притяжение молекул одной и той же фазы называется **когезия**.

Условие смачиваемости: превышение работы адгезии между водой и минералом над работой когезии для самой воды.



Гидрофильные



гидрофобные.

Степень смачиваемости количественно оценивается величиной **краевого угла**, который рассчитывают по уравнению Неймана:

$$\cos \theta = \frac{\delta_{m-z} - \delta_{m-ж}}{\delta_{ж-z}}$$

Процесс флотации характеризуется скоростью флотации, т.е. определенной продолжительностью для достижения требуемого извлечения ценного компонента при заданном качестве концентрата. Скорость флотации зависит от природы и гидрофобности извлекаемого минерала, поэтому флотация может длиться от нескольких минут до нескольких часов.

Процесс флотации проводится в пульпе насыщенной пузырьками воздуха. Такую пульпу называют **аэрированной пульпой**. Процесс образования пузырьков воздуха называется **аэрацией**.

Флотационные реагенты

Флотационные реагенты – химические вещества различного назначения, состава и строения, которые применяются для регулирования и управления процессом флотации.

К флотационным реагентам предъявляются следующие требования:

Избирательность действия,

Стандартность качества,

Дешевизна,

Недефицитность,

Удобство в применении.

Собиратели (коллекторы) – органические соединения, способные закрепиться на поверхности извлекаемых минералов, снижая смачиваемость минералов водой, они увеличивают скорость прилипания частиц к пузырькам, т.е. повышают их флотуемость.

Пенообразователи – уменьшают поверхностное натяжение на границе раздела вода-воздух, что приводит к образованию очень мелких пузырьков, а следовательно устойчивой и прочной пены на поверхности пульпы. Пенообразователи должны препятствовать разрушению пузырьков воздуха в пульпе и их соединению.

Депрессоры (подавители) – задерживают флотацию за счет образования на минерале хорошо смачивающей пленки реагента. Действие депрессоров противоположно действию собирателей.

Активаторы – неорганические вещества, способные образовывать на поверхности активируемого вещества пленку, легко адсорбирующую собиратель. Активаторы применяют также для уничтожения действия депрессора.

Регуляторы среды – используют для создания в пульпе среды, в которой наилучшим образом проявляется действие других флотационных реагентов.

Эффективность флотации зависит от следующих факторов:

Крупности исходного материала, плотности и температуры пульпы, реагентного режима, состава воды, продолжительности флотации, степени аэрации пульпы.

Флотационные машины

Флотацию проводят в флотационных машинах. Общим признаком всех флотмашин является использование в качестве рабочей среды аэрированной пульпы. По способу образования пузырьков и перемешивания пульпы флотмашин делят на механические, пневматические и пневмомеханические.

Механическая флотмашина «Мехонобр» представляет собой ряд сдвоенных прямоугольных камер, из которых первая – всасывающая, вторая -- прямоточная. Пульпа в камеру поступает через приемную коробку, откуда по трубе попадает на импеллер (мешалку) и через статорный диск выбрасывается в камеру. При смешивании с пульпой и под воздействием вспенивателя воздух диспергирует на мелкие пузырьки, которые, поднимаясь вверх, захватывают несмачивающие частицы. Образовавшаяся на поверхности пена удаляется пеноснимателем.

Из всасывающей камеры в прямоточную пульпа переходит через отверстие в разделяющей их перегородке. Во вторую секцию флотмашины, начинающуюся с всасывающей камеры, пульпа поступает через межкамерную коробку с регулятором уровня.

Достоинства: простота обслуживания и ремонта, индивидуальность привода в каждой камере, приводной механизм с импеллером и статором собран в один блок, что позволяет легко и быстро производить его замену.

Недостатки: сложность конструкции аэраторного блока, относительно быстрый износ его деталей, снижение количества засасываемого воздуха по мере изнашивания импеллера и статора.

Рисунок 18 стр 43. новый, зеленый рис 43 стр 90.

В **пневматических машинах** аэрацию и перемешивание пульпы проводят сжатым воздухом, подаваемым через трубу, расположенную в центре камеры. Эти машины работают по принципу аэролифта – воздушного подъемника пульпы.

Достоинства: просты в конструкции, не имеют движущихся частей.

Недостатки: требовательны к гранулометрическому составу твердой фазы, трудно вводятся в действие после остановки вследствие забивания воздухопроводящих трубок, решеток.

Пневматическая машина представляет собой длинную ванну, разделенную на ряд секций. Воздух в машину подается по горизонтальному воздухопроводу, расположенному сверху вдоль всей машины, и вертикальным патрубкам, отходящим от него.

Флотационная машина ФП – 100 отличается простотой конструкции, малыми энергоемкостью и установочной производственной площадью. Она представляет собой цилиндрическую камеру с коническим дном диаметром 3,4м и вместимостью 100м³. загрузка машины исходным питанием осуществляется через питающее устройство. В нижней части камеры установлен вспомогательный шайбовый аэратор, а на стыке конической части с цилиндрической – основной трубчатый аэратор. Между ним и корпусом машины образован кольцевой зазор для пуска пульпы в нижнюю коническую часть. Аэраторы могут перемещаться с помощью подъемных устройств, что позволяет управлять процессом аэрации.

Флотационная машина ФПС –16 представляет собой камеру длиной 4,8м шириной 1,7м, высота 3м с загрузочным устройством, позволяющим равномерно распределить питание по всей поверхности пены. Далее пульпа поступает в желоба, где она аэрируется. Пенный продукт самотеком сливается через сливной порог, а хвосты флотации сгущаются в нижней конической части камеры. Рис 45,46 стр 91 зеленый.

Пневмомеханические машины отличаются от механических устройством узла аэратора, который предназначен для диспергирования подаваемого в камеру под давлением сжатого воздуха и поддержания твердых частиц пульпы во взвешанном состоянии. Пневмомеханические машины комплектуют из отдельных сварных между собой двухкамерных секций.

Достоинства: меньше расход электроэнергии, достигается большая скорость флотации, лучшая диспергация воздуха.

Рис 47 стр 93 зеленый.

Контрольные вопросы:

1. На различие каких свойств основана флотация.
2. Продукты флотации.
3. Какие фазы участвуют при флотации.
4. Что такое адгезия и когезия.
5. Условие смачиваемости.
6. Какие минералы называют гидрофильными и гидрофобными.
7. Уравнение Неймана.
8. Какая пульпа называется аэрированной.
9. Что такое аэрация.
10. Что такое флотационные реагенты.
11. Какие флот.реагенты бывают и принцип их действия.
12. Виды флотационных машин.
13. Устройство и принцип действия механических флот.машин.
14. Устройство и принцип действия пневматических флот.машин.
15. Устройство и принцип действия пневмамеханических флот.машин.

Практическая работа №4

Изучение оборудования для гравитационного обогащения

Гравитация – это метод обогащения, основанный на различии минеральных частиц по крупности и плотности.

Особенно эффективно это обогащения для обогащения руд, содержащих золото, вольфрам, олово, титан, тяжелые черные металлы, а также для обогащения угля, асбеста, каолина.

К гравитационным процессам относятся отсадка, концентрация на столах, обогащение в щлюзах, винтовых сепараторах, струйных и конусных сепараторах, обогащение в тяжелых средах.

Гравитационные процессы обогащения отличаются высокой производительностью аппаратов, относительной дешевизной и высокой эффективностью разделения минералов, а также экологичностью (не используются флотреагенты).

Гравитация осуществляется в водной среде или в тяжелых суспензиях.

Продукты гравитации: концентрат, хвосты.

Отсадочная машина

Отсадка – один из наиболее распространенных способов гравитации. Ее применяют для обогащения угля, алмазов, золота и других минералов.

Отсадка – процесс, основанный на различии в скоростях движения минеральных зерен в вертикальной струе воды.. в результате материал делится на два слоя, отличающихся по плотности и крупности. В нижнем слое концентрируется тяжелый и крупный материал, а в верхнем слое – легкий и мелкий. На отсадочных машинах обогащается материал крупностью 0,25-50мм. Пульсации воды создаются движением поршня.

Процесс отсадки сводится к тому, что материал на решетке пульсирующими потоками воды разрыхляется, а затем расслаивается на слои.

Виды отсадочных машин:

1. С подвижным решетом,
2. С неподвижным решетом: поршневые, диафрагменные.

Поршневая отсадочная машина имеет два отделения – рабочее и поршневое. В поршневом отделении движется поршень, получающий возвратно-поступательное движение от эксцентрикового вала. Камера заполняется водой. Перегородка, не доходя до дна камеры служит для равномерного распределения давления поршня.

Рис 20 стр 46.

Обогащение на концентрационных столах

Концентрация на столах применяется для обогащения руд олова, вольфрама, редких цветных, благородных материалов.

Разделение минеральных частиц на концентрационных столах происходит за счет особенностей движения зерен в потоке воды, движущейся по наклонной . плоскости.

Концентрационный стол состоит из рамы, деки и приводного механизма. Основной рабочей деталью концентрационного стола является дека. Ее делают из дерева или алюминиевого сплава и покрывают линолеумом или резиной. На поверхности покрытия набивают или приклеивают рифления – деревянные или резиновые планки. Вдоль одной длинной стороны деки укреплен короткий желоб, в который подается пульпа, а рядом с ним – длинный желоб для подачи на деку смывной воды..

Приводной механизм концентрационного стола сообщает деке возвратно-поступательные движения. Движение деки вправо происходит плавно, а влево рывком. При плавном перемещении деки осевшие частицы перемещаются к разгрузочному отвер-

стию. При резком рывке частицы взвешиваются, и дека под ними перемещается на некоторое расстояние.

На работу концентрационного стола влияют следующие факторы:

1. **частота и амплитуда колебания деки** – крупный материал более эффективно обогащается при меньшей частоте и большей амплитуде, мелкий материал – наоборот.
2. **угол наклона деки** – зависит от крупности материала. Чем крупнее, тем угол больше. Угол наклона от 0 до 10°.
3. **высота нарифлений и расстояние между ними** – определяется крупности.

Достоинства: высокая эффективность разделения, наглядность процесса.

Недостатки: частый выход из строя из-за поломок, необходимость тщательной регулировки всех узлов.

Обогащение на шлюзах

Обогащение на шлюзах основано на том же принципе, что и обогащение на концентрационных столах. Этот процесс применяется для переработки песков россыпных месторождений золота, олова и редких металлов.

Шлюз представляет собой наклонный узкий желоб прямоугольной формы, на дно которого укладываются улавливающие покрытия (жесткие трафареты, ворсинистые мягкие покрытия), предназначенные для удержания осевших частиц.

При обогащении тяжелые частицы оседают на дно, а легкие сносятся потоком воды. Отложению частиц способствуют меньшая скорость потока воды у дна шлюза, шероховатая поверхность. После накопления тяжелого материала на дне шлюза работу прекращают и производят сполоск – снятие осадка.

Глубина потока воды на шлюзе зависит от крупности куска материала и должна быть больше самого большого куска породы. Чем меньше разжижена пульпа и чем больше в ней тяжелых минералов, тем большими должны быть уклон шлюза и скорость потока воды.

Обогащение на винтовых сепараторах

Винтовые сепараторы представляют собой аппараты, в которых разделение минералов по плотности происходит в безнапорном, наклонном потоке малой глубины. У винтовых сепараторов желоб выполнен в виде спирали с вертикальной осью. Желоб изготавливают из стали, чугуна или алюминиевых сплавов. Внешний желоб выше, чем внутренний. В днище желоба имеются отверстия для вывода концентрата.

Пульпа загружается в верхнюю часть желоба и под действием силы тяжести стекает вниз в виде тонкого потока разной глубины. В результате легкие зерна смещаются к внешнему борту, а тяжелые оседают на дно.

На работу винтового сепаратора влияют следующие параметры:

1. **диаметр желоба** – определяет размер сепаратора. Применяются сепараторы с диаметром 600-2000мм.
2. **число витков желоба** – зависит от физических свойств руды. Число витков увеличивается с уменьшением разницы в плотностях разделяемых минералов и их крупности. Число витков желоба не превышает 4-6.
3. **шаг винтового желоба** при постоянном диаметре определяет угол наклона желоба. С уменьшением угла наклона возрастает глубина потока, что благоприятно сказывается на обогащении крупного материала. Отношение шага к диаметру принимается равным 0,4-0,6.

Обогащение в струйном сепараторе

Струйный сепаратор – разновидность шлюза, имеет плоское днище, суживающееся к разгрузочному отверстию. Устанавливается под углом 15-20 градусов, узкой частью вниз. Длина желоба 610-1200мм, ширина у загрузочного конца 230мм, у разгрузочного –25мм. Улавливающих покрытий желоб не имеет. Пульпу с содержанием твердого 50-60% загружают в верхний широкий конец желоб, и она течет к узкому разгрузочному концу. Благодаря сужению желоба высота потока увеличивается от 1,5-20мм у загрузочного конца до 7-12мм у разгрузочного. Появляется возможность рассекания потока и выделение осадка. Рассекание веера осуществляется с помощью вертикальных отсекателей.

Недостатки: получают черновой концентрат с небольшой степенью концентрации.

Достоинства: высокая удельная производительность, низкие кап.затраты, простота конструкции, отсутствие движущихся частей.

Обогащение в конусных сепараторах

Конусные сепараторы являются разновидностью струйных аппаратов, в которых разделение минералов происходит в тонком слое плотной пульпы (50-60% твердого).

Конусный сепаратор представляет собой опрокинутый усеченный конус с вертикальной осью. Исходную пульпу подают по периферии конуса, на его внутреннюю поверхность, а разгрузку продуктов производят в центре. Для равномерной подачи питания под конусом смонтирован пульподелитель, состоящий из приемного цилиндра с 12-ю патрубками и перфорированного распределительного кольца. Пульпа растекается ровным слоем по окружности и подается на большое основание рабочего конуса. Отсюда пульпа замкнутым кольцевым потоком стекает к малому основанию конуса. При этом происходит постепенное увеличение толщины потока и расслоение материала по плотности. Внутри конуса в нижней части днища установлены разделительные клинья.

Конусные сепараторы изготавливают одно-, двух-, трех-, пяти- и шестиярусными. Рабочие конусы делают из чугуна (самые дешевые), из стеклопластика, алюминиевых сплавов.

Факторы, влияющие на работу конусного сепаратора:

1. **Крупность материала** – составляет 0,05-2мм. При уменьшении крупности обогащаемого материала снижается производительность и эффективность разделения.
2. **Угол конусности** – влияет на скорость движения материала. Оптимальный угол 140-152 град.
3. **Диаметр конуса** принимается =2000мм,3000мм и 3600мм.
4. **Плотность пульпы** – 50-60: твердого.

Достоинства: высокая производительность, возможность совмещения нескольких операций, компактность аппарата.

Недостатки: невысокая степень обогащения и неполное использование рабочей поверхности нижних конусов.

Обогащение в тяжелых средах

Этот метод обогащения основан на различии в плотности разделяемых минералов. Минералы меньшей плотности, чем тяжелая среда, всплывают в ней, а более тяжелые погружаются (концентрат).

Различают тяжелые жидкости и тяжелые суспензии.

Достоинства тяжелых суспензий: увеличивается производительность фабрики в 1,5-2 раза, при этом кап. Затраты окупаются за 1-1,5 года, а себестоимость переработки руды снижается на 25-30%.

Недостатки тяжелых жидкостей: дорогая, токсичность.

В промышленности применяют только **тяжелые суспензии – механическая взвесь тонкодисперсного утяжелителя в воде.**

Утяжелителями являются магнетит, ферросилиций (15%Si, 85%Fe), пирит, барит, галенит.

Требования, предъявляемые к утяжелителю:

1. Плотность утяжелителя должна превышать плотность суспензии, приготовленной на его основе, не менее, чем вдвое,
2. Предельная объемная концентрация утяжелителя 40-42%,
3. Утяжелитель должен быть химически инертным, механически прочным, дешевым,
4. Не должен растворяться в воде,

К физическим свойствам суспензии относятся плотность, вязкость, устойчивость.

Плотность определяют по формуле:

$$\rho_c = \frac{\rho_{cp} + (\rho_{ym} - \rho_{cp}) * c}{\rho_{ym}},$$

$\rho_c, \rho_{cp}, \rho_{ym}$ – плотности суспензии, среды, утяжелителя.

C - концентрация утяжелителя.

Вязкость суспензии зависит от концентрации утяжелителя, размеров и формы утяжелителя.

Устойчивостью суспензии называют способность ее сохранять заданную плотность в различных по высоте слоях или равномерность распределения утяжелителя в объеме пульпы.

Оборудование: конусный сепаратор с наружным или внутренним аэролифтом, барабанный сепаратор со спиральной разгрузкой, гидроциклон.

Контрольные вопросы:

1. Дать определение гравитации.
2. Продукты гравитации.
3. Какое оборудование используется при гравитационном методе обогащения.
4. Сущность процесса отсадки. Устройство и принцип действия отсадочных машин.
5. Устройство и принцип действия концентрационных столов.
6. Устройство и принцип действия шлюзов.
7. Устройство и принцип действия винтовых, струйных и конусных сепараторов.
8. Что такое тяжелая суспензия.
9. Свойства тяжелой суспензии.
10. Что используют в качестве утяжелителя.

Практическая работа №6

Обогащение медных руд

Основным методом обогащения медных руд является *флотация*.

Медные минералы бывают:

1. Сульфидные минералы:

- *Халькопирит* $CuFeS_2$ – содержит 35% меди, металлический блеск, латунно-желтый цвет.
- *Борнит* Cu_5FeS_4 – содержит 63,3% меди, цвет от темно-красного до желто-синего.
- *Халькозин* Cu_2S – содержит 80% меди, металлический блеск, желтого или свинцово-серого цвета.
- *Ковеллин* CuS – содержит 65% меди, металлический блеск, синий цвет.
- *Энаргит* Cu_3AsS_4 – содержит 48% меди, хрупкий минерал, серого или железно-черного цвета.
- *Блеклые руды: теннантит* $3Cu_2S*As_2S_3$, *тетраэдрит* $3Cu_2S*Sb_2S_3$ – содержит 22-33% меди.

2. Окисленные минералы:

- *Малахит* $CuCO_3*Cu(OH)_2$ – содержит 57% меди, цвет ярко-зеленый.
- *Азурит* содержит 57% меди, ярко-голубая или темно-синяя окраска.

В качестве элементов спутников медные руды содержат серебро, золото, цинк, молибден, никель.

Медные руды бывают *богатые* (около 2% меди), *среднего качества* (1-2%), *бедные* (меньше 1%).

Технологическая схема обогащения медных руд



Практическая работа №7

Обогащение свинцово-цинковых, никелевых руд

Обогащение свинцово-цинковых руд

Основным методом обогащения свинцово-цинковых руд является **флотация**.
В качестве элементов спутников содержатся медь, висмут, сурьма, кадмий, молибден, серебро, золото.

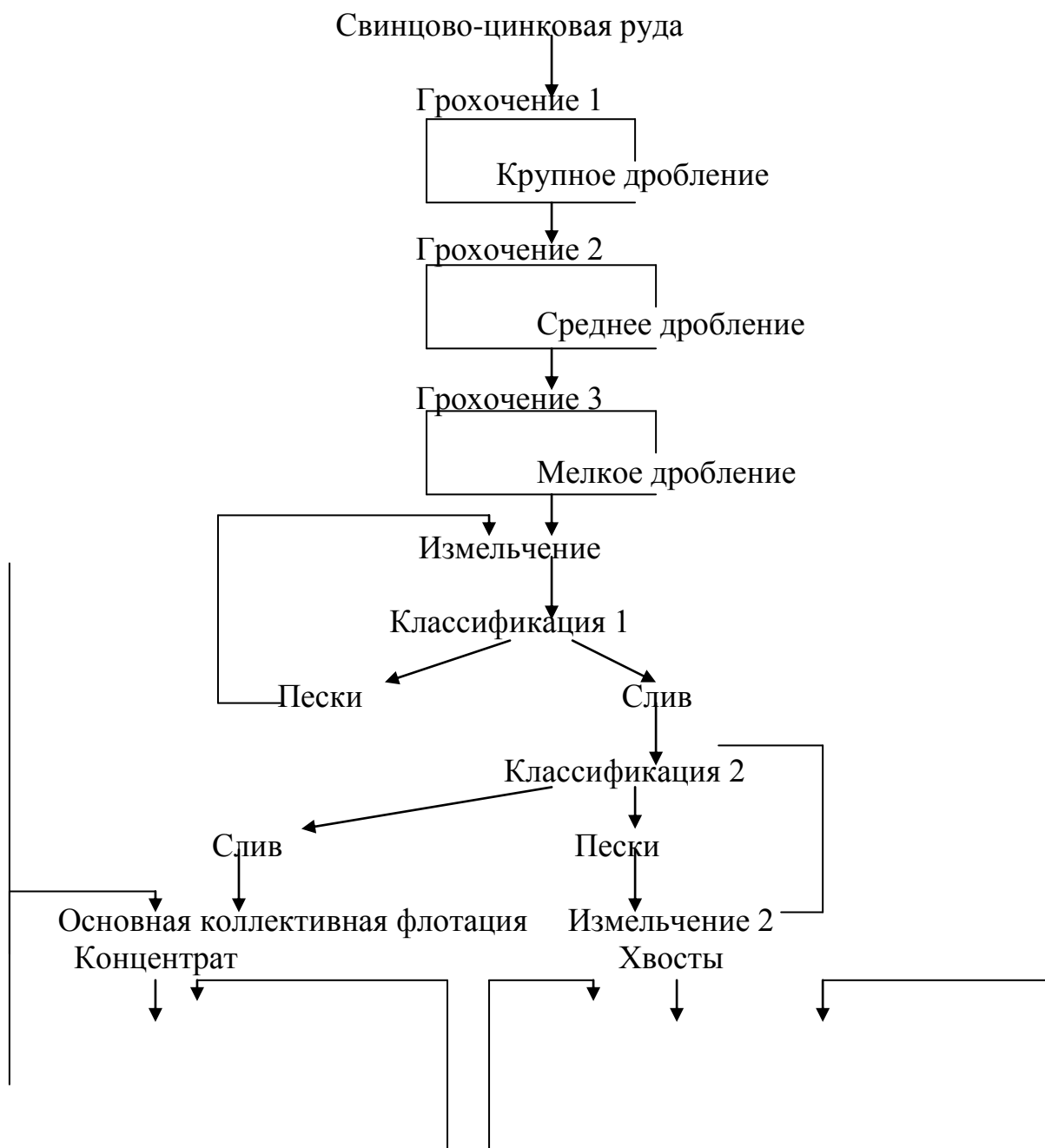
Свинцовые минералы:

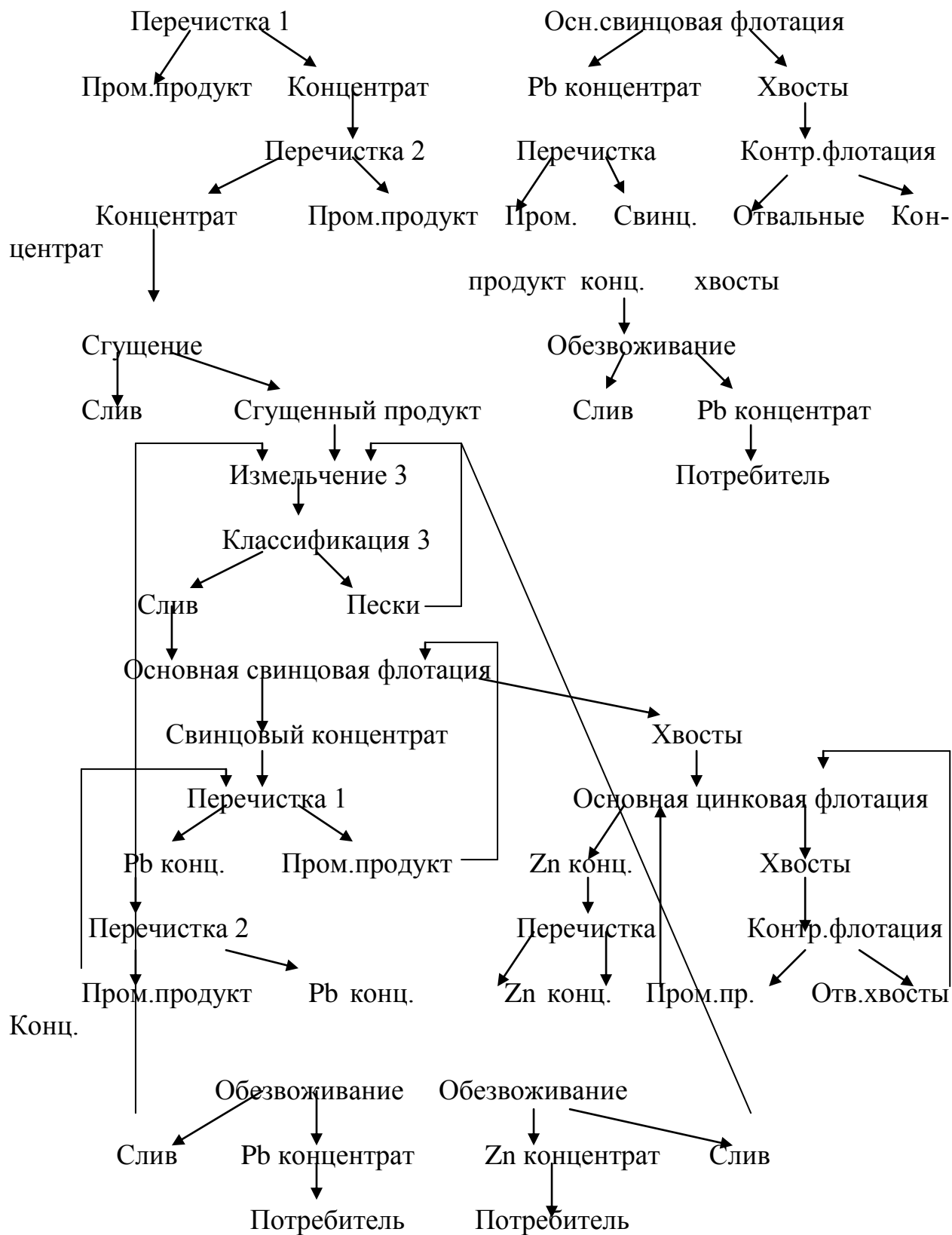
- **Галенит PbS** – содержит 86% свинца, цвет свинцово-серый, металлический блеск.
- **Церуссит $PbCO_3$** – содержит 77,5% свинца, белый с сероватым, желтоватым или бурым оттенком, блеск алмазный.
- **Англезит $PbSO_4$** – содержит 68% свинца.

Цинковые минералы:

- **Сфалерит ZnS** – содержит 67% цинка, цвет коричневый, черный или белый, блеск алмазный.
- **Смитсонит $ZnCO_3$** – содержит 52% цинка, цвет белый с зеленоватым, буроватым или сероватым оттенком.

Технологическая схема обогащения.





Обогащение никелевых руд

Никелевые руды обогащаются **флотацией**.

Основные спутники никелевых руд: медь, кобальт, платина, осмий, иридий.

Никелевые минералы:

- **Пентландит** $(Fe,Ni)S$ – содержит 31% никеля, бронзово-желтый цвет, металлический блеск.
- **Пирротин** $(Fe,Ni)_7S_8$ – содержит 0,25-14,2% никеля, бронзово-желтый цвет, металлический блеск.
- **Миллерит** NiS – содержит 60-65% никеля, латунно-желтый цвет, металлический блеск.
- **Никелин** $NiAs$ – содержит 44%, медно-красный цвет.

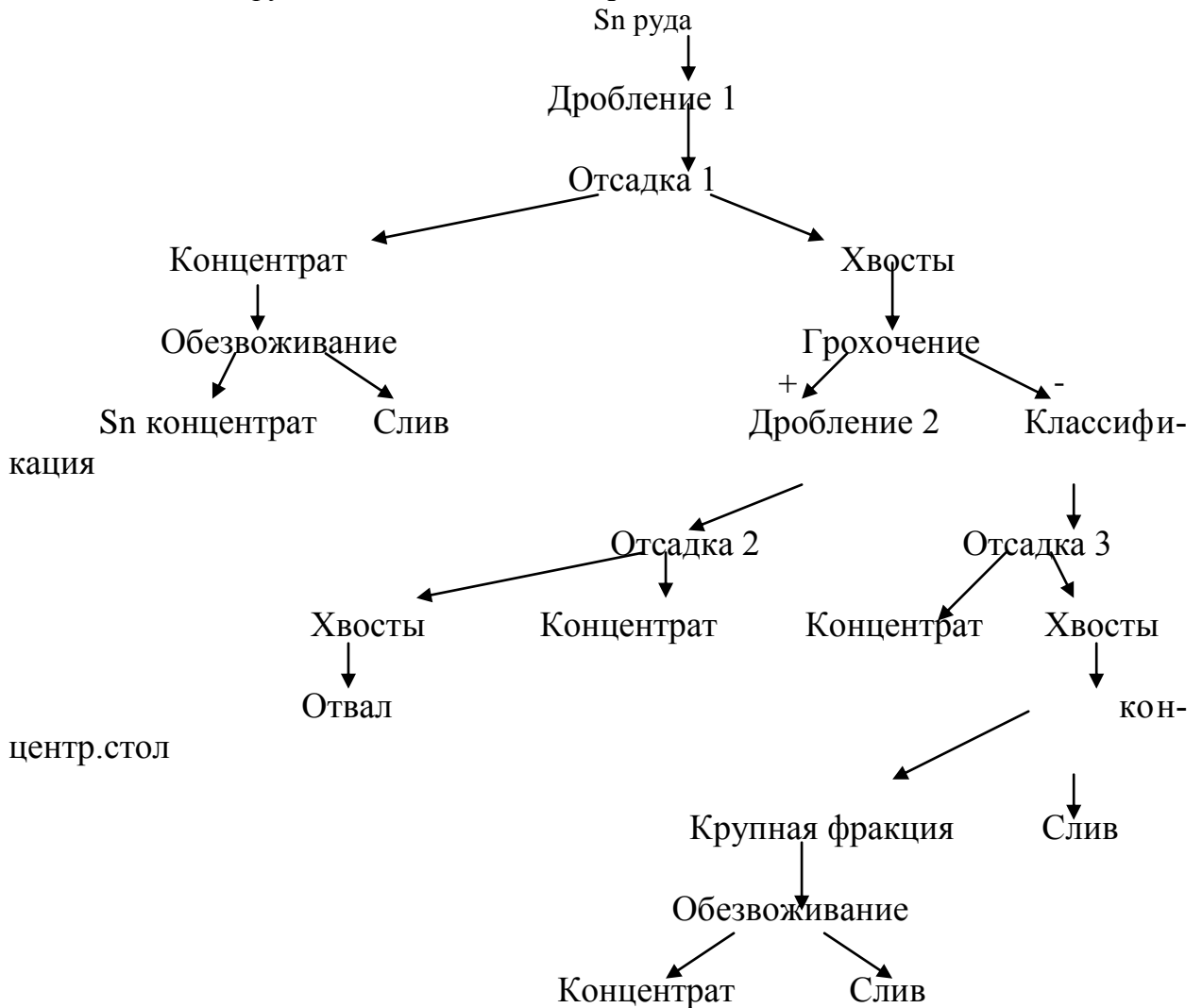
Практическая работа №8

Обогащение оловянных, вольфрамовых и молибденовых руд

Обогащение оловянных руд

Из 16 минералов, содержащих олово, основное промышленное значение имеет минерал *касситерит* SnO_2 . Касситерит содержит 78,8% олова. Окрашен в темно-бурые оттенки.

Оловянные руды обогащаются только *гравитацией*.



Обогащение молибденовых и вольфрамовых руд

Молибден входит в состав 20 минералов.

Молибденовые минералы:

- *Молебденит* MoS_2 – содержит 60% молебдена и 40% серы, цвет свинцово-серый, металлический блеск.
- *Повеллит* $CaMoO_4$ – содержит 48% молибдена, цвет бледно-желтый, блеск алмазный.

Основной метод обогащения *флотация*.

Вольфрамовые минералы:

- *Шеелит* $CaWO_4$ – содержит 80,6% WO_3 , цвет серый, желтый, бурый, блеск алмазный.
- *Вольфрамит* $(Fe,Mn)WO_4$ – содержит 76,5% WO_3 , цвет буровато-черный, блеск алмазный.

Обогащаются вольфрамовые руды *флотацией* и *гравитацией*.

Практическая работа №9

Составление АТС обогащения руд

Требования к работе:

АТС выполняется на листе форматом А4. Обязательно указать фамилию студента, написать данные своего варианта. Работу выполнять аккуратно, без исправлений.

Вариант 1

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения селективной флотации свинцово-цинковых руд:

Крупность исходной руды 3-10мм

Последовательность извлечения:

Свинцовый концентрат

Медный концентрат

Цинковый концентрат

После флотации хвосты отправить на контрольную флотацию, а концентраты на обезвоживание.

Условие! Хвосты каждой флотации – основа для следующей стадии

Вариант 2

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения золотосодержащих руд

Исходные данные:

Крупность руды 50-70мм

Три стадии измельчения с последующей отсадкой продуктов измельчения

Один продукт отсадки отправить на классификацию, с последующим сгущением, основной флотацией, перечистной флотацией. При этом конечные продукты: концентрат и хвосты.

Второй продукт отсадки делится на конечный продукт и крупную фракцию

Вариант 3

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения смешанных медных руд.

Исходные данные:

Крупность руды 200мм

2 стадии измельчения, классификация, основная медная флотация, 2 перечистные, 1 контрольная флотация. Сгущение, фильтрование, сушка концентрата.

Вариант 4

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения титан-цирконевого песка

Исходные данные:

Исходные пески подвергаются электросепарации I.

Проводники на электромагнитную сепарацию. Магнитная фракция – ильменитовый концентрат. Немагнитная фракция на электросепарацию II, проводники – рутиловый концентрат.

Непроводники на электромагнитную сепарацию. Магнитная фракция – ставролитовый концентрат. Немагнитная фракция – концентрация на столе.

Концентрат на обезвоживание, с последующей электромагнитной сепарацией с целью получения моноцититового и цирконевого концентрата.

Хвосты столов отправить на контрольную магнитную сепарацию, с целью получения промежуточного продукта и хвостов.

Вариант 5

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения прямой селективной флотации свинцовых руд.

Исходные данные:

Крупность руды 150мм

Последовательность извлечения:

Свинцовый концентрат

Медный концентрат

Цинковый концентрат

После флотации хвосты отправить на контрольную флотацию.

Концентраты хвостов служат основой селективных разделений продуктов.

Отвальные хвосты в конце процесса.

Вариант 6

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения золотосодержащих руд.

Исходные данные:

Крупность руды 700мм

Продукт измельчения на отсадку.

Один продукт отсадки отправить на классификацию, с последующим сгущением, основной флотацией, перечисткой и контрольной флотацией. При этом конечные продукты: хвосты и концентрат.

Второй продукт отсадки делится на конечный концентрат и крупную фракцию.

Вариант 7

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения смешанных медных руд.

Исходные данные:

Крупность руды 700мм

Измельчение, классификация, основная флотация, 3 перечистки концентрата, 2 контрольные флотации хвостов.

Сгущение, фильтрование и сушка.

Конечные продукты: медный концентрат и хвосты.

Вариант 8

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения титан-цирконевых песков.

Исходные данные:

Исходные пески подвергаются электросепарации I

Проводники на электромагнитную сепарацию I. Магнитная фракция- ильменитовый концентрат. Немагнитная фракция на электросепарацию II, где проводники – рутиловый концентрат.

Непроводники на электромагнитную сепарацию II. Магнитная фракция – ставролитовый концентрат. Немагнитная фракция – концентрация на столе. Концентрат – сушка, электромагнитная сепарация с целью получения моноцитового и циркониевого концентратов.

Хвосты на обезвоживание, отвал.

Вариант 9

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения прямой селективной флотации свинцовых руд.

Исходные данные:

Крупность руды 50мм

Последовательность извлечения:

Свинцовый концентрат

Медный концентрат

Цинковый концентрат

Все концентраты подвергаются 2 перечисткам, а хвосты сгущению. Сгущенный продукт – основа новой флотации.

Вариант 10

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения золотосодержащих руд.

Исходные данные:

Крупность руды 3-10мм

Две стадии измельчения с последующей отсадкой продуктов.

Один продукт отсадки отправить на классификацию, с последующим сгущением, основной флотацией, 3 перечистками, контрольной флотацией.

Второй продукт отсадки делится на конечный концентрат и крупную фракцию.

Вариант 11

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения смешанных медных руд.

Исходные данные:

Крупность руды 50мм

Основная медная флотация. Концентрат 3 перечистки, 2 контрольные флотации.

Сгущение, фильтрование и сушка концентрата.

Вариант 12

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения прямой селективной флотации свинцовых руд.

Исходные данные:

Крупность руды 700мм

Последовательность извлечения:

Свинцовый концентрат

Медный концентрат

Цинковый концентрат

Предусмотреть по одной перечистки концентрата.

Хвосты на контрольную флотацию, а концентрат контрольной флотации – основа новой селективной флотацию.

Отвальные хвосты в конце процесса.

Вариант 13

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения титано-циркониевых песков:

Исходные данные:

Исходные пески промывка, концентрация на столах. Хвосты –отвал, концентрат на обезвоживание, электросепарация.

Проводники на электромагнитную сепарацию I. Магнитная фракция- ильменитовый концентрат. Немагнитная фракция – рутиловый концентрат.

Непроводники на электромагнитную сепарацию II. Магнитная фракция на электромагнитную сепарацию III с целью получения моноцитового концентрата и цирконового концентрата. Немагнитная фракция – концентрация на столах. Концентрат на электромагнитную сепарацию III. Хвосты обезвоживание, отвал.

Вариант 14

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения золотосодержащих руд.

Исходные данные:

Крупность руды 250мм.

Две стадии измельчения с последующей отсадкой продуктов.

Один продукт отсадки отправить на классификацию, с последующим сгущением, основной флотацией, 2 перечистки, контрольная флотация хвостов.

Второй продукт отсадки делится на конечный концентрат и крупную фракцию.

Вариант 15

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения смешанных медных руд.

Исходные данные:

Крупность руды 700-800мм.

2 стадии измельчения. Основная медная флотация, 3 перечистки концентрата, 2 контрольных флотации хвостов. Сгущение, фильтрование, сушка.

Вариант 16

Составить аппаратурно-технологическую схему обогащения титано-циркониевых песков.

Исходные данные:

Пески –промывка, концентрация на столах, сушка. Электросепарация песков.

Проводники и непроводники подвергаются электромагнитной сепарации I и II.

Продукты I электромагнитной сепарации: ильменитовый и рутиловый концентраты.

Продукты электромагнитной сепарации II: магнитная фракция –цирконовый концентрат.

Немагнитная фракция – обезвоживание, флотация, фильтрование, сушка – дистеновый концентрат.

Вариант 17

Составить аппаратурно-технологическую схему переработки шеелита из скарновых руд.

Исходные данные:

Хвосты контрольной молибденовой флотации – исходный продукт. Основная шеелитовая флотация, 2 перечистки, 1 контрольная флотация, сгущение, фильтрование, сушка. Продукты: шеелитовый концентрат и отвальные хвосты.

Вариант 18

Составить аппаратурно-технологическую схему коллективно-селективной флотации барито-полиметаллической руды.

Исходные данные:

Крупность руды 50мм.

Измельчение, коллективная флотация.

Хвосты: сгущение, баритовая флотация. Продукты: концентрат и отвальные хвосты.

Концентрат: свинцовая флотация. Продукты: свинцовый концентрат. Хвосты – флотация, 2 перечистки.

Практические работы по МДК 01.01

Тема «Металлургия цветных металлов»

Практическая работа №1

Знакомство с оборудованием окомкования

Большие объемы перерабатываемых на современных металлургических заводах материалов требует хорошей организации приемки, опробования и складирования шихтовых материалов, а также самого приготовления шихты. Все эти операции проводятся на рудных складах или в шихтарниках.

Первостепенное значение в организации подготовительных работ имеет запас сырьевых материалов. Он должен учитывать транспортные возможности современной и достаточной поставки всех компонентов шихты и топлива и время, необходимое для отбора проб, их химического анализа и приготовления самой шихты.

Одной из лучших систем организации подготовки, хранения и подачи шихты на металлургическую переработку является послойное штабелирование в механизированных шихтарниках.

Механизированный шихтарник представляет собой склад закрытого типа, оборудованный транспортными системами подачи шихтовых материалов и разгрузки готовой шихты.

Шихтовые материалы в отсеки шихтарника поступают по системе транспортеров. Разгрузка с транспортеров проводится с помощью сбрасывающей тележки, которая, автоматически перемещаясь вдоль отсека вперед и назад, рассыпает компоненты шихты на площадке тонкими горизонтальными слоями. Загружают компоненты шихты поочередно строго в соответствии с графиком, составленным на основании металлургических расчетов. В каждом отсеке создается штабель шихты длиной 60-70м, шириной 16м, высотой 5-6м. В штабеле помещается до 8000т шихты.

Разгружают штабель с помощью шихторазгрузочной машины.

Машина, перемещаясь вдоль штабеля, с помощью бороны, совершающей возвратно-поступательные движения, разрыхляет шихту и сбрасывает ее на скребковый транспортер, который подает готовую шихту на сборный транспортер, расположенный траншее на одной продольной стороне каждого отсека. Готовая шихта направляется в металлургический передел. По пути шихту взвешивают на автоматических весах и в случае необходимости доизмельчают в дробилках. После окончания разгрузки рабочего штабеля шихторазгрузочная машина тележкой перевозится в следующий отсек.

Работа механизированного шихтарника организована таким образом, что один из трех штабелей укладывают, другой опробуют, а третий разгружают.

Приготовление шихты в механизированном шихтарнике обеспечивает наилучшее смешивание шихтовых компонентов. Каждый штабель состоит из большого количества горизонтальных слоев различных материалов, которые в дальнейшем выбираются боронной шихторазгрузочной машины тонкими почти вертикальными срезами по поперечному сечению штабеля.

Другим достаточно широко распространенным методом приготовления шихты является **бункерная шихтовка**. Этот метод предусматривает хранение шихтовых материалов в отдельных бункерах, из которых материалы в соответствии с расчетными количествами послойно дозируются на транспортерную ленту. Перемешивание компонентов

шихты в этом случае происходит при транспортировке и особенно в местах перегрузки материалов с транспортера на транспортер. Дозировка шихты на сборный транспортер из бункеров может осуществляться ленточными, пластинчатыми или тарельчатыми питателями.

Основным недостатком бункерной системы является малая емкость, т.к запас шихты в бункерах бывает небольшим. Увеличение запаса шихты приводит к их громоздкости и удорожанию.

Устраняет этот недостаток бункерной системы дополнительно сооружаемый *грейферный склад*. Склад с грейфером имеет ряд траншей и отсеков, в которые из саморазгружающихся вагонов (думпкаров) выгружаются отдельные шихтовые материалы. По мере надобности грейферный кран забирает требуемый материал и подает его через бункер с питателями на транспортерную ленту, направляющую материалы в шихтовые бункера.

Окускование мелких материалов.

Окускование мелких материалов проводят окатыванием, брикетированием и агломерацией.

Окатыванием (грануляцией) называется операция укрупнения мелких фракций руд, концентратов и порошков, при которой материал скатывается в шаровидные почти геометрически правильные прочные окатыши (гранулы), сохраняющие свою форму и размеры при дальнейшей переработке.

Окатывание – сравнительно новый метод окускования. Промышленное применение он получил только в начале 60-х годов. Сейчас этот метод используют на предприятиях многих отраслей промышленности.

Технологическая схема окатывания включает следующие стадии: подготовку материалов к окатыванию, собственно окатывание и упрочнение сырых гранул.

Первая стадия предусматривает измельчение исходных материалов, подготовку их по гранулометрическому составу, увлажнение или подсушку и тщательное перемешивание компонентов шихты.

Решающее влияние на результаты окатывания оказывает влажность исходной шихты. Оптимальная влажность при окатывании колеблется в пределах 6-12%. Для получения более прочных окатышей иногда в шихту вводят связующие добавки (сульфит-целлюлозный щелок, сульфат натрия, известь)

Окатывание осуществляют в *барабанных или чашевых грануляторах*. Окатывание в барабанных грануляторах происходит следующим образом. При вращении барабана материал поднимается по образующей благодаря трению и частично за счет центробежной силы, пока не достигнет поверхности слоя, а затем скатывается вниз под действием силы тяжести. При качении окатыши «наматывают» на себя тонкие классы, растут и постепенно продвигаются по барабану в сторону разгрузки. Основным недостатком барабанных грануляторов является неоднородность окатышей по размеру. Это происходит вследствие того, что вблизи разгрузочного конца гранулы почти не растут из-за отсутствия свежей шихты. Поэтому в настоящее время чаще используют чашевые грануляторы.

Чашевый гранулятор представляет собой тарель диаметром до 5,5м с бортами высотой до 0,9м, которая вращается со скоростью около 4-7 об/мин. Угол наклона чаши может изменяться от 35 до 55°.

При окатывании на чаше отдельные окатыши поднимаются вместе с вращающейся тарелью на некоторую высоту, а затем скатываются по поверхности слоя свежего материала под углом естественного откоса. Чем крупнее окатыши, тем на меньшее расстояние они поднимаются и тем быстрее скатываются и пересыпаются через борт тарели по мере

поступления новых порций исходной шихты. Таким образом, наиболее крупные гранулы циркулируют по небольшой траектории, а более мелкие – по всей площади тарели, многократно соприкасаясь со свежим материалом. В результате этого наклонная чаша выдает более равномерные окатыши, чем барабанный гранулятор.

Прочность сырых окатышей после грануляции обычно мала. Однако она может быть увеличена за счет уменьшения содержания влаги, которую удаляют обычно искусственной сушки при температуре более 100°C. В ряде случаев для упрочнения окатышей прибегают к прокатке (обжигу) при температуре выше 1000°C.

Брикетированием называется процесс окускования путем прессования рыхлых и пылевидных материалов в куски правильной и однообразной формы – брикеты.

Придаваемая брикетам прочность обуславливается либо действием сил молекулярного сцепления в результате сближения отдельных частиц при прессовании, либо действием связующих веществ, обеспечивающих необходимое сцепление частиц. Поэтому по характеру связывания частиц различают брикетирование без добавок связующих и брикетирование с применением неорганических и органических веществ.

В качестве неорганических связующих используют известь, глину, хлорид кальция. К числу органических веществ относится пек, гудрон, смолы, сульфитный щелок.

Перед прессованием исходные материалы подвергают подготовительным операциям: подсушке или увлажнению, измельчению, гранулометрической классификации, пере­мешиванию со связующими веществами.

Для брикетирования используют **валковые и штемпельные прессы**.

Валковый пресс имеет два металлических вальца, вращающихся навстречу друг другу. На вальцы насажены сменные бандажи с углублениями по форме брикетов, изготовленные из высокопрочной стали. Прессуемый материал загружается сверху между вальцами.

При вращение вальцов углубления совмещаются, и шихта, попавшая в них, прессуется в брикет. Давление в валковых прессах передается по сферической поверхности неравномерно, что создает неодинаковую прочность в различных частях брикета. Для уменьшения неравномерности давления брикетам придают каплеобразную или яйцевидную форму, небольшие размеры и массу до 0,2-0,3 кг.

Валковые прессы являются наиболее простыми и дешевыми устройствами. Однако они имеют существенный недостаток: быстрый износ брикетных ячеек в бандажах, высокую чувствительность к составу шихты и особенно к виду и содержанию связующих веществ, зависимость качества брикетов от колебаний влажности исходной шихты.

Штемпельные прессы обеспечивают более равномерное сжатие и позволяют получать более крупные брикеты, обычно цилиндрической формы. Давления прессования в штемпельных прессах осуществляется путем одновременного сжатия загруженной шихты верхним и нижним пуансонами.

Штемпельные прессы отличаются периодичностью работы, большими габаритами, сложностью конструкции, малой производительностью, большим расходом электроэнергии и необходимостью частой замены быстроистирающихся матриц.

Агломерацией называется процесс спекания мелкой руды или концентратов в прочный, кусковой и пористый материал (агломерат).

Спекание происходит за счет частичного расплавления легкоплавких компонентов шихты, которые, смачивая куски более тугоплавкой породы, при последующем охлаждении сваривают их. Теплоту для нагрева и оплавления шихты при агломерации окисленных руд получают за счет сжигания вводимого в шихту мелкого кокса. При агломерации

сульфидных концентратов источником теплоты является горение сульфидов самой шихты, причем одновременно со спеканием в этом случае происходит частичный или полный окислительный обжиг.

Горение топлива происходит за счет кислорода дутья, которое просасывается или продувается через слой лежащей на колосниковой решетке шихты.

Горючие компоненты шихты вначале поджигаются на поверхности слоя шихты с помощью зажигательного горна. Горячие газы, пронизывая слой шихты, просушивают нижележащие слои шихты. Удаляющиеся пары воды создают в слое шихты поры, улучшающие его газопроницаемость. Затем шихта постепенно нагревается горячими газами до температуры воспламенения топлива, что способствует интенсификации процесса горения и резкому возрастанию температур. При температурах около 1200°C происходит оплавление наиболее легкоплавких составляющих шихты. При этом образуется небольшое количество жидкой фазы, необходимой для цементирования тугоплавких компонентов. После полного выгорания топлива на данном участке слоя шихты зона горения перемещается вниз, а поступающий сверху холодный воздух охлаждает шихту, что приводит к затвердеванию жидкой фазы и свариванию шихты в кусок агломерата.

Для агломерации используют *ленточные агломерационные машины непрерывного действия*.

Основным рабочим органом агломерационной машины является длинная рама, по которой движется непрерывный ряд тележек-паллет. Движение и проталкивание паллет по направляющим рельсам осуществляется от привода через ведущее зубчатое колесо. Дно у паллет набрано из колосников. По коротким сторонам они имеют борта. В местах примыкания паллет друг к другу бортов нет. Каждая паллета имеет по четыре ходовых колеса. При движении паллеты образуют прямоугольный желоб, который заполняется слоем шихты, подаваемой из бункера с помощью маятникового питателя. Толщина слоя шихты составляет 250-300мм. Она регулируется срезающим ножом, который одновременно разравнивает поверхность шихты.

Сразу после загрузки шихты паллета поступает под зажигательный горн и одновременно проходит над первой камерой разрежения. В этот момент горячие топочные газы и воздух начинают просасываться через слой шихты и зажигают содержащиеся в ней горючие компоненты.

Горение шихты и ее спекание продолжают в течение всего времени прохождения паллет над остальными камерами разрежения.

К моменту прохождения паллетой последней камеры процесс агломерации должен закончиться. Если он не успевает завершиться, то нижний слой шихты останется неспеченным (брак). Далее тележка скатывается по направляющему колесу, опрокидывается и с нее сбрасывается на колосниковый грохот готовый агломерат.

Практическая работа №3 Расчет фазового состава медной руды

Цель работы: рассчитать фазовый состав медной руды.

Ход работы:

Химический состав руды: 5%Cu, 36%Fe, 3%Zn, 42.8%S, 5%SiO₂, 4%CaO, 4.2%прочие.

В руде присутствуют минералы: халькопирит CuFeS₂, пирит FeS₂, сфалерит ZnS, кварц SiO₂, известняк CaCO₃.

Расчет ведем на 100кг исходного материала.

1. Определить количество халькопирита:

X_{CuFeS₂}—183.7

5кг Cu—63.6

$$X_{CuFeS_2} = \frac{183.7 * 5}{63.6} = 16кг$$

2. Определить количество железа и серы в халькопирите:

183,7—16

55,9Fe—X

$$X = \frac{55.9 * 16}{183.7} = 4.87кг Fe$$

183.7—16

64.2S—X

$$X = \frac{64.2 * 16}{183.7} = 5.6кг S$$

3. Количество железа, связанного в пирите:

36-4,87=31,13кг

4. Определить количество серы в пирите:

31,13—55,9

X—64.2S

$$X = \frac{64.2 * 31.13}{55.9} = 35.73кг$$

Всего пирита: 35,73+31,13=66,86кг

5. Определяем количество серы в сфалерите:

S=42.8-(35.73+5.6)=1.47кг

6. Определяем количество CO₂

CaCO₃ = CaO + CO₂

XCO₂—44

4CaO—56.1

$$X = \frac{44 * 4}{56.1} = 3.14кг$$

В прочих был CO₂, следовательно: 4,2-3,14=1,06кг.

Проверка правильности заданных исходных данных определяем потребное количество серы, теоретически необходимое для связывания присутствующего цинка в сфалерите

$$32,1—X S$$

$$65,4—3\%$$

$$X = \frac{32,1 * 3}{65,4} = 1,4$$

Расхождение 0,07. Отклонение не должно быть больше 2%

7. Результаты сводим в таблицу.

Компонент	CuFeS ₂	FeS ₂	ZnS	Пустая по- рода	всего
Cu	5	-	-	-	5
Fe	4,87	31,13	-	-	36
Zn	-	-	3	-	3
S	5,6	35,73	1,47	-	42,8
SiO ₂	-	-	-	5	5
CaO	-	-	-	4	4
CO ₂	-	-	-	3,14	3,14
Прочие	-	-	-	-	1,06
итого	15,47	66,86	4,47	12,14	100

Исходные данные для практической работы №3

Вариант №1

Хим.состав руды: 4%Cu, 36%Fe, 5%Zn, 43,7%S, 7%SiO₂, 2%CaO, 2,3%прочие.

Вариант №2

Хим.состав руды: 6,5%Cu, 33%Fe, 3,5%Zn, 42,6%S, 2%SiO₂, 1%CaO, 4,2%прочие.

Вариант №3

Хим.состав руды: 4,5%Cu, 35,5%Fe, 4,5%Zn, 44%S, 4%SiO₂, 2%CaO, 5,5%прочие.

Вариант №4

Хим.состав руды: 6%Cu, 34%Fe, 6,5%Zn, 43%S, 5%SiO₂, 1%CaO, 4,5%прочие.

Вариант №5

Хим.состав руды: 7%Cu, 38%Fe, 4%Zn, 42%S, 5%SiO₂, 3%CaO, 1%прочие.

Вариант №6

Хим.состав руды: 7,5%Cu, 34%Fe, 3,5%Zn, 42,6%S, 2%SiO₂, 1%CaO, 9,4%прочие.

Вариант №7

Хим.состав руды: 7%Cu, 35%Fe, 4%Zn, 43,5%S, 3%SiO₂, 2%CaO, 5,5%прочие.

Вариант №8

Хим.состав руды: 2%Cu, 36%Fe, 4,5%Zn, 43,8%S, 4%SiO₂, 3%CaO, 6,7%прочие.

Вариант №9

Хим.состав руды: 4%Cu, 33,5%Fe, 5%Zn, 44,2%S, 5%SiO₂, 4%CaO, 4,3%прочие.

Вариант №10

Хим.состав руды: 4,5%Cu, 34,5%Fe, 5,5%Zn, 44,5%S, 6%SiO₂, 1,5%CaO, 3,5%прочие.

Вариант №11

Хим.состав руды: 4,9%Cu, 35,5%Fe, 3%Zn, 44,9%S, 7%SiO₂, 2,5%CaO, 2,2%прочие.

Вариант №12

Хим.состав руды: 5,2%Cu, 36,5%Fe, 2,5%Zn, 45%S, 4,5%SiO₂, 3,5%CaO, 2,8%прочие.

Вариант №13

Хим.состав руды: 4,6%Cu, 37%Fe, 3,2%Zn, 42,9%S, 5,5%SiO₂, 2,9%CaO, 3,9%прочие.

Вариант №14

Хим.состав руды: 3,2%Cu, 37,5%Fe, 4,3%Zn, 43,2%S, 4,5%SiO₂, 3,4%CaO, 3,9%прочие.

Вариант №15

Хим.состав руды: 4,3%Cu, 36%Fe, 4,3%Zn, 44%S, 3,5%SiO₂, 4,2%CaO, 3,7%прочие.

вариант	Состав концентрата, %	Степень де-сульфуриза- о/	Окисляется Zn	Окисляется Pb	В огарке остается про- о/	Потери меди, %	Обжигу под- вергается,кг
1	Cu-10, Fe-34, S-43,5, Zn-2, Pb-4, SiO ₂ -4, CaO-1, прочие-1,5	60	1/2	полно- стью	70	2	100
2	Cu-10,5, Fe-35, S-44, Zn-1,5, Pb-2, SiO ₂ -5, CaO-1, прочие-1	59	2/3	1/2	80	1,5	100
3	Cu-11, Fe-35,5, S-44,5, Zn-1,5, Pb-1, SiO ₂ -4, CaO-1, прочие-1	58	1/3	2/3	90	1,5	100
4	Cu-11,5, Fe-34, S-43, Zn-2, Pb-1, SiO ₂ -5, CaO-2, прочие-1	57	1/2	полно- стью	85	2	100
5	Cu-12, Fe-34,5, S-43,5, Zn-2,5, Pb-1,5, SiO ₂ -4, CaO-1, прочие-1	56	1/5	1/3	75	2	100
6	Cu-12,5, Fe-35, S-43, Zn-2, Pb-2, SiO ₂ -3, CaO-1, прочие-1,5	55	1/2	1/2	70	1	100
7	Cu-13, Fe-36, S-43, Zn-1,5, Pb-1,5, SiO ₂ -3,5, CaO-1, прочие-1	54	1/3	2/3	65	1	100
8	Cu-13,5, Fe-34,5, S-42, Zn-1,5, Pb-3, SiO ₂ -3,5, CaO-1, прочие-1	53	2/3	1/3	60	1	100
9	Cu-14,5, Fe-34, S-42,5, Zn-2,5, Pb-2, SiO ₂ -2,5, CaO-1, прочие-1	52	3/5	2/3	75	1	1100
10	Cu-14, Fe-35,5, S-41,5, Zn-1,5, Pb-2, SiO ₂ -5,5, CaO-1, прочие-1	51	2/3	полно- стью	80	1	100
11	Cu10-, Fe-35, S-42, Zn-2,5, Pb-3, SiO ₂ -5,5, CaO-1, прочие-1	50	4/5	полно- стью	85	2	100
12	Cu-10,5, Fe-36,5, S-40,5, Zn-2,5, Pb-2, SiO ₂ -5, CaO-1,5, прочие-1,5	49	2/5	1/2	90	2	100
13	Cu-11, Fe35-, S-41, Zn-2, Pb-3, SiO ₂ 4-, CaO-2, прочие-2	48	1/2	1/3	70	1,5	100
14	Cu-11,5, Fe-35,5, S-40, Zn-1,5, Pb-3, SiO ₂ -6, CaO-1, прочие-1	47	2/3	1/3	80	1,5	100
15	Cu-12, Fe-37, S-40,5, Zn-2, Pb-2, SiO ₂ -4,5, CaO-1, прочие-1	46	1/2	1/2	75	1	100
16	Cu-13, Fe-36, S-40, Zn-1,5, Pb-1, SiO ₂ -7, CaO-1, прочие-0,5	45	1/3	полно- стью	85	1	100

Практическая работа №4

Тема « Расчет выхода и состава огарка при обжиге медных сульфидных концентратов»

Пример расчета выхода и состава огарка при обжиге медного концентрата:

Cu-10%, Fe-37%, S-40%, Zn-2%, Pb-4%, SiO₂-4%, CaO-1.5%, прочие-1,5%.

Сумма 100%.

Степень десульфуризации 60%. Окисляется Zn^{1/2}. окисляется Pb^{2/3}. в огарке остается прочих 65%. Потери меди 2%. Обжигу подвергается 100 кг.

1. Определить количество серы, которое остается в огарке, кг

D_з=60%; 40% S- остается

40 кг S – 100%

X кг в огарке –40% S_{в огарке}=(40*40)/100=16кг

2. Определить количество серы в оставшемся сульфиде цинка и свинца:

Zn(2*1/2)кг – 65,4

S X кг – 32,1 S_{ZnS}=(2*1/2*32,1)/65,4=0,49кг

S_{PbS}=(4*1/3*32,1)/207,19=0,21кг

Если свинец окисляется полностью, то действие по свинцу не делаем.

3. Определить количество кислорода для окисления цинка и свинца:

Zn(2*1/2)кг – 65,4

O₂ X кг – 16 O_{2(ZnO)}=(2*1/2*16)/65,4=0,24кг

O_{2(PbO)}=(4*2/3*16)/207,19=0,21кг

Если свинец окисляется полностью действие по свинцу не делаем.

4. Определить количество серы, связанной с медью в Cu₂S:

10кг Cu – (63,55*2)

X кг S – 32,1 S_{Cu₂S}=(32,1*10)/63,55*2=2,53кг

5. Определить количество неокисленной серы, связанной с железом:

16-(0,49+0,21+2,53)=12,77кг

6. Количество железа в сульфидной форме:

12,77 кг S – 32,1

X кг Fe – 55,85 Fe_{FeS}=(12,77*55,85)/32,1=22,22кг

7. Количество железа в оксидной форме:

37-22,22=14,78кг

8. Количество кислорода для окисления железа до Fe₂O₃:

14,78 – (2*55,85)

X кг O₂ – (3*16) O₂=(14,78*3*16)/(2*55,85)=6,35кг

9. Количество кислорода в огарке:

6,35кг для Fe_2O_3 +0,24кг для ZnO + 0,21кг для PbO =6,8кг

10. Вес огарка:

$9,8\text{Cu}+2\text{Zn}+37\text{Fe}+16\text{S}+6,8\text{O}_2+4\text{SiO}_2+1,5\text{CaO}+4\text{Pb}+0.975\text{прочих}=82,075\text{кг}$

11. Пересчет состава огарка на 100%.

$K=100/82,075=1,218397807$

11,94Cu, 2,44Zn, 45,08Fe, 19,49S, 8,29O₂, 4,87SiO₂, 1,83CaO, 4,87Pb, 1,19прочих

$\Sigma=100\%$

12. Определить степень обогащения огарка:

$\text{Cu}=11.94/10=1.194$

Практическая работа №5

Расчет состава и количества медного штейна

Условия расчета:

1. содержание меди в штейне 40%
2. извлечение меди в штейн 96%
3. цинк распределяется между шлаком и штейном поровну
4. содержание кислорода в штейне с 40% меди равно 3%
5. содержание прочих в штейне 2%.

Исходные данные:

11,94Cu, 2,44Zn, 45,08Fe, 19,49S, 8,29O₂, 4,87SiO₂, 1,83CaO, 4,87Pb, 1,19прочих
Σ =100%

1. Определить количество меди, перешедшей в штейн:

11,94кгCu – 100%

X кг – 96%

$$Cu_{штейн} = (96 * 11,94) / 100 = 11,46 \text{ кг}$$

2. Определить количество штейна:

11,46кг – 40%

X кг – 100%

$$X_{штейна} = (11,46 * 100) / 40 = 28,65 \text{ кг}$$

3. По правилу Мостовича в штейне должно содержаться 25% серы.

Следовательно, серы в штейне:

28,65кг штейна – 100%

X кг – 25%

$$S_{штейн} = (28,65 * 25) / 100 = 7,16 \text{ кг}$$

4. Определяем содержание кислорода, цинка и свинца.

$$O_{штейн} = (28,65 * 3) / 100 = 0,86 \text{ кг}$$

$$Zn_{штейн} = 2,44 / 2 = 1,22 \text{ кг}$$

$$Pb_{штейн} = 4,87 \text{ кг}$$

5. Определить количество прочих:

28,65кг штейна – 100%

X кг прочих – 2%

$$X_{прочих в штейне} = (28,65 * 2) / 100 = 0,57$$

$$X_{прочих в шлаке} = 1,19 - 0,57 = 0,62 \text{ кг}$$

6. По разности определяем количество железа, содержащегося в штейне:

$$Fe_{штейн} = 28,65 - (11,46 + 7,16 + 0,86 + 1,22 + 4,87 + 0,57) = 2,51 \text{ кг}$$

Результаты расчета:

Cu – 11,46 (40%)

Zn – 1,22кг (4,26%)

Pb – 4,87кг (17%)

Fe – 2,51кг (8,76%)

S – 7,16кг (24,99%)

O₂ – 0,86кг (3%)

Прочие – 0,57кг (1,99%)

Итого 28,65кг (100%)

Практическая работа №6

Расчет количества шлака и его состава

Условия расчета:

1. Отвальный шлак должен иметь следующий состав:
36% -- SiO₂, 5% -- CaO.
2. Состав флюса: содержит 100%-- SiO₂, известняк содержит 56% -- CaO, 44% -- CO₂.
3. безвозвратные потери для упрощения расчета не учитываем.

Ход работы:

1. Определить количество и состав продуктов плавки, перешедших в шлак:

$$\text{Cu: } 11,94 - 11,46 = 0,48 \text{ кг}$$

$$\text{Zn}_{(\text{ZnO})}: (1,22 * 81,4) / 65,4 = 1,52 \text{ кг}$$

$$\text{Fe}_{(\text{FeO})}: (42,57 * 72) / 56 = 54,73 \text{ кг}$$

$$\text{SiO}_2: 4,87 \text{ кг}$$

$$\text{CaO: } 1,83 \text{ кг}$$

$$\text{Прочие: } 1,19 - 0,57 = 0,62 \text{ кг}$$

Всего шлака: 64,05 кг

2. Проверка самоплавкости шлака:

SiO₂: $4,87 * 100 / 64,05 = 7,51$ кг, а нужно 36%, следовательно добавляем кварц.

CaO: $1,83 * 100 / 64,05 = 2,86$ кг, а нужно 5%, следовательно добавляем известняк.

Решение балансовых уравнений для расчета количества SiO₂ и CaO в шлаке:

X – кварц (SiO₂+Al₂O₃);

Y – известняк (CaO+CO₂);

$$M_{\text{шлака конеч.}} = (64,05 + x + 0,56y) \text{ кг};$$

$$V_{\text{шлака SiO}_2}, \text{ кг: } (64,05 + x + 0,56y) \text{ кг} - 100\%$$

$$X \text{ SiO}_2 \text{ кг} - 36\%, \text{ отсюда } (64,05 + x + 0,56y) * 0,36$$

$$V_{\text{шлака CaO}}, \text{ кг: } (64,05 + x + 0,56y) * 0,05$$

Согласно исходным данным:

$$\text{SiO}_2, \text{ кг: } 4,87 + x$$

$$\text{CaO, кг: } 1,83 + 0,56y$$

Решение уравнений

$$(64,05 + x + 0,56y) * 0,36 = 4,87 + x$$

$$(64,05+x+0,56y)*0,05=1,83+0,56y$$

$$23,058+0,36x+0,202y=4,87+x$$

$$18,188+0,202y=0,64x$$

$$x=28,419+0,316y$$

$$3,203+0,05x+0,028y=1,83+0,56y$$

$$1,373+0,05x=0,532y$$

$$y=2,581+0,094x$$

$$x=28,419+0,316*(2,581+0,094x)=28,419+0,816+0,03x$$

$$0,97x=29,235$$

$$x=30,14\text{кг SiO}_2$$

$$y=2,581+0,094*30,14=5,41\text{кг CaO}$$

Поступит с известняком:

$$5,41*0,56=3,03\text{кг CaO}$$

3. Проверка правильности расчета:

<i>Cu</i>	0,48	0,49
ZnO	1,52	1,56
FeO	54,73	56,30
SiO₂	4,87+30,14=35,01	36,01
CaO	1,83+3,03=4,86	5,00
Прочие	0,62	0,64
Итого	97,22	100%

Практическая работа №7

Тема «Материальный баланс плавки»

1. Определить потребность в кислороде:

FeO	42,57кг – 56		
	Xкг – 16	X O _{2(FeO)}	= (42,57*16)/56=12,16кг
ZnO	1.22кг – 65,4		
	Xкг – 16	X O _{2(ZnO)}	= (1,22*16)/65,4=0,3кг
SO ₂	12,33кг – 32		
	Xкг – 32	X O _{2(SO2)}	= (12,33*32)/32=12,33кг

Всего: 24,79кг

Кислорода в концентрате 8,29 кг, следовательно потребность в кислороде:
24,79 - 8,29=16,5кг

Определить количество азота:

$$(16,5*79)/21=62,07кг$$

С учетом $\alpha = 1,2$:

$$O_2=19.8кг \quad N_2=74.49кг \quad \text{воздух}=94,29кг$$

2. Определить состав и количество технологических газов плавки:

иты	кг	кг/мол.вес)*22,4м ³	e %
SO ₂	2,33S+12,33O ₂ =24,66	24.66/64)*22.4=8.63	
N ₂	74.49	4.49/28)*22.4=59.59	
O ₂	9.8-(16.5+0.86)=2.44	2.44/32)*22.4=1.71	
CO ₂	5,41-3.03=2.38	2.38/44)*22.4=1.21	
Всего:	103.97	71.14	100%

3. Материальный баланс плавки:

Материалы и продукты	всего	Cu	Zn	Pb	Fe	S	SiO ₂	CaO	CO ₂	O ₂	N ₂	прочие
Поступило:												
Концентрата	100	11,94	2,44	4,87	45,08	19,49	4,87	1,83	-	8,29	-	1,19
Кварца	30,14	-	-	-	-	-	30,14	-	-	-	-	-
Известняка	5,41	-	-	-	-	-	-	3,03	2,38	-	-	-
Воздух	94,29	-	-	-	-	-	-	-	-	19,8	74,49	-
Всего	229,84	11,94	2,44	4,87	45,08	19,49	35,01	4,86	2,38	28,09	74,49	1,19
Получено:												
Штейна	28,65	11,46	1,22	4,87	2,51	7,16	-	-	-	0,86	-	0,57
Шлака	97,22	0,48	1,22	-	42,57	-	35,01	4,86	-	12,46	-	0,62
Газов	103,97	-	-	-	-	12,33	-	-	2,38	14,77	74,49	-
Всего:	229,84	11,94	2,44	4,87	45,08	19,49	35,01	4,86	2,38	28,09	74,49	1,19

Практическая работа №8

Расчет рационального состава сульфидного и окисленного свинцового концентрата

Цель работы: рассчитать состав сульфидного и окисленного свинцового концентрата.

А) расчет рационального состава сульфидного свинцового концентрата.

Химический состав концентрата: 70% Pb, 4% Fe, 4% Zn, 0,5% Cu, 16,5% S, 2,5% SiO₂, 0,4% Al₂O₃, 0,6% CaO, 0,3% MgO, 0,3% Sb.

В концентрате присутствуют следующие минералы: PbS, ZnS, CuFeS₂, FeS₂, Fe₇S₈, CuFeS₂, Sb₂S₃, CaCO₃, MgCO₃.

Расчет ведем на 100 кг концентрата.

Ход работы:

1. Определить количество PbS:

$$207,2\text{Pb} \text{ --- } 32\text{S} \quad x = \frac{32 * 70}{207.2} = 10.8 \text{ кг S}$$

$$70\text{Pb} \text{ --- } x\text{S}$$

$$\text{PbS} = 70 + 10.8 = 80.8 \text{ кг}$$

2. Определить количество ZnS:

$$65,4\text{Zn} \text{ --- } 32\text{S} \quad x = \frac{32 * 4}{65.4} = 2 \text{ кг S}$$

$$4\text{Zn} \text{ --- } x\text{S}$$

$$\text{ZnS} = 4 + 2 = 6 \text{ кг}$$

3. Определить количество CuFeS₂:

$$63,5\text{Cu} \text{ --- } 64\text{S} \quad x = \frac{64 * 0.5}{63.5} = 0.5 \text{ кг S}$$

$$0,5\text{Cu} \text{ --- } x\text{S}$$

$$63,5\text{Cu} \text{ --- } 55,8\text{Fe} \quad y = \frac{55.8 * 0.5}{63.5} = 0.4 \text{ кг Fe}$$

$$0,5\text{Cu} \text{ --- } y\text{Fe}$$

$$\text{CuFeS}_2 = 0.5 + 0.5 + 0.4 = 1.4 \text{ кг}$$

4. Определить количество Sb_2S_3 :

243.6Sb --- 96

$$x = \frac{96 * 0.3}{243.6} = 0.1 \text{ кгS}$$

0.3Sb --- xS

$Sb_2S_3 = 0.3 + 0.1 = 0.4 \text{ кг}$

5. Определить количество $CaCO_3$:

56.1CaO --- 44CO₂

$$x = \frac{44 * 0.6}{56.1} = 0.5 \text{ кгCO}_2$$

0.6CaO --- xCO₂

$CaCO_3 = 0.6 + 0.5 = 1.1 \text{ кг}$

6. Определить количество $MgCO_3$:

40.3MgO --- 44CO₂

$$x = \frac{44 * 0.3}{56.1} = 0.3 \text{ кг CO}_2$$

0.3MgO --- xCO₂

$MgCO_3 = 0.3 + 0.3 = 0.6 \text{ кг}$

7. Определить количество серы:

PbS 10,8кг

ZnS 2кг

CuFeS₂ 0,5кг

Sb_2S_3 0.1кг

Итого 13,4кг

8. Остальная сера в количестве 16,5-13,4=3,1 кг будет связана с железом в виде FeS₂ и

Fe₇S₈. Для этих соединений осталось железа

$$4 - 0,4 = 3,6 \text{ кг}$$

Примем, что с пиритом связано A кг железа, тогда с пирротинном будет связано (3,6-A) кг железа.

Составляем два следующих уравнения:

$$- 55,8Fe \text{ --- } 64S \quad x = \frac{64A}{55,8}$$

A Fe --- xS

$$- 7 * 55,8Fe \text{ --- } 8 * 32S \quad y = \frac{8 * 32 * (3,6 - A)}{55,8 * 7} = 3,1 - x$$

(3,6-A)Fe --- Ys

Решая эти два уравнения первой степени с двумя неизвестными, находим, что $A=1,5$ кг и $x=1,7$ кг.

Количество $FeS_2=1.5+1.7=3.2$ кг

Количество $Fe_7S_8= (3.6-1.5)+(3.1-1.7)=3.5$ кг.

9. Сводим данные в таблицу.

соединения	Pb	Zn	Cu	Sb	Fe	S	CaO	MgO	CO ₂	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Прочие	Всего
PbS	70	-	-	-	-	10,8	-	-	-	-	-	-	80,8
ZnS	-	4	-	-	-	2	-	-	-	-	-	-	6
CuFeS₂	-	-	0,5	-	0,4	0,5	-	-	-	-	-	-	1,4
Sb₂S₃	-	-	-	0,3	-	0,1	-	-	-	-	-	-	0,4
CaCO₃	-	-	-	-	-	-	0,6	-	0,5	-	-	-	1,1
MgCO₃	-	-	-	-	-	-	-	0,3	0,3	-	-	-	0,6
FeS₂	-	-	-	-	1,5	1,7	-	-	-	-	-	-	3,2
Fe₇S₈	-	-	-	-	2,1	1,4	-	-	-	-	-	-	3,5
SiO₂	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2,5	-	-	2,5
Al₂O₃	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,4	-	0,4
Прочие по разности	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,1	0,1
Итого	70	4	0,5	0,3	4	16,5	0,6	0,3	0,8	2,5	0,4	0,1	100

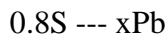
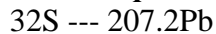
Б) расчет рационального состава окисленного свинцового концентрата

Химический состав концентрата: 44%Pb, 2%Zn, 11%Fe, 0.8%S, 5%SiO₂, 1%Al₂O₃, 5%CaO.

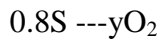
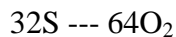
В составе концентрата присутствуют следующие минералы: англезит PbSO₄, церуссит PbCO₃, смитсонит ZnCO₃, сидерит FeCO₃.

Ход работы:

1. Определить количество PbSO₄:



$$x = \frac{207.2 * 0.8}{32} = 5.2 \text{ кгPb}$$

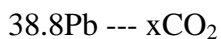
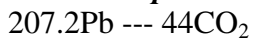


$$y = \frac{64 * 0.8}{32} = 1.6 \text{ кгO}_2$$

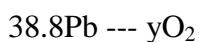
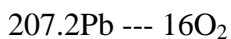
$$\text{PbSO}_4 = 0.8 + 5.2 + 1.6 = 7.6 \text{ кг}$$

Остальной свинец (44-5,2=38,8 кг) находится в виде церуссита.

2. Определить количество PbCO₃:



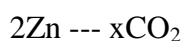
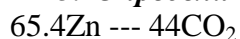
$$x = \frac{44 * 38.8}{207.2} = 8.3 \text{ кгCO}_2$$



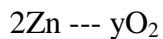
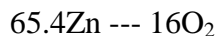
$$y = \frac{16 * 38.8}{207.2} = 3 \text{ кгO}_2$$

$$\text{PbCO}_3 = 38.8 + 8.3 + 3 = 50.1 \text{ кг}$$

3. Определить количество ZnCO₃:



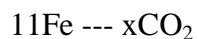
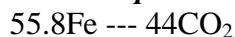
$$x = \frac{44 * 2}{65.4} = 1.4 \text{ кгCO}_2$$



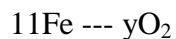
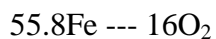
$$y = \frac{16 * 2}{65.4} = 0.5 \text{ кгO}_2$$

$$\text{ZnCO}_3 = 2 + 1.4 + 0.5 = 3.9 \text{ кг.}$$

4. Определить количество FeCO₃:



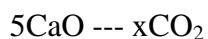
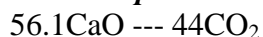
$$x = \frac{44 * 11}{55.8} = 8.7 \text{ кгCO}_2$$



$$y = \frac{16 * 11}{55.8} = 3.1 \text{ кгO}_2$$

$$\text{FeCO}_3 = 11 + 8.7 + 3.1 = 22.8 \text{ кг}$$

5. Определить количество CaCO₃:



$$x = \frac{44 * 5}{56.1} = 4 \text{ кгCO}_2$$

$$\text{CaCO}_3 = 5 + 4 = 9 \text{ кг}$$

6. Результаты расчета сводим в таблицу:

соединения	Pb	Zn	Fe	CaO	O ₂	S	CO ₂	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Прочие	всего
PbSO ₄	5,2	-	-	-	1,6	0,8	-	-	-	-	7,6
PbCO ₃	38,8	-	-	-	3	-	8,3	-	-	-	50,1
ZnCO ₃	-	2	-	-	0,5	-	1,4	-	-	-	3,9
FeCO ₃	-	-	11	-	3,1	-	8,7	-	-	-	22,8

CaCO₃	-	-	-	5	-	-	4	-	-	-	9
SiO₂	-	-	-	-	-	-	-	5	-	-	5
Al₂O₃	-	-	-	-	-	-	-	-	1	-	1
Прочие по разности	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,6	0,6
итого	44	2	11	5	8,2	0,8	22,4	5	1	0,6	100

Варианты для расчета сульфидного свинцового концентрата:

Вариант № 1

Химический состав концентрата: 60% Pb, 7,5% Fe, 3% Zn, 0,5% Cu, 16,5% S, 8,6% SiO₂, 0,4% Al₂O₃, 2,5% CaO, 0,5% MgO, 0,5% Sb.

Вариант № 2

Химический состав концентрата: 52% Pb, 7,3% Fe, 3,1% Zn, 0,7% Cu, 16,3% S, 14% SiO₂, 0,5% Al₂O₃, 2,4% CaO, 1,85% MgO, 1,85% Sb.

Вариант № 3

Химический состав концентрата: 54% Pb, 7,1% Fe, 3,2% Zn, 0,8% Cu, 16,1% S, 13,5% SiO₂, 0,4% Al₂O₃, 2,3% CaO, 1,3% MgO, 1,3% Sb.

Вариант № 4

Химический состав концентрата: 56% Pb, 6,9% Fe, 3,3% Zn, 1% Cu, 16% S, 13% SiO₂, 0,5% Al₂O₃, 2,2% CaO, 0,5% MgO, 0,6% Sb.

Вариант № 5

Химический состав концентрата: 58% Pb, 6,7% Fe, 3,4% Zn, 1,2% Cu, 13,8% S, 12,5% SiO₂, 0,4% Al₂O₃, 2,1% CaO, 0,8% MgO, 1,1% Sb.

Вариант № 6

Химический состав концентрата: 60% Pb, 6,5% Fe, 3,5% Zn, 1,1% Cu, 15,6% S, 10% SiO₂, 0,5% Al₂O₃, 2% CaO, 0,4% MgO, 0,4% Sb.

Вариант № 7

Химический состав концентрата: 62% Pb, 6,3% Fe, 3,6% Zn, 1% Cu, 15,4% S, 8,5% SiO₂, 0,4% Al₂O₃, 1,8% CaO, 0,5% MgO, 0,5% Sb.

Вариант № 8

Химический состав концентрата: 64% Pb, 6,1% Fe, 3,7% Zn, 0,5% Cu, 13,4% S, 9,5% SiO₂, 0,5% Al₂O₃, 1,6% CaO, 0,3% MgO, 0,4% Sb.

Вариант № 9

Химический состав концентрата: 70% Pb, 4,5% Fe, 3,8% Zn, 0,6% Cu, 15% S, 2,5% SiO₂, 0,4% Al₂O₃, 1,4% CaO, 0,8% MgO, 1% Sb.

Вариант № 10

Химический состав концентрата: 68% Pb, 4,3% Fe, 3,9% Zn, 0,9% Cu, 15,3% S, 4,9% SiO₂, 0,5% Al₂O₃, 1,2% CaO, 0,5% MgO, 0,5% Sb.

Вариант № 11

Химический состав концентрата: 66% Pb, 4% Fe, 4% Zn, 0,7% Cu, 15,9% S, 6,8% SiO₂, 0,4% Al₂O₃, 1,5% CaO, 0,3% MgO, 0,4% Sb.

Вариант № 12

Химический состав концентрата: 55% Pb, 5,8% Fe, 3,8% Zn, 0,8% Cu, 16% S, 16,5% SiO₂, 0,5% Al₂O₃, 0,8% CaO, 0,3% MgO, 0,5% Sb.

Вариант № 13

Химический состав концентрата: 65% Pb, 5,5% Fe, 3,6% Zn, 1,1% Cu, 15,3% S, 10,3% SiO₂, 0,5% Al₂O₃, 1,9% CaO, 0,4% MgO, 0,5% Sb.

Вариант № 14

Химический состав концентрата: 61% Pb, 5,3% Fe, 3,4% Zn, 1,2% Cu, 15,5% S, 10,3% SiO₂, 0,5% Al₂O₃, 1,9% CaO, 0,4% MgO, 0,5% Sb.

Вариант № 15

Химический состав концентрата: 67% Pb, 5,9% Fe, 3,2% Zn, 1,3% Cu, 15,1% S, 3,9% SiO₂, 0,4% Al₂O₃, 2,4% CaO, 0,5% MgO, 0,3% Sb.

Варианты для расчета окисленного свинцового концентрата:

Вариант № 1

Химический состав концентрата: 44%Pb, 2%Zn, 9%Fe, 0,5%S, 3%SiO₂, 0,5%Al₂O₃, 3%CaO.

Вариант № 2

Химический состав концентрата: 44,5%Pb, 2,5%Zn, 9,5%Fe, 0,6%S, 4%SiO₂, 1%Al₂O₃, 4%CaO.

Вариант № 3

Химический состав концентрата: 45%Pb, 3%Zn, 10%Fe, 0,7%S, 5%SiO₂, 1,5%Al₂O₃, 5%CaO.

Вариант № 4

Химический состав концентрата: 45,5%Pb, 3,5%Zn, 10,5%Fe, 0,8%S, 3%SiO₂, 0,5%Al₂O₃, 6%CaO.

Вариант № 5

Химический состав концентрата: 46%Pb, 4%Zn, 11%Fe, 0,9%S, 4%SiO₂, 1%Al₂O₃, 3%CaO.

Вариант № 6

Химический состав концентрата: 46,5%Pb, 2%Zn, 8,5%Fe, 1%S, 5%SiO₂, 1,5%Al₂O₃, 4%CaO.

Вариант № 7

Химический состав концентрата: 47%Pb, 2,5%Zn, 9%Fe, 0,5%S, 6%SiO₂, 0,5%Al₂O₃, 5%CaO.

Вариант № 8

Химический состав концентрата: 47,5%Pb, 3%Zn, 9,5%Fe, 0,6%S, 3%SiO₂, 1%Al₂O₃, 6%CaO.

Вариант № 9

Химический состав концентрата: 48%Pb, 3,5%Zn, 10%Fe, 0,7%S, 4%SiO₂, 1,5%Al₂O₃, 3%CaO.

Вариант № 10

Химический состав концентрата: 48,5%Pb, 4%Zn, 10,5%Fe, 0,8%S, 5%SiO₂, 0,5%Al₂O₃, 4%CaO.

Вариант № 11

Химический состав концентрата: 49%Pb, 2%Zn, 11%Fe, 0,9%S, 6%SiO₂, 1%Al₂O₃, 5%CaO.

Вариант № 12

Химический состав концентрата: 50%Pb, 2,5%Zn, 9,5%Fe, 1%S, 3%SiO₂, 1,5%Al₂O₃, 6%CaO.

Вариант № 13

Химический состав концентрата: 50,5 %Pb, 3%Zn, 9%Fe, 0,8%S, 4%SiO₂, 0,5%Al₂O₃, 3%CaO.

Вариант № 14

Химический состав концентрата: 51%Pb, 3,5%Zn, 10%Fe, 0,9%S, 5%SiO₂, 1%Al₂O₃, 4%CaO.

Вариант № 15

Химический состав концентрата: 51,5%Pb, 4%Zn, 10,5%Fe, 0,7%S, 6%SiO₂, 1,5%Al₂O₃, 5%CaO.

Учебно-методическое и информационное обеспечение

Обязательная литература

- Егоров В.Л. Обогащение полезных ископаемых. – М.: Недра.1986.
- Притыкин Д.П. Механическое оборудование заводов цветной металлургии. – М.: Металлургия, 1988.
- Ванюков А.В., Зайцев В.Я. Теория пирометаллургических процессов.- М.:Металлургия,1993.
- Ванюков А.В., Уткин Н.И. Комплексная переработка медного и никелевого сырья.- М.:Металлургия,1998
- Вольдман Г.М., Зеликман А.Н. Теория гидрометаллургических процессов.- М:Металлургия , -1993
- Борисоглебский Ю.В., Ветюков М.М., Москвитин В.И., Школьников С.Н. теория и технология электрометаллургических процессов.- М.:Металлургия,1994
- Мальшин В.М., Завадовская В.Н, Пампушко В.А. – Металлургия титана -М.: Металлургия – 1991
- Сергеев В.В., Галицкий Н.В., Киселёв В.П. - Металлургия титана - М.: Металлургия – 1971
- Минцис М.Я., Поляков П.В., Электрометаллургия алюминия. Новосибирск: Наука – 2001.
- Троицкий И.А., Железнов В.А., Металлургия алюминия М.: Металлургия – 1977.
- Уткин Н.И., Производство цветных металлов. М.: Интермет инжиниринг – 2000.
- Уткин Н.И. Металлургия цветных металлов(технология отрасли).- М.:Металлургия,1990
- Ветюков М.М., Цыплаков А.М., Школьников С.Н., Электрометаллургия алюминия и магния М.: Металлургия – 1987.
- Дробнис В.Ф., Гефтер С.Э., Технология и обслуживание анода алюминиевого электролизёра с верхним токоподводом. М.: Металлургия – 1966.
- Янко Э.А., Лозовой Ю.Д., Производство алюминия в электролизёрах с верхним токоподводом. М.: Металлургия – 1976.

Дополнительная литература:

- Гармата В.А., Петрунько А.Н., Галицкий Н.В. - Титан М.: Металлургия – 1983
- Гармата В.А., Гуляницкий Б.С., Крамник В.Ю. - Металлургия титана - М.: Металлургия – 1968
- Сушков А.И., Троицкий И.А., Металлургия алюминия М.: Металлургия – 1965.
- Справочник металлурга по цветным металлам. Производство алюминия. М.: Металлургия – 1971.
- Справочник металлурга по цветным металлам. - М.: Металлургия – 1971.
- Справочник по обогащению. – М.: Недра, 1983.
- Беляев А.И., Вольфсон Г.Е., Лазарев Г.И., Фирсанова Л.А., Получение чистого алюминия. М.: Металлургия – 1967.
- Мортен Сорлье, Харальд А. Ойя., пер. Поляков П.В Катоды в алюминиевом электролизе II издание. 1995.
- Журналы “Технико-экономический вестник” ОАО «РУСАЛ Красноярск» 2005-2010 г.г.
- Журнал “Цветные металлы”, 2007 – 2010 г.г.
- Нормативно – техническая и технологическая документация ОАО «РУСАЛ Красноярск»

- Видеофильм «Руды и минералы».

Интернет-ресурсы

- Цветные металлы <http://www.alfametal.ru/?id=dictionary&letter=%C1&idw=251>
- Алюминий <http://www.alfametal.ru/?id=newtek>
- Алюминий, глинозём <http://www.alfametal.ru/printen.php?id=g11>
- Титан http://www.alfametal.ru/?id=titan_resurs
- Магний <http://www.alfametal.ru/?id=magniy>