

Документ подписан простой электронной подписью
Информация о владельце:
ФИО: Игнатенко Виталий Иванович
Должность: Проректор по образовательной деятельности и молодежной политике
Дата подписания: 01.03.2021 07:44:15
Уникальный программный ключ:
a49ae343af5448d45d7e3e1e499659da8109ba78

Министерство науки и высшего образования РФ
ФГБОУВО «Норильский государственный
индустриальный институт»
Кафедра «Металлургия цветных металлов»

ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

*Методические указания
к лабораторному практикуму*

Норильск 2021

Обогащение руд цветных металлов: метод. указ. к лаб. практикуму / составитель Л.И. Рогова; Министерство науки и высшего образования РФ, Норильский гос. индустр. ин-т. – Норильск: НГИИ, 2021. – 52 с. – Библиогр.: с. 50. – Текст: непосредственный.

Предназначены для студентов дневной и заочной формы обучения в качестве пособия для выполнения лабораторных работ. Приведены необходимые формулы для расчетов, а также основные требования к оформлению полученных результатов. Лабораторный практикум соответствует программе данной дисциплины и предназначен для студентов очной формы обучения направления подготовки «Металлургия».

Рекомендованы для студентов направления подготовки «Горное дело», специализации «Подземная разработка рудных месторождений», «Маркшейдерское дело» при изучении дисциплины «Обогащение полезных ископаемых».

ВВЕДЕНИЕ

Методические указания к лабораторному практикуму по дисциплине «Обогащение руд цветных металлов» приобщает студентов к самостоятельной работе и развивает их творческую инициативу. Выполнение лабораторных работ помогает студентам лучше усваивать теоретический материал и прививает навыки инженерной работы.

Лабораторные работы выполняются в течение всего семестра, после теоретической проработки материала соответствующих разделов на лекциях.

Отчет по каждой лабораторной работе составляется каждым студентом индивидуально в соответствии с требованиями, указанными в настоящих методических указаниях.

Защита лабораторных работ осуществляется индивидуально перед каждой последующей работой.

Лабораторный практикум составлен с учетом объема времени, отводимого по учебному плану на лабораторные занятия по данной дисциплине. После проверки отчета преподавателем производится защита его студентом. При защите необходимо знать цель работы, теоретический материал, методику проведения работы, формулы, использованные для расчетов, физический смысл величин, входящий в формулы, и их значения, уметь объяснить полученные результаты.

Правила техники безопасности

Каждого студента допускают к выполнению лабораторных работ после ознакомления с правилами техники безопасности в лаборатории, записи в журнале о прохождении инструктажа и сдаче его преподавателю.

При выполнении работ следует соблюдать следующие правила безопасности:

- включать оборудование только после того, как получено разрешение преподавателя;
- запрещается испытывать на вкус используемые материалы и реактивы, высыпать (выливать) их в раковину;
- при проведении работ помещение лаборатории необходимо проветривать;
- в помещении лаборатории запрещается курить, принимать пищу;
- не допускается присутствие посторонних лиц в лаборатории;
- после работы необходимо поставить все материалы на место и убрать со столов и пола просыпанные вещества.

Лабораторная работа №1

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КРУПНОСТИ КУСКОВ РУДЫ

Цель: ознакомиться с различными способами определения среднего диаметра кусков руды.

Материалы и оборудование:

- линейка;
- руда;
- цилиндр на 500 мл;
- технические весы.

Теоретические сведения

В процессах обогащения руд используются различия в плотности, крупности и форме минералов, поэтому важно уметь определять эти характеристики для различных руд, подвергаемых обогащению.

Крупность минеральных частиц оценивается их линейным размером. При сферической форме куса линейный размер минеральной частицы соответствует диаметру шара d .

Только для куска правильной сферической формы один размер (диаметр) полностью определяет его крупность.

Исходная руда состоит из кусков (зёрен) различной крупности, имеющих неправильную форму. Неправильность формы вносит известную условность в определении крупности руды.

Крупность куска руды неправильной формы условно характеризуется средним диаметром d_{cp} , зависящим от его линейных размеров по трём взаимно перпендикулярным направлениям: длины l , ширины b и высоты h .

При определении среднего диаметра используют все размеры или только некоторые из них. За средний диаметр куска принимают:

- ширину параллелепипеда

$$d_{cp} = b; \tag{1.1}$$

- среднее арифметическое из длины и ширины

$$d_{cp} = \frac{l + b}{2}; \tag{1.2}$$

- среднее арифметическое из трех размеров

$$d_{cp} = \frac{l + b + n}{3}; \quad (1.3)$$

- среднее геометрическое из длины и ширины

$$d = \sqrt{l \cdot b}; \quad (1.4)$$

- среднее геометрическое из трёх размеров

$$d = \sqrt[3]{l \cdot b \cdot n}. \quad (1.5)$$

Приведенными формулами можно пользоваться для определения диаметра отдельных кусков руды неправильной формы. Формула для расчета выбирается от требуемой точности в зависимости от способа измерений и целей, для которых определяется диаметр куска.

Например, с помощью сита можно получить один размер куска. В этом случае можно воспользоваться формулой (1.1). С помощью микроскопа определяется два размера, поэтому можно воспользоваться формулами (1.2) и (1.4). Для крупных кусков руды можно воспользоваться формулами (1.3) и (1.5).

Данные, полученные по формулам (1.1–1.5), сильно расходятся. Для получения более точных результатов: если кусочек руды имеет неправильную форму, то его линейный размер оценивается «эквивалентным диаметром» $d_{\text{э}}$. Эквивалентный диаметр равен диаметру шара, эквивалентному ему по объему:

$$d_{\text{ш}} = d_{\text{э}}. \quad (1.6)$$

Эквивалентный диаметр куска неправильной формы можно рассчитать по массе или по объему куска руды.

Если известна масса куска руды, то по массе рассчитывают диаметр шара, объем которого равен объему куска руды. По найденной массе вычисляют эквивалентный диаметр, см,

$$d_{\text{э}} = 1,24 \sqrt[3]{\frac{m_{\text{к}}}{\delta_{\text{к}}}}, \quad (1.7)$$

где $m_{\text{к}}$ – масса куска руды, г; $\delta_{\text{к}}$ – плотность руды, г/см³.

Если известен объем куска руды, то, зная, что объем шара равен $V = \pi d^3/6$, можно найти эквивалентный диаметр:

$$d_s = \sqrt[3]{\frac{6V_{\text{зерна}}}{\pi}} = 1,24 \cdot V_{\kappa}^{\frac{1}{3}}, \quad (1.8)$$

где V_{κ} – объем кусочка руды.

Если необходимо, то для куска руды по известным массе и объему можно рассчитать плотность руды.

Плотность руды δ – отношение массы частицы m к ее объему V , кг/м³,

$$\delta = m / V. \quad (1.9)$$

Форма частиц оценивается коэффициентом формы, который еще называют коэффициентом сферичности ω . Ориентировочные значения коэффициентов формы частиц приведены в табл. 1.1.

Коэффициент сферичности – величина безразмерная и находится как отношение поверхностей шара $S_{ш}$ и зерна S неправильной формы одного объема:

$$\omega = S_{ш}/S = \pi d_s^2/S; \quad (1.10)$$

где πd_s^2 – площадь поверхности эквивалентного шара, м²; S – истинная площадь поверхности частицы, м².

Отсюда поверхность зерна неправильной формы

$$S = 4,835 V^{2/3} = 4,835 (m/\delta)^{2/3}. \quad (1.11)$$

Таблица 1.1

Ориентировочные значения коэффициентов формы частиц руды

Форма частицы	Коэффициент сферичности
Шарообразная	1
Округлая, окатанная	0,8–0,9
Угловатая	0,7–0,8
Продолговатая	0,7–0,6
Пластинчатая, игольчатая	0,6–0,2

Порядок проведения работы

Из пробы руды необходимо отобрать три куска руды и замерить их длину, ширину и высоту. Результаты замеров занести в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Результаты замера кусков руды

№ образцов	Размеры, мм		
	Длина	Ширина	Высота
1			
2			
3			

По данным табл. 1.2 вычислить по формулам (1.1)–(1.5) средний диаметр кусков руды. Результаты расчетов занести в табл. 1.3.

Таблица 1.3

Значения среднего диаметра кусков руды по различным формулам

№ образцов	Значение среднего диаметра по формулам				
	1.1	1.2	1.3	1.4	1.5
1					
2					
3					

Далее необходимо определить эквивалентный диаметр одного из кусков руды.

Определение эквивалентного диаметра производится одним из двух методов:

- 1) весовым (если точно известна плотность руды);
- 2) объемным (если плотность куска руды не известна).

По первому методу (более точному) кусок руды взвешивают на аналитических весах (с точностью до 0,1 г) и по найденной массе вычисляют по формуле (1.7) эквивалентный диаметр.

По второму способу первоначально определяют объем куска руды. Для этого используют мерный цилиндр с ценой деления не более 0,25 мл. Опуская частицу руды в цилиндр с водой, следует легкими постукиваниями по стенкам удалить пузырьки воздуха с поверхности куска руды. Зная объем кусочка руды, вычисляют по формуле (1.8) эквивалентный диаметр. Этим способом нельзя определить

эквивалентный диаметр гигроскопичных, растворимых в воде, сильнопористых зерен и мало прочных агрегатов.

После определения диаметра кусков руды необходимо рассчитать погрешность результатов определения диаметра куска, определенных по формулам (1.1)–(1.5) по формуле:

$$\Pi = \left| \frac{d_s - d_{cp}}{d_s} \right| \cdot 100 \% \quad (1.12)$$

Рассчитать коэффициент сферичности ω кусков руды по формуле (1.10).

Сделать вывод о точности каждого из методов определения среднего диаметра куска руды и об ориентировочной форме кусков руды.

Контрольные вопросы

1. Какими размерами определяется крупность зёрен при визуальном его изучении?
2. Чем вызвана необходимость в определении среднего диаметра куска руды?
3. Понятие эквивалентного диаметра.
4. Понятие коэффициента сферичности.
5. Как можно определить плотность руды?

Лабораторная работа №2 **ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССОВ ДРОБЛЕНИЯ**

Цель: ознакомиться с конструкцией и работой щековой дробилки.

Материалы и оборудование:

- лабораторная щековая дробилка;
- линейка;
- руда;
- технические весы.

Теоретические сведения

Подготовку руды к обогащению осуществляют с помощью дробильного оборудования.

Поступающие на обогатительные фабрики горные породы представляют собой куски различной крупности

200–300 мм с рудников и до 1500 мм с карьеров. В процессе дробления можно получить куски размером 10 × 20 мм.

В руде минералы тесно срослись друг с другом в монолитную массу. Для вскрытия минералов и отделения их друг от друга руду необходимо раздробить. При механическом воздействии на руду разрушается сцепление между кристаллами и зёрнами в куске, что приводит к разрушению руды (рис. 2.1).

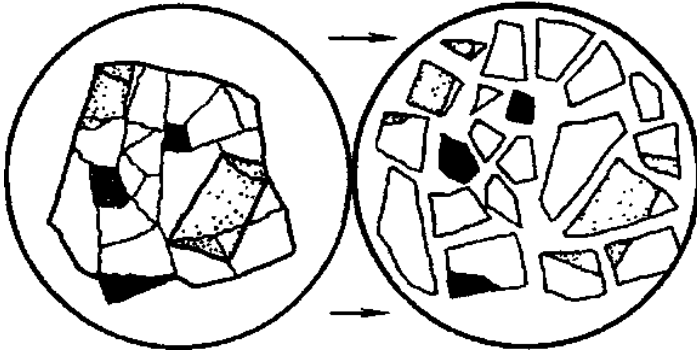


Рис. 2.1. Схема разрушения кусочка руды при измельчении:
а - до измельчения; б - после измельчения

Уменьшение размеров кусков руды осуществляется дроблением и измельчением.

Дробление – процесс уменьшения размеров кусков материала путем разрушения их действием внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления, которые связывают между собой частицы твердого вещества. Выбор способа дробления зависит от физических свойств полезного ископаемого и крупности исходного материала. Для очень твердых материалов наиболее рационален удар или раздавливание, для вязких – раздавливание или удар в соединении с истиранием, хрупкие материалы дробят способом раскалывания. Для крупного дробления чаще всего применяют *раздавливание* и *раскалывание*, тонкое измельчение осуществляется главным образом *ударом* и *истиранием*. Наиболее простым и дешевым способом дробления является раздавливание, наиболее дорогим – истирание, связанное с большим расходом энергии и материалов (рис. 2.2).

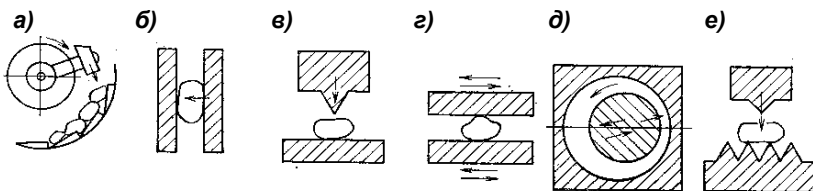


Рис. 2.2. Способы дробления: а – удар; б –раздавливание; в – раскалывание; г – истирание; д – раздавливание в сочетании с истиранием и изгибом; е –раскалывание в сочетании с изгибом

Основными технологическими показателями процесса дробления и измельчения являются степень и эффективность дробления или измельчения.

Под *степенью дробления* (измельчения) i понимают отношение размера максимальных кусков D_{\max} до дробления к размеру максимальных кусков d_{\max} после дробления:

$$i = D_{\max} / d_{\max}. \quad (2.1)$$

Определение значений D и d см. в лабораторной работе №1. Обычно степень дробления одной дробилки не превышает 6–8.

Эффективность дробления \mathcal{E}_d характеризуется количеством дробленой руды, получаемой при затрате 1 квт·ч электроэнергии, т/квт·ч,

$$\mathcal{E}_d = Q / E, \quad (2.2)$$

где Q – производительность дробилки, т/ч; E – энергия, затрачиваемая на дробление, квт·ч.

Обратная величина – квт·ч на 1 т дробленого продукта – представляет собой *удельный расход энергии* E_{y_d} , квт·ч/т,

$$E_{y_d} = E / Q. \quad (2.3)$$

На дробление и измельчение расходуется около половины энергии, потребляемой при обогащении минерального сырья. Поэтому существует правило – не дробить ничего лишнего.

Дробление осуществляется в несколько стадий (*крупное, среднее, мелкое* дробление), путём последовательного уменьшения размеров кусков руды.

Благодаря стадийному построению схем дробления и грохочения можно добиться минимального переизмельчения материала.

При *крупном* дроблении размер кусков доводят до 500–200 мм; при *среднем* дроблении – до 150–80 мм; при *мелком* дроблении – до 25 мм и меньше. Как видно, границы между крупным, средним и мелким дроблением условны.

Выбор метода дробления, а следовательно, и типа дробилки зависит:

- от физических свойств материала, подлежащего дроблению;
- его начальной крупности;
- требуемой крупности продукта.

Плотность медно-никелевых сульфидных руд НПР разного минерального состава колеблется от 4,2 до 4,5 т/м³; влажность – 3,5–5,0%; твердость (по шкале Протодяконова) – 8–10; плотность сульфидов – 4,0–5,0 т/м³; нерудных минералов – 2,5–3,2 т/м³; твердость нерудных минералов – 14–16.

На обогатительных фабриках НПР для твердых медно-никелевых сульфидных руд применяют для *крупного* дробления *щечовые* дробилки с простым качанием подвижной щеки (ЩДП) и конусные дробилки с *подвесным валом* (ККД, КРД), для *среднего* и *мелкого* дробления – конусные дробилки с *консольным валом*.

В *щечовых* дробилках (рис. 2.3) две плиты, между которыми происходит дробление материала, принято называть щеками, откуда и произошло название дробилки. Щеки футеруются съемными стальными плитами с рифленной поверхностью. Одна щека неподвижная и является частью рамы дробилки, вторая щека подвешена шарнирно на оси и может покачиваться относительно нее на некоторый угол.

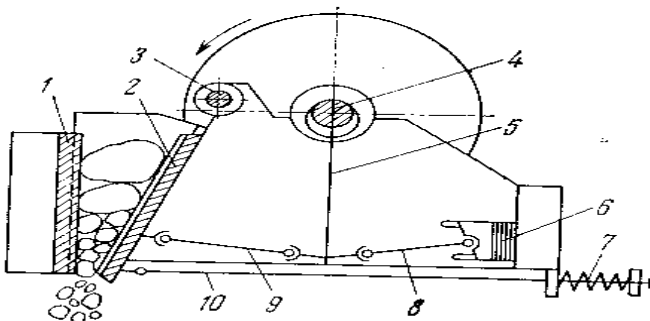


Рис. 2.3. Схематическое изображение щековой дробилки с простым движением щеки: 1 - неподвижная щека; 2 - подвижная щека; 3 - ось подвески щеки; 4 - эксцентриковый вал; 5 - шатун; 6 - механизм изменения ширины выпускной щели; 7 - пружина; 8, 9 - распорные плиты; 10 - штанга

Подвешенная на оси подвижная щека получает движение от коленчатого (эксцентрикового) вала, на эксцентрик которого свободно висит вертикальный шатун. В нижнюю часть шатуна с обеих сторон упираются распорные плиты, закрепленные противоположными концами – одна в подвижную щеку, вторая – в гнездо упора задней стенки станины.

Для изменения ширины разгрузочной щели дробилки упор передвигают и закрепляют винтом. К подвижной щеке прикреплена штанга с пружиной, оттягивающая щеку при обратном ходе.

При вращении эксцентрикового вала нижний конец шатуна движется вниз и вверх. При движении шатуна вверх одна из распорных плит давит на подвижную щеку, приближая ее к неподвижной. В этот момент происходит раздавливание материала, расположенного между щеками. При движении шатуна вниз подвижная щека отходит от неподвижной, образуя щель. Этот цикл работы, равный по времени первому, характеризуется разгрузкой раздавленного материала.

Щековые дробилки относятся к машинам периодического действия. Период разгрузки дробленого материала, т.е. когда подвижная щека отходит от неподвижной, считают

холостым ходом. Материал в пространстве между щеками дробится способами *сжатия, изгиба и раскалывания*.

Конусные дробилки делят на два основных типа:

1) с подвесным валом (для крупного дробления) ККД, КРД;

2) с консольным валом (для среднего и мелкого дробления) КСД, КМД.

Дробящим органом *конусной* дробилки является подвижный конус, помещенный внутри неподвижного конуса (чаши). Дробление материала производится в кольцевом рабочем пространстве между двумя эксцентрически расположенными усеченными конусами: неподвижным и подвижным (дробящим).

В *конусных дробилках крупного дробления* (рис. 2.4, а) на подвешенный вал наглухо насажен подвижный дробящий конус. Нижний конец вала вставлен в эксцентриковый стакан, к которому прикреплена большая коническая шестерня, сцепляемая с малой шестерней, насаженной на горизонтальный вал, приводимый во вращение от электродвигателя.

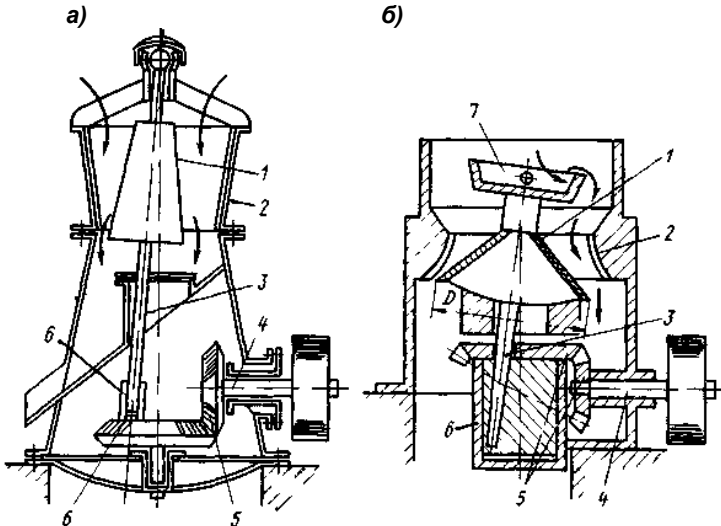


Рис. 2.4. Схема работы и устройство конусных дробилок: а - с подвесным валом (ККД); б - с консольным валом, опирающимся на шаровой подшипник (КСД и КМД): 1 - подвижный дробящий конус; 2 - неподвижный конус; 3 - вал дробилки; 4 - приводной вал; 5 - зубчатая пара; 6 - эксцентриковый стакан; 7 - распределительная тарелка

При вращении вала дробящий конус совершает колебания, при которых расстояние между ним и неподвижным конусом попеременно уменьшается и увеличивается, что приводит к дроблению и разгрузке материала. Ширина выходной щели у дробилок КРД регулируется механическим подъемом дробящего конуса или гидравлическим устройством, передачей давления масла на нижнюю часть вала. Измеряется ширина щели при раскрытых профилях конусов.

Размеры конусных дробилок для крупного дробления принято характеризовать шириной загрузочного B и разгрузочного b отверстий (при максимальном удалении образующей подвижного конуса от образующей неподвижного). Например, ККД-1200/150.

Производительность конусной дробилки для крупного дробления, как и у щековых дробилок, зависит в первую очередь от ее размера и, соответственно, потребляемой мощности. У равных по размеру дробилок производительность зависит от частоты качаний конуса и крупности дробленого материала. Чем мельче продукт дробления, при той же крупности загружаемых в дробилку кусков, тем меньше ее производительность.

Производительность Q конусной дробилки для крупного дробления можно определить по формуле, т/ч,

$$Q = Q_k \cdot k_{др} \cdot k_0 \cdot k_{кр}, \quad (2.4)$$

где Q_k – производительность дробилки, зависящая от ее размера и принимаемая по каталогу, т/ч; $k_{др}$ – поправочный коэффициент на дробимость руды; k_0 – поправочный коэффициент на насыпную плотность; $k_{кр}$ – поправочный коэффициент на крупность руды.

Дробилки для среднего и мелкого дробления более быстроходны, чем дробилки для крупного дробления.

Наиболее характерной особенностью дробилок для среднего и мелкого дробления является пологая форма дробящих конусов. Если подвижный дробящий конус у дробилок для крупного дробления имеет при вершине угол, равный 20–30°, то у дробилок для среднего и мелкого дробления он равен 80–100° (рис. 2.5).

При сходстве конструкций дробилок среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления последние отличаются большей

длиной параллельной зоны между подвижным и неподвижным конусами и меньшим размером выходной щели.

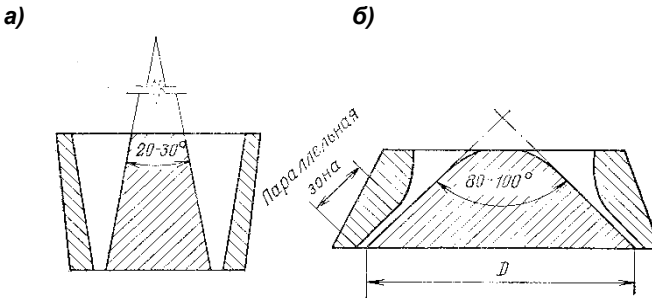


Рис. 2.5. Профили рабочего пространства конусной дробилки крупного дробления (а) и дробилки среднего и мелкого дробления (б)

Размер конусных дробилок для среднего и мелкого дробления характеризуется диаметром нижнего основания подвижного конуса (например, КСД-2200).

Основные параметры режима конусных дробилок:

- *угол захвата* (угол между внутренней поверхностью наружной неподвижной конической чаши и внешней поверхностью подвижного конуса);
- частота вращения эксцентрикового стакана;
- мощность электродвигателя;
- производительность;
- степень дробления (максимальная равна 8, чаще равна от 3 до 4).

В отличие от щековых дробилок работа конусных дробилок происходит непрерывно, так как в любой момент некоторая часть поверхности конусов, сближаясь, производит дробление материала. Непрерывная работа способствует равномерной нагрузке на механизм дробилок и электродвигатели их приводов.

По сравнению с щековыми дробилками конусные обладают такими *преимуществами*, как высокая производительность, спокойная работа, отсутствие маховиков и полное уравнивание вращающихся масс, более высокая степень дробления и равномерная крупность дробленых кусков. *Недостатками конусных дробилок* являются сложность конструкции, большая высота, что удорожает

изготовление и ремонт дробилки, непригодность для вязких и глинистых материалов.

Порядок проведения работы

Ознакомиться с конструкцией щековой дробилки с простым качанием подвижной щеки, сняв технические характеристики аппарата, представить их в виде табл. 2.1.

Основные параметры, характеризующие щековую дробилку:

- размеры приемного отверстия (B – ширина, L – длина);
- угол захвата α – угол между щеками (на практике угол захвата $\alpha = 15\text{--}20^\circ$);
- ход подвижной щеки S ;
- частота вращения рабочего вала;
- производительность;
- потребляемая мощность электродвигателя.

Максимальный размер наибольшего куска, загружаемого в дробилку, должен быть на 15–20% меньше ширины приемного отверстия.

Крупность дробленого материала зависит от ширины разгрузочного отверстия b , определяемой по формуле

$$b = b_0 + S, \quad (2.5)$$

где b_0 – минимальный размер разгрузочной щели, когда плиты сомкнуты (рабочее положение щек).

Угол захвата определяется по формуле

$$\alpha = \arctg(B - b_0/H), \quad (2.6)$$

где B – ширина разгрузочного отверстия, см; b_0 – минимальное положение рабочей щеки, см; H – высота рабочего пространства, см.

Теоретическое число качений щеки (частота вращения вала) определяется по формуле

$$n_t = 400/\sqrt{S}, \quad (2.7)$$

где n_t – теоретическое число качаний щеки, мин.; S – ход щеки дробилки, см.

Практически принимают число качений вала на 5–10% меньше теоретического значения, т.к. при расчетах не было учтено трение кусков руды друг о друга.

Производительность (теоретическую) Q щековой дробилки можно рассчитать по эмпирической формуле, т/ч,

$$Q = 0,1 A \cdot b_{\max}, \quad (2.8)$$

где A – длина разгрузочной щели, см; b_{\max} – максимальная ширина разгрузочной щели, см.

Пример. Для щековой дробилки ЩДП = 15×21 (15×21 – размеры загрузочного отверстия): $A = 210$ см; $b_{\max} = 22,5$ см производительность равна:

$$Q = 0,1 \cdot 210 \cdot 22,5 = 472,5 \text{ т/ч.}$$

Действительную производительность дробилки можно определить, зная время t , за которое была пропущена навеска руды q , кг/ч,

$$Q_d = q/t. \quad (2.9)$$

Проведенные расчеты сводим в табл. 2.1.

Максимальная ширина разгрузочной щели дробилки определяется после дробления по размеру наибольшего кусочка руды, полученного при дроблении.

После расчета характеристик основных размеров щековой дробилки и взвешивания руды, направляемой на дробление, преподаватель включает дробилку (рис. 2.2). Студенты засекают время, затраченное на дробление руды. Завершение процесса дробления определяют по прекращению высыпания материала в лоток через разгрузочное отверстие дробилки.

Таблица 2.1

Характеристика основных размеров щековой дробилки

Размеры загрузочного отверстия, см		Максимальный размер наибольшего куска, загружаемого в дробилку, см	Высота рабочего пространства, см	Минимальное положение рабочей щели, см	Длина разгрузочной щели, см	Максимальная ширина разгрузочной щели, см
B	L					

После дробления руды необходимо рассчитать технические характеристики щековой дробилки (табл. 2.2).

Таблица 2.2

Технические характеристики щековой дробилки

Ход щеки, см	Угол захвата дробилки	Число качаний щеки, мин.		Степень дробления	Производительность, кг/ч	
		Теоретическое	Практическое		Теоретическая	Практическая

При выполнении работы необходимо соблюдать следующие правила техники безопасности:

1. Не проводить измерение размеров дробилки, если она включена.
2. Не включать дробилку, не убедившись сначала в том, что она исправна, и руда в неё загружена.
3. Во время работы дробилки не подходить к ней близко и не открывать загрузочное отверстие.
4. Не дотрагиваться до движущихся частей дробилки.

Контрольные вопросы

1. Способы разрушения руды.
2. На какие стадии дробления подразделяется процесс дробления?
3. Для чего производится стадийное дробление материала?
4. Конструкция щековой дробилки с простым качанием щеки и принцип её работы.
5. Основные технологические характеристики щековой дробилки.
6. Как влияет увеличение угла захвата на производительность щековой дробилки и степень дробления?
7. Почему щековые дробилки не применяют для крупного дробления твёрдых руд?
8. Конструкция конусной дробилки и принцип её работы.
9. Преимущества конусной дробилки перед щековой.
10. Отличие конусных дробилок крупного дробления от конусных дробилок для среднего и мелкого дробления.

Лабораторная работа №3

СОСТАВЛЕНИЕ СХЕМЫ СОКРАЩЕНИЯ И РАЗДЕЛЕНИЯ ПРОБЫ РУДЫ

Цель: ознакомиться со способами перемешивания и сокращения проб для материалов различной крупности и составить схему сокращения начальной средней пробы руд до пробы весом 50–1000 г.

Материалы и оборудование:

- руда;
- шпатель;
- клеёнка или брезент;
- лопатка или ложка;
- технические весы.

Теоретические сведения

С целью оперативного руководства технологическим процессом, составления технологического и товарного баланса металлов, определения эффективности работы отдельных циклов обогащения и основного оборудования на обогатительной фабрике производится опробирование руд и продуктов обогащения.

Для изучения химического и минералогического состава руды отбирают среднюю пробу, т.е. небольшую часть материала, обладающую свойствами всей массы опробуемого продукта.

Совокупность операций отбора, обработки и исследования проб называется **опробированием**.

Минимальный вес средней пробы зависит от крупности кусков, размера вкрапленности полезных минералов, их содержания, равномерности распределения и требуемой точности опробирования.

Чем равномернее и тоньше вкрапленность минералов, тем однороднее масса руды и меньше может быть вес отобранной пробы. Зависимость веса отбираемой пробы от размера кусков руды выражается формулой Чечотта:

$$Q = k \cdot d^2, \quad (3.1)$$

где Q – минимальный вес средней пробы, кг; d – диаметр максимального куска, мм; k – коэффициент, зависящий от качества руды и определяемый по табл. 3.1.

Таблица 3.1

Значение коэффициента k

Характер руды	k
Весьма однородная	0,05
С равномерным распределением минералов	0,1
Неравномерно вкрапленные:	
– мелковкрапленные	0,2
– вкрапленность средней крупности	0,4
– крупновкрапленные	0,8–1,0

Проба исходной руды, как правило, имеет большую массу и состоит из кусков большой крупности. Сокращение пробы без нарушения представительности возможно только после последовательного дробления и перемешивания.

Обычно обработка пробы состоит из нескольких стадий, а каждая стадия из трех операций: *дробления, перемешивания и сокращения*.

Например, необходимо отобрать пробу весом 100 г для химического анализа от бедной руды с равномерной вкрапленностью ценного компонента. Размер наибольшего куска в руде 200 мм. Для такой руды можно принять коэффициент $k = 0,1$, тогда минимальный вес средней пробы будет:

$$Q_1 = k \cdot d^2 = 0,1 \cdot 200^2 = 4000 \text{ кг.}$$

Затем надо сократить пробу до конечной массы (100 г) в строгом соответствии с формулой. Для этого надо дробить руду, например, до 50 мм. После дробления минимальный вес пробы будет:

$$Q_2 = k \cdot d_2^2 = 0,1 \cdot 50^2 = 250 \text{ кг.}$$

Это значит, что после дробления до 50 мм пробу можно сократить до 250 кг.

После следующей стадии дробления, например, до 10 мм, пробу можно довести до 10 кг, т.к.

$$Q_3 = k \cdot d_3^2 = 0,1 \cdot 10^2 = 10 \text{ кг и т.д.}$$

Таким образом, последовательным дроблением и сокращением масса первичной пробы доводится до конечной. Причём полностью сохраняется представительность пробы.

Порядок проведения работы

Перед каждым сокращением проба должна тщательно перемешиваться для усреднения материала по составу и крупности. В зависимости от крупности руды и её количества перемешивание осуществляется одним из перечисленных ниже способов.

Способ кольца и конуса применяется при крупности кусков 50–100 мм и сравнительно большом количестве руды. Он заключается в том, что пробу высыпают на пол или железный лист в виде конуса, причём руда насыпается на верхний конус со всех сторон для равномерного распределения её по поверхности. Затем доской, начиная с вершины, конус раздавливают в диск, после чего лопаткой (ложкой) из центра диска берут пробу и высыпают на некотором расстоянии от диска (10–15 см) с таким расчетом, чтобы диаметр образуемого кольца был примерно в два раза больше диаметра основного конуса. Таким образом, руда порция за порцией насыпается в виде кольца с тем, чтобы середина его была свободной от руды. После этого пробу ссыпают опять в конус, беря материал с наружной стороны кольца. Затем снова рассыпают материал в кольцо и постепенно перемешивают, начиная с основного конуса.

В зависимости от степени неоднородности пробы эту операцию повторяют до трёх раз.

Если перемешивание руды производится вдвоем, то оба должны двигаться в одном направлении на расстоянии, диаметрально противоположном друг другу. Ни в каком случае не допускается движение навстречу друг другу.

После перемешивания руды производится её сокращение методом квартования.

Способ перемешивания перекачиванием применяется для проб весом не более 20–25 кг, крупностью 25 мм и при отсутствии крупных кусков. Этот метод состоит в том, что пробу высыпают на клеёнку или брезент и, попере-

менно поднимая один угол клеёнки или брезента, приближают его к противоположному, перекатывая, а не перемешивая, материал. Многократное повторение этой операции позволяет хорошо перемешать пробу.

Способ просеивания применяется для небольших количеств мелкоизмельчённой руды. Материал просеивают через сито, размер отверстий которого в 2–3 раза больше максимальных кусков в пробе. Эту операцию повторяют 2–3 раза.

Для механического перемешивания применяются специально смесители, лабораторные мельницы, рифлёные делители.

Лабораторные мельницы применяются при малом весе пробы (до 1–2 кг). Если проба не предназначена для ситового анализа, то в мельницу, помимо пробы, загружается небольшое количество шаров, которые одновременно с перемешиванием разбивают комки.

Перемешивание длится 15–20 мин. Для перемешивания в лабораторных мельницах проба должна быть высушена, т.к. влажная проба прилипает к стенкам мельницы и перемешивание прекращается.

После того как проба тщательно перемешивается, её сокращают различными способами, в зависимости от крупности и количества материала.

Квартование чаще всего применяется после перемешивания пробы методом кольца и конуса, а также в лабораторных условиях при разделке небольших проб.

По этому методу образующийся после выравнивания конуса диск делят двумя взаимно перпендикулярными линиями (проведёнными доской или линейкой) на четыре равных сектора (*кварты*).

Руду двух противоположных секторов отбрасывают, а остальные две объединяют, опять перемешивают и сокращают таким же образом. Этот метод является довольно простым, но трудоемким и требует большой точности в выполнении.

Более совершенный способ – *сокращение струйчатым и рифлёным делителем* (для материала средней крупности). Он представляет собой металлическую коробочку с четным числом желобков одинакового размера,

направленных попеременно в противоположные стороны. Ширина желобков должна быть не менее чем в 3 раза больше максимального куска руды.

Руду равномерно высыпают по всей ширине делителя. Она проходит через желобки в два приемника. Получают две равные части пробы, из которых одну отбрасывают, а другую снова делят.

В лабораторных условиях чаще всего отбирают пробы *методом квартования*. Этот метод применим для небольших количеств мелкого материала (примерно 0,1 мм).

Хорошо перемешанный материал разравнивают тонким слоем и делят на равные квадраты. Из центра каждого квадрата вычерпывают шпателем порцию материала. Если отобранная проба будет больше необходимой, операцию повторяют.

Порядок выполнения работы

1. Рассчитать минимально необходимый вес пробы при заданной крупности материала и его свойствах.
2. Выбрать схему обработки пробы руды.
3. Провести сокращение массы руды.

Контрольные вопросы

1. Можно ли проводить несколько раз подряд сокращение, минуя перемешивание материала?
2. Что называется представительной пробой?
3. Как зависит минимальный вес пробы от её качества.
4. Какие существуют методы сокращения материала?

Лабораторная работа №4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА РУДЫ И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Цель: ознакомиться с различными способами определения гранулометрического состава руды или продуктов обогащения в зависимости от крупности исходного материала.

Материалы и оборудование:

- руда;
- набор сит в механическом встряхивателе;
- технические весы.

Теоретические сведения

Грохочением называется процесс разделения сыпучих материалов на классы крупности просеиванием через одно или несколько сит.

На обогатительных фабриках операции грохочения предназначены для получения зерна требуемой крупности при дроблении. Грохочение перед дроблением применяется для выделения из исходного материала продукта готовой крупности, после дробления – для контроля крупности дробленного продукта.

Грохочение используется в сочетании с дроблением (рис. 4.1):

- 1) предварительное (при дроблении в открытом цикле);
- 2) поверочное, или контрольное (при замыкании грохота на дробилку);
- 3) совмещенное – предварительное и контрольное (при замыкании дробилки на грохот).

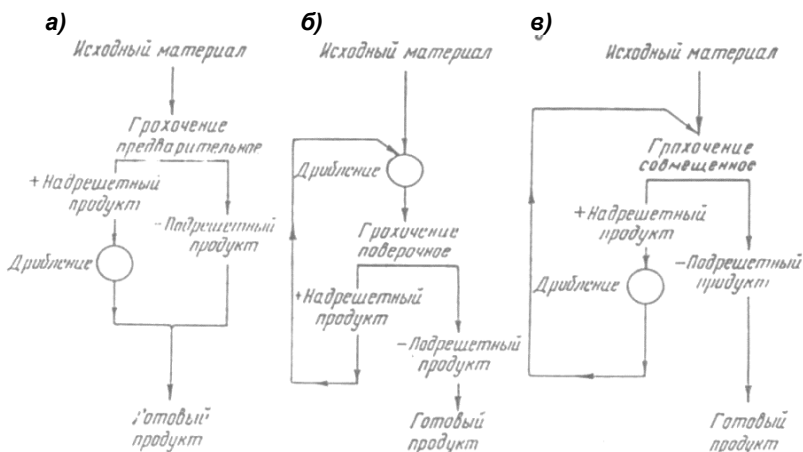


Рис. 4.1. Грохочение в сочетании с дроблением: а – предварительное (при дроблении в открытом цикле); б – поверочное, или контрольное (при замыкании грохота на дробилку); в – совмещенное – предварительное и контрольное (при замыкании дробилки на грохот)

Машины, на которых крепятся просеивающие поверхности, и которые придают ситам определенное движение, называются *грохотами*.

Для грохочения крупного материала иногда применяют решетки, собранные из колосников различной формы или стержней, которые устанавливаются неподвижно с наклоном, достаточным для свободного скольжения по ним материала. Эффективность грохочения на колосниковых решетках не превышает 50–60%, поэтому для грохочения на фабриках применяют *подвижные грохоты*.

Основным классифицирующим признаком для грохотов является характер движения рабочего органа.

По характеру движения рабочего органа грохота – короба, или способу перемещения материала грохоты, установленные на фабриках НПР, относятся к группе вибрационных. Вибрационный грохот отличается отсутствием жесткой связи короба с источником вибраций. Корпус грохота подвешен на специальных подвесках или опирается на рессоры или пружины (рис. 4.2).

Вибрационные грохоты по характеру движения просеивающей поверхности делятся на грохоты с круговыми вибрациями (инерционные и самоцентрирующиеся) и с прямолинейными вибрациями (самобалансные).

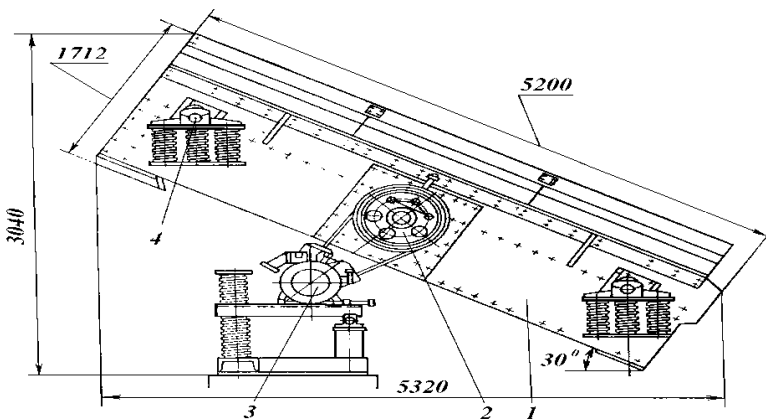


Рис. 4.2. Грохот ГИТ-71Н: 1 - короб; 2 - вибратор; 3 - двигатель; 4 - опора

Всякий грохот имеет одну или несколько рабочих (просеивающих) поверхностей – сит, установленных в одном или нескольких коробах. В качестве просеивающей

поверхности используются колосниковые решетки и полиуретановые сита фирм «Polydeck» и «Trellstep». Размеры грохота определяются крупностью материала, подвергаемого грохочению, и размером площади просеивающей поверхности, от которой зависит производительность грохота и эффективность грохочения.

Барабанные грохоты (рис. 4.3) имеют цилиндрическую, реже коническую и призматическую форму просеивающей поверхности, изготавливаемой из перфорированных стальных листов или сетки.

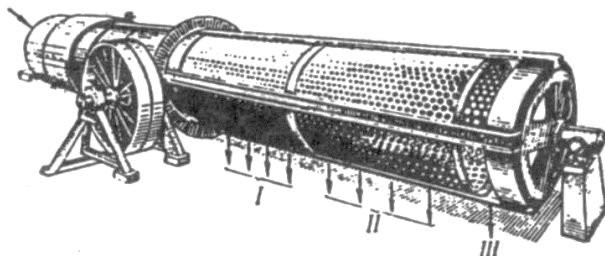


Рис. 4.3. Барабанный грохот: I-III - секции с различными отверстиями

При вращении барабана, устанавливаемого с небольшим наклоном ($2-3^\circ$), материал продвигается по внутренней поверхности, разделяясь на мелочь, проходящую через отверстия, и крупную часть, разгружаемую в конце. При этом в каждый данный момент работает только нижняя загруженная часть барабана (примерно 20% поверхности решетки), что предопределяет его низкую удельную производительность. Движение материала происходит спокойно, без встряхиваний, отверстия решетки легко забиваются, что является причиной низкой эффективности барабанного грохота.

Призматические барабанные грохоты называются *бутарами*. Барабанные грохоты, применяемые для промывки глинистых руд, называются промывочными или *скрубберами*. Внутри таких барабанов имеется рыхлящий набор из закрепленных полок и других приспособлений.

Определение крупности смеси кусков руды, состоящей из зёрен различных размеров и неправильной формы, необходимо для выделения необходимого класса крупно-

сти, пригодного для дальнейшего обогащения, а также чтобы оценить эффективность работы дробилки. *Гранулометрический состав* руды определяют различными методами анализа:

- *ситовым* – рассевом на ситах на классы крупности для материала крупнее 0,04 мм;
- *седиментационным* – разделением материала на фракции по скорости падения частиц в жидкой среде для материала крупностью от 50 мкм до 5 мкм;
- *микроскопическим* – разделение частиц под микроскопом для материала крупностью от 50 мкм до десятых долей микрона.

Для контроля процессов дробления, измельчения и грохочения гранулометрический состав руды чаще всего определяется с помощью ситового анализа.

Ситовому анализу подвергается средняя проба руды.

Ситовой анализ состоит в том, что определенное количество материала рассеивают на нескольких ситах с разными по размеру отверстиями. В результате отсева материала получается ряд фракций, каждая из которых называется «классом». Чем больше классов, на которые распределяется материал, тем точнее характеристика распределения частиц по крупности. Наиболее рациональна последовательность отсева от крупного класса к мелкому.

Масса пробы для ситового анализа зависит от размера наибольших частиц материала. Минимальная масса пробы для проведения ситового анализа зависит от размера зерен материала.

Таблица 4.1

Зависимость минимальной массы пробы для проведения ситового анализа от размера зерен материала

Размер наибольших частиц, мм	0,1	0,3	0,5	1	3	10	20
Минимальная масса пробы, кг	0,025	0,05	0,1	0,2	0,5	25	20

При анализе крупного материала требуются сравнительно большие пробы. Операция просеивания, как правило, производится ручным способом. При ситовом анализе мелкого материала рекомендуется пользоваться механическими встряхивателями. В этом случае для производства ситового анализа используется стандартный набор сит.

Последовательный ряд размеров отверстий сит, размер ячеек которых уменьшается последовательно в постоянном отношении, называется *шкалой классификации*.

Материал, не прошедший через отверстия сита, называют *надрешетным* продуктом, прошедший – *подрешетным*. В результате отсева на нескольких ситах материал разделяется на несколько частей, отличающихся крупностью кусков. Отдельные части материала, полученные при разделении на ситах, называются *классами крупности* и обозначаются двумя цифрами или одной цифрой со знаками (+) для надрешетного продукта и (–) для подрешетного. Цифры соответствуют размерам отверстий сит, на которых произведено деление материала.

В этом случае для производства ситового анализа используется стандартный набор сит, размер ячеек которых уменьшается последовательно в постоянном отношении. Это отношение диаметров отверстий двух смежных сит является постоянной величиной и называется *модулем* или *шкалой* данной системы сит. Существует несколько систем сит, в которых модуль сит равен:

$$\sqrt{2} = 1,414; \quad \sqrt[3]{2} = 1,26; \quad \sqrt[4]{2} = 1,189.$$

Наиболее широкое применение получила шкала сит с модулем 2 и $\sqrt{2} = 1,414$. За основание этой шкалы принят размер отверстий сита 0,074 мм.

Размер сит выражают в миллиметрах или по старой шкале меш. *Меш* – это количество отверстий, приходящихся на один линейный дюйм, или 25,4 мм (табл. 4.2).

Таблица 4.2

Отношение размера сит

Размер отверстий	мм	0,50	0,21	0,150	0,104	0,074	0,061	0,053	0,044
	меш	35	65	100	150	200	250	270	325

Продолжительность отсева должно быть 10–20 мин. При отсева материала крупнее 0,5 мм навеска увеличивается.

Для ситового анализа крупного материала используются нестандартные сита, изготовленные из листового железа или латуни с необходимой величиной отверстий, не имеющие постоянного модуля.

В результате ситового анализа получают несколько классов крупности. В каждом классе размер частиц ограничен размером отверстий двух смежных сит: сита, через которое прошли частицы данного класса, и сита, на котором они остались. Этими двумя размерами и характеризуются крупность данного класса. Например, имеем зерна, прошедшие через сито с отверстиями 6 мм и оставшиеся на сите с отверстиями 3 мм. При этом размер 6 мм является наименьшим, ограничивающим верхний предел крупности, а размер 3 мм – наибольшим из размеров отверстий последующих сит. Классы крупности обозначаются знаками «минус–плюс». В данном примере: «–6 +3 мм», т.е. в класс крупности вошли зерна, которые прошли через сито с отверстиями 6 мм и остались на сите с отверстиями 3 мм.

Для получения более точных результатов разделения тонкого материала ситовой анализ производится мокрым способом. Пробу засыпают на сито с отверстием наименьшего размера (обычно 0,074 мм) и отмывают от неё мельчайшие частицы слабой струёй воды или погружают сито в сосуд с водой. Промывку ведут до тех пор, пока вода не станет прозрачной. Материал, оставшийся на сите (+0,074 мм), высушивают, взвешивают и по разности весов определяют вес отмытого материала (–0,074 мм). Высушенный остаток рассеивают сухим способом на ситах, включая сито, на котором отмывается материал. Вес просева этого последнего сита прибавляют к полученному ранее весу отмытого материала.

Кроме класса крупности, выраженного в линейных мерах, данные ситового анализа характеризуются массой продукта данного класса, выраженной в процентах массы всего материала, который подвергался ситовому анализу. Этот показатель называется *выходом класса* и обозначается буквой γ .

Результаты ситового анализа заносят в таблицу, в которой указаны классы крупности и их выхода в весовых единицах и в процентах – частных и суммарных.

Частный выход – это вес одного класса, выраженный в процентах от общего веса анализируемой пробы.

Суммарный выход – это сумма выходов в процентах всех классов крупнее или мельче данного размера.

Различают суммарный выход по «плюсу» и по «минусу».

Суммарный выход по «плюсу» представляет собой выход всех классов крупнее отверстий данного сита, т.е. суммарный остаток материала на ситах, начиная с самых крупных.

Суммарный выход по «минусу» представляет собой сумму выходов всех классов мельче отверстий данного сита, т.е. суммарное количество данного материала в просеявшихся классах, начиная с самых мелких (по просеву).

В табл. 4.3 для примера приведена запись результатов ситового анализа.

Таблица 4.3

Результаты ситового анализа

Классы крупности, мм	Частный выход		Суммарный выход, %	
	г	%	по «плюсу»	по «минусу»
-10 + 5,0	150	12	15	100
-5 + 2,5	200	20	35	85
-2,5 + 1,0	300	30	65	65
-1,0 + 0,4	150	15	80	35
-0,4 + 0	200	20	100	20
Итого	1000	100		

Гранулометрический состав руды изображается графически в виде кривых – *характеристик крупности*, которые строят по данным ситового анализа в прямоугольной системе координат.

На оси абсцисс откладывают размер отверстий сит d или диаметр зёрен, мм, на оси ординат – суммарный выход каждого класса, %.

На рис. 4.4 представлены суммарные характеристики крупности для материала различного гранулометрического состава.

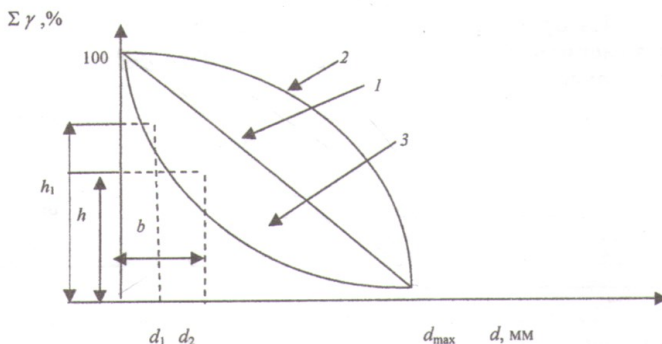


Рис. 4.4. Суммарные характеристики крупности

Ордината h соответствует абсциссе b и показывает количество материала, крупность зёрен которого больше размера отверстия данного сита ($+d_2$), ордината $100 - h$ соответствует содержанию материала, прошедшего через отверстие данного сита ($-d_2$).

Разность каких-либо двух ординат, например $h_1 - h$, соответствует количеству материала крупностью $-d_2 + d_1$. Прямолинейная форма характеристики 1 (см. рис. 4.4) указывает на равномерное распределение в материале зёрен различной крупности. Выпуклая характеристика 2 свидетельствует о преобладании в материале крупных зёрен. Вогнутая характеристика 3 указывает на большое количество мелких зёрен.

Преимущество суммарных характеристик перед частными характеристиками состоит в следующем: по кривой суммарной характеристики можно определить выход любого класса крупности. По частной характеристике такого определения сделать нельзя, так как по ней точно определяется только выход классов, полученных при ситовом анализе.

Порядок выполнения работы

Ознакомьтесь со способами определения гранулометрического состава руды или продуктов обогащения в зависимости от крупности исходного материала.

Взвесить на весах пробу руды массой 1 кг и поместить её на верхнее сито механического встряхивателя.

Сита в механическом встряхивателе вставлены одно в другое таким образом, что размер отверстий уменьшается от верхнего к нижнему. Верхнее сито закрывают крышкой, нижнее – вставляют в поддон. Затем набор сит устанавливают на механический встряхиватель для производства рассева.

Произвести ситовой анализ исходной пробы руды.

По результатам ситового анализа исходной пробы руды построить суммарную характеристику и проанализировать характер кривой.

Контрольные вопросы

1. Способы определения гранулометрического состава руды разной крупности.
2. Понятие «модуль системы сит».
3. В каких единицах измерения выражается размер отверстий сита?
4. Понятие «плюсовая и минусовая фракция».
5. Понятие класса крупности и его обозначение.
6. О чем можно судить по обозначению класса крупности?
7. Наиболее распространенные модули сит.
8. Понятие «выход класса».
9. Суммарные характеристики крупности.
10. С какой целью проводится ситовой анализ руды или продуктов обогащения?

Лабораторная работа №5

ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В ВИБРАЦИОННОЙ МЕЛЬНИЦЕ ИНЕРЦИОННОГО ТИПА

Цель: исследовать влияние основных факторов на процесс измельчения; определить эффективность работы по измельчению руды.

Материалы и оборудование:

- механический встряхиватель и сита с крышкой и поддоном;
- исходная руда;
- технические весы;

- лабораторная вибрационная шаровая мельница инерционного типа с характеристиками:
 - диаметр барабана 300 мм;
 - длина барабана 200 мм;
 - вместительность барабана 14 дм³;
 - частота вращения 65 мин⁻¹;
 - мощность электродвигателя 0,7 кВт;
 - тип футеровки – гладкая;
 - диаметр шаров 13 мм;
 - масса шаров 13 кг;
 - коэффициент заполнения мельницы рудой 12%;
 - крупность руды 3 мм.

Теоретические сведения

Измельчение является обязательным подготовительным процессом при обогащении или гидрометаллургической переработке руд. Задача измельчения – достичь достаточно полного раскрытия зёрен минералов друг с другом и минералами пустой породы.

Измельчение отличается от дробления тем, что оно из-за мелкой дисперсности материала и его сильного пыления, как правило, проводится не в твердой, а в водной фазе (пульпе).

Конечная крупность материала после измельчения определяется крупностью вкрапленности минералов, то есть при измельчении надо максимально раскрыть зерна ценных минералов. Медно-никелевую руду НПР в конечном итоге измельчают до крупности –0,074 мм.

При обогащении руд применяют в основном мельницы: *шаровые* и *самоизмельчения*. Конструкционно такая мельница представляет собой горизонтально установленный барабан, в торцевой стенке которого закреплены пустотелые цапфы. Эти цапфы являются опорными узлами, через них производится загрузка и разгрузка мельниц.

При вращении барабана измельчающие тела, перекачиваясь и падая, воздействуют на измельчаемый материал *истиранием, раздавливанием и ударом*.

Измельчаемый материал с помощью питателя поступает в мельницу через одну из цапф, а разгружается через противоположную цапфу. Мельница получает вращение от

приводного механизма через зубчатое колесо (бандаж), закрепленное на кожухе. Внутренняя поверхность барабана мельницы футерована (выложена) съемными броневыми плитами.

При вращении мелющие тела под воздействием сил трения и центробежной силы прижимаются к поверхности цилиндра и поднимаются на некоторую высоту, а затем под действием сил тяжести падают или скатываются. При повышении частоты вращения может наступить такой момент, когда центробежные силы уравновешивают сила тяжести, и тогда мелющие тела движутся вместе с корпусом мельницы, не отрываясь от её поверхности. Такая частота вращения называется *критической*. Рабочая частота вращения мельницы не должна превышать критическую скорость вращения.

При небольшой частоте вращения мелющие тела скатываются параллельными слоями, и измельчение происходит раздавливанием и истиранием (*каскадный режим работы*). При увеличении частоты вращения наступает момент, когда основная масса мелющих тел свободно падает по траекториям, близким к параболическим, измельчение при этом происходит в результате удара (*водопадный режим работы*). Такой режим используют в основном для грубого измельчения.

Производительность мельницы пропорциональна расходу энергии на измельчение. С ростом степени заполнения мельницы дробящей средой увеличивается расход энергии на измельчение и достигает максимума при заполнении, равном 50%. Дальнейшее увеличение степени заполнения мельницы дробящей средой приводит к уменьшению расхода энергии и производительности мельницы. На обогатительных фабриках шаровые мельницы работают при степени заполнения их шарами от 40% до 50%.

По способу разгрузки (выпуску продуктов) различают:

- мельницы со свободной разгрузкой через полуо цапфу по принципу слива под давлением поступающей в мельницу руды; их называют *мельницами с центральной разгрузкой* МШЦ;

- мельницы с выходом готового продукта через решетку, установленную у разгрузочной цапфы; их называют *мельницами с решеткой МШР*.

В мельницах с решеткой разгрузка принудительная – пульпа проходит через решетку в пространство с радиальными ребрами, обращенными к торцевой крышке (рис. 5.1). Ребра делят пространство между решеткой и крышкой на секторные камеры, открытые в горловину, и действуют как лифтеры, поднимая пульпу до уровня горловины. Мельницы с решеткой выпускаются диаметром 0,9–6 м, длиной 0,9–8 м.

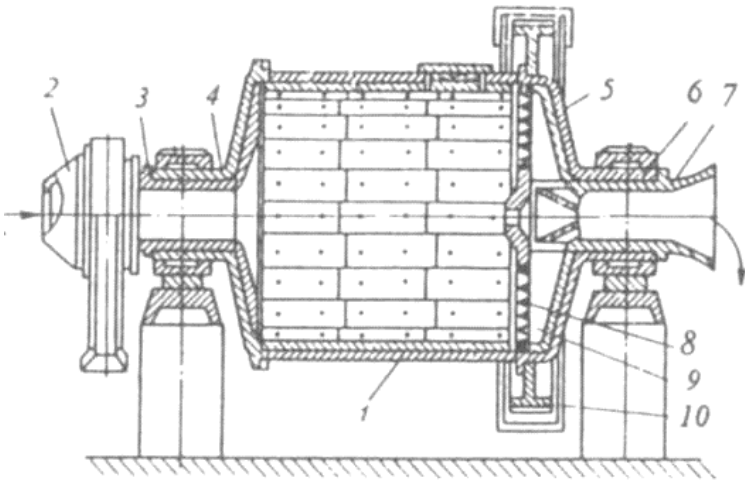


Рис. 5.1. Шаровая мельница с решеткой: 1 – барабан; 2 – питатель; 3 – фланец патрубка; 4 – загрузочная цапфа; 5 – торцевая крышка; 6 – разгрузочная цапфа; 7 – горловина; 8 – решётка; 9 – лифтеры; 10 – венцовая шестерня

Шаровые мельницы с *центральной разгрузкой* по конструкции аналогичны мельницам с решеткой и отличаются тем, что в них нет решетки. Разгрузка пульпы происходит путем свободного слива через отверстие в разгрузочной цапфе, диаметр которого несколько больше, чем загрузочной, чтобы создать необходимую для разгрузки разницу уровней пульпы у цапф. На внутренней поверхности разгрузочной цапфы нарезана обратная спираль для возвращения шаров, выкатившихся из барабана мельницы.

Сущность процесса рудного *самоизмельчения* – содержащиеся в руде крупные куски измельчают более мелкие и одновременно измельчаются сами.

В мельницу загружают куски до 500 мм, при этом исключается необходимость в мелком, среднем, а иногда и в крупном дроблении. Принципиальное отличие от других мельниц – большой диаметр барабана (до 11–13 м) при малой его длине (0,3–0,5 диаметра).

Самоизмельчение производится всухую в мельницах МСС «Аэрофол» (рис. 5.2) и в мокрую – в мельницах ММС «Каскад».

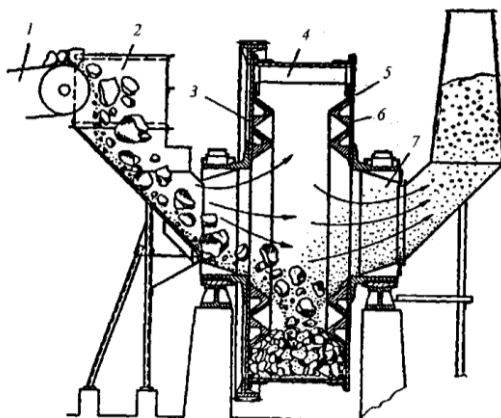


Рис. 5.2. Мельница «Аэрофол» для сухого самоизмельчения: 1 - конвейер; 2 - приемная воронка; 3 - торцевые крышки; 4 - балки-ребра; 5 - барабан; 6 - кольца; 7 - воздушный классификатор

Для подъема дробящей среды на большую высоту по внутренней поверхности барабана приварены пластины-лифтеры. Большой диаметр барабана обеспечивает необходимую силу удара кусков и увеличивает удельную производительность мельницы. Отбойные кольца на торцевых крышках направляют падающие куски руды в середину барабана. Измельченный продукт выносится через разгрузочную цапфу воздушным потоком, создаваемым вентилятором, и поступает в воздушный сепаратор, работающий в замкнутом цикле с мельницей.

Преимущества самоизмельчения:

- сокращаются расходы на операции дробления и измельчения;

- повышается степень раскрытия полезных минералов за счет преимущественного разрушения кусков руды по плоскостям спайности;

- уменьшается переизмельчение руды;

- увеличивается производительность труда.

Недостаток: высокий расход электроэнергии.

Полусамоизмелчение отличается от самоизмельчения тем, что в мельницу дополнительно загружают стальные шары большого диаметра (100–125 мм) в количестве 6–10% объема мельницы. Шары добавляют при недостатке крупных кусков в дробленной руде, а также для увеличения производительности мельницы.

В мельницах *вибрационного* типа вращательное движение барабана заменяется колебательным.

Вибрационные мельницы инерционного типа имеют следующее устройство (рис. 5.3): цилиндрический корпус 1 мельницы, загруженный на 80–90% объема мелющими телами (шарами) 2 и измельчаемым материалом, вращается на валу 3, снабжённом дебалансом. Дебаланс расположен эксцентрично относительно оси вращения мельницы, поэтому при вращении неуравновешенной массы вала с дебалансом (вибратора) возникают центробежные силы инерции, вызывающие вибрации корпуса мельницы.

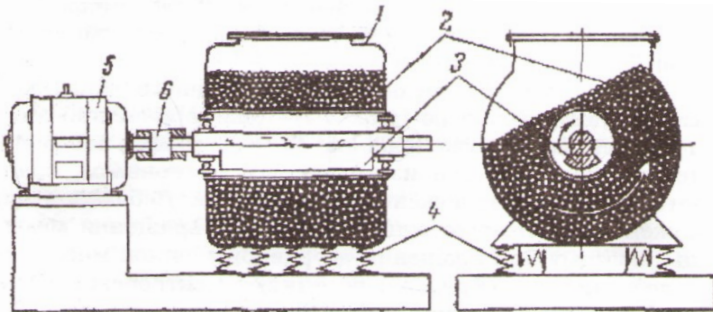


Рис. 5.3. Устройство вибрационной шаровой мельницы

При вращении корпус вместе с загруженным в него шарами и материалом совершает колебания в плоскости, перпендикулярной к оси вибратора, по траектории, близкой к круговой. Частота колебаний соответствует числу оборотов вала, которое изменяется в пределах 1000–3000 об/мин. при

амплитуде колебаний, не превышающей 2–4 мм. При этом мелющие тела вращаются в сторону, обратную направлению вращения вибратора, и одновременно сталкиваются, вращаются и скользят.

Для предотвращения передачи вибрации на пол помещения, где установлены мельница, и на электродвигатель 5 (см. рис. 5.3) корпус мельницы опирается на пружины 4 и деревянные подкладки, электродвигатель соединён с валом муфтой 6.

Вибрационные мельницы используются для сухого и мокрого помола, причем в последнем случае степень заполнения корпуса не превышает 0,75. Мельницы работают в периодическом и непрерывных режимах. Непрерывно действующие мельницы работают в замкнутом цикле с воздушным сепаратором.

В вибрационных мельницах целесообразно измельчать материалы с начальной крупностью не более 1–2 мм до конечной крупности – менее 60 мкм. При сверхтонком измельчении эффективность вибрационных мельниц в 5–30 раз превышает эффективность шаровых мельниц при значительно меньшем удельном расходе мощности.

В готовых продуктах (разгрузке мельницы) ситовым анализом определяют содержание класса, направляемого на обогащение, по нему вычисляют удельную производительность мельницы:

$$q_{71} = \frac{60 Q (\beta_{71} - \alpha_{71})}{Vt},$$

где Q – навеска пробы, кг; β_{71} и α_{71} – содержание класса, направляемого на флотацию, соответственно в продукте измельчения и в исходном материале, доли ед.; V – объем мельницы, дм^3 ; t – время измельчения, мин.

Порядок проведения работы

Сделать ситовой анализ исходной руды и определить в ней содержание класса –0,074 мм. Загрузить в барабан мельницы руду. Дробление производится всухую.

Изучить по заданию преподавателя влияние следующих факторов на крупность измельчения руды в мельнице:

- крупность питания;

- времени измельчения;
- степени заполнения мельницы шарами.

С помощью ситового анализа определить содержание класса $-0,074$ мм в продуктах измельчения.

Крупность питания. Измельчение ведётся в лабораторных шаровых мельницах. Время измельчения 15 мин. Крупность исходной руды приведена в табл. 5.1.

Таблица 5.1

Крупность исходной руды

$-1+0$ мм	$-2,5+0$ мм	$-5+0$ мм
-----------	-------------	-----------

Данные ситового анализа необходимо представить в виде табл. 5.2.

Таблица 5.2

Зависимость крупности измельчения от крупности исходной руды

Крупность питания, мм	Содержание класса $-0,074$ мм в исходном продукте, %	Выход класса $+0,074$ мм, г	Выход класса $-0,074$ мм	
			г	%
$-1+0$				
$-2,5+0$				
$-5,0+0$				

Затем строят график зависимости крупности измельчения от крупности исходной руды (рис. 5.4).

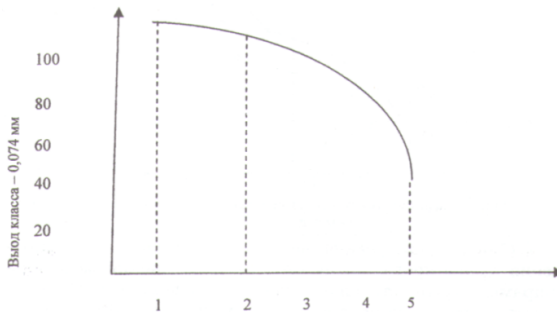


Рис. 5.4. Зависимость крупности измельчения от крупности исходной руды

Время измельчения. Измельчение ведётся в лабораторных шаровых мельницах. Навеска руды 200 г, крупность руды $-2,5+0$ мм. Время измельчения 5, 15, 30 мин.

Прежде чем приступить к измельчению, руду подвергают ситовому анализу с целью нахождения содержания

класса $-0,074$ мм в исходном материале. Измельчённый продукт трёх опытов также подвергают ситовому анализу на сите с размером отверстия $0,074$ мм. По данным ситового анализа составляют табл. 5.3.

Таблица 5.3

**Зависимость крупности измельчения
от времени измельчения**

Время измельчения, мин.	Содержание класса $-0,074$ мм в исходном продукте, %	Выход класса $+0,074$	Выход класса $-0,074$ мм	
			г	%
5				
15				
30				

Затем строят график зависимости крупности измельчения от времени измельчения руды.

Степень заполнения мельницы шарами. Для установления зависимости между степенью заполнения мельницы шарами и крупностью измельчённого продукта ставятся три опыта на руде крупностью $-2,5+0$ мм (навеска 200 г) при соотношении Т:Ш, равном 1:2; 1:4; 1:8. Время измельчения во всех опытах постоянно и равно 15 мин. Данные ситового анализа представляют в виде табл. 5.4.

Таблица 5.4

**Зависимость крупности измельчения
от степени заполнения мельницы шарами**

№ п	Т:Ш	Выход класса $+0,074$ мм, г	Выход класса $-0,074$ мм	
			г	%
1	1:2			
2	1:4			
3	1:6			
4	1:8			

По данным табл. 5.4 строят график (рис. 5.5).

По окончании работы сделать вывод по полученным данным.

При выполнении лабораторных работ необходимо соблюдать правила техники безопасности на рабочем месте:

1. Прежде чем включать мельницу, убедиться в том, что она закрыта.

2. Без полной остановки мельницы не производить её загрузку и разгрузку.

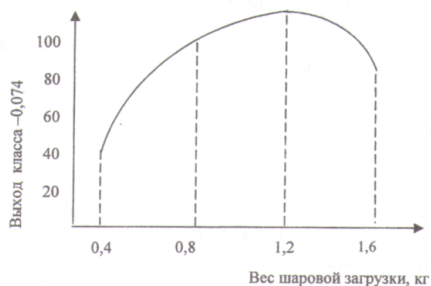


Рис. 5.5. Зависимость крупности измельчения от степени заполнения мельницы шарами

Контрольные вопросы

1. По какому классу крупности контролируется крупность измельчения руды?
2. В какой зависимости находятся крупность питания мельниц, производительность мельниц и крупность измельчения?
3. Чему равно приращение готового класса крупности после измельчения в каждой серии опытов?
4. Что понимается под измельчаемостью руды?
5. Как влияет время нахождения руды в мельнице на крупность измельчения?
6. Какой объем занимает пульпа вместе с шарами в мельнице?
7. Устройство вибрационной мельницы инерционного типа.
8. Устройство шаровой мельницы. Понятие критической скорости. Режимы работы шаровой мельницы.
9. Конструкция мельниц с центральной разгрузкой и разгрузкой через решетку.
10. Мельницы самоизмельчения и полусамоизмельчения.

Лабораторная работа №6

ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА КОЛЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ

Цель: путем реализации в лабораторных условиях процесса флотации ознакомиться с его физико-химической сущностью, овладеть навыками расчетов основных показателей данного процесса.

Оборудование:

- лабораторная щековая дробилка;
- вибрационная шаровая мельница;
- флотационная машина;
- механический встряхиватель и набор сит с крышкой и поддоном;
- технические весы;
- цилиндр на 100 мл.

Материалы и реактивы:

- измельченная руда;
- флотореагенты:
- собиратель (бутиловый ксантогенат калия, натриевый бутиловый аэрофлот);
- вспениватель.

Теоретические сведения

Флотация в настоящее время является основным и наиболее совершенным методом обогащения сульфидного сырья, который пригоден также для извлечения сульфидов цветных металлов.

Ценные компоненты в руде находятся в тесном проращении между собой и нерудными минералами, поэтому перед флотационным обогащением руду дробят и измельчают до размеров, позволяющих отделить полезные минералы от пустой породы.

При флотации сульфидных полиметаллических руд основной задачей является отделение ценных минералов от минералов пустой породы и получение концентратов, пригодных для дальнейшей металлургической переработки.

В зависимости от последовательности выделения полезных минералов при обогащении полиметаллических руд различают схемы флотации:

- коллективной;
- селективной;
- коллективно-селективной флотации.

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

Если из руды полезные минералы извлекаются последовательно один за другим, то флотация называется *селективной*, или избирательной. При *коллективно-селективной* флотации сначала в коллективный концентрат извлекаются все полезные минералы, а затем из него флотируются отдельные минералы.

Недостатком схемы селективной флотации является необходимость тонкого измельчения всей массы руды, что при большом содержании пустой породы значительно удорожает её переработку. Этот недостаток устраняется при применении схем коллективно-селективной флотации. Такие схемы выгодно применять, когда при сравнительно грубом помоле руды можно получить отвалы хвосты.

При обогащении по схеме коллективно-селективной флотации вся масса руды подвергается только грубому измельчению до содержания 45–55% класса $-0,074$ мм. Тонкому измельчению подвергается лишь коллективный концентрат, выход которого может быть 10–30% от исходной руды. По схеме селективной флотации вся масса руды измельчается до содержания 75–80% класса $-0,074$ мм.

При обогащении по схеме коллективно-селективной флотации требуется меньше мельниц и флотационных машин, а также понижается расход реагентов.

Флотационное обогащение минералов основано на физико-химических различиях свойств поверхности минералов (их способности смачиваться водой). Одни минералы в тонко измельченном состоянии в водной среде под действием флотореагентов не смачиваются водой (*гидрофобные*), прилипают к пузырькам воздуха, всплывая на поверхность пульпы, и таким образом отделяются от других минералов, поверхность которых смачивается водой (*гидрофильных*).

Флотирuemость (флотационная способность) минералов зависит от способности поверхности минерала смачиваться водой, которую можно изменить искусственно, применяя флотационные реагенты.

Флотационные реагенты делятся на два класса. К первому классу относятся реагенты, непосредственно взаимодействующие с поверхностью минералов. Ко второму классу относятся реагенты, действующие на поверхность раздела газ–жидкость.

Реагенты *первого класса* в зависимости от выполняемых функций подразделяются на 4 группы:

1) *коллекторы (собиратели)* – органические вещества, способные закрепляться на поверхности отдельных минералов и увеличивать их способность флотироваться;

2) *депрессоры (подавители)* – реагенты, понижающие флотирuemость тех минералов, извлечение которых в пенный продукт нежелательно в данной операции; главный, но не единственный, механизм действия депрессоров состоит в том, что он препятствует закреплению коллектора на поверхности минерала;

3) *активаторы* – реагенты, способствующие закреплению коллектора на поверхности минерала, их действие противоположно действию депрессоров;

4) *регуляторы среды* – реагенты, влияющие на процесс взаимодействия коллекторов, депрессоров и активаторов с поверхностью минералов; основное их назначение состоит в регулировании ионного состава пульпы, процесса диспергирования и коагуляции тонких шламов.

Реагенты *второго класса* получили название *пенообразователей (вспенивателей)*. Они облегчают диспергирование воздуха на мелкие пузырьки, препятствуют их слиянию и повышают прочность пены.

В процессе флотации явления протекают в следующей последовательности:

1. С помощью флотационных реагентов создают условия для прилипания частиц одних минералов к воздушным пузырькам, и наоборот, предотвращают прилипание других минеральных частиц к пузырькам воздуха.

2. В результате диспергирования воздуха, поступающего в пульпу, в ней образуется большое количество мелких пузырьков.

3. Минеральные частицы соприкасаются с воздушными пузырьками и закрепляются на границе раздела вода–воздух, образуя минеральные пузырьки.

4. Минеральные пузырьки всплывают на поверхность пульпы, образуя слой пены.

5. Минерализованная пена удаляется с поверхности пульпы.

В пену переходят полезные ископаемые, а минералы пустой породы остаются в пульпе.

Предел крупности частиц флотируемого минерала составляет 0,3–0,5 мм, что связано с большими отрывающими усилиями, возникающими при интенсивном перемешивании. Предел крупности флотируемых частиц возрастает до 1 мм при флотации в спокойных потоках воды, аэрированной перед подачей её в машину.

Применяемые флотомашинны по способу аэрации и перемешивания пульпы разделяются на механические, пневмомеханические и пневматические флотомашинны.

Механическая флотационная машина (рис. 6.1) работает следующим образом: пульпа из приемного кармана 1 по подводящей трубе 5 засасывается в пространство над импеллером 6, откуда она с большой скоростью выбрасывается между лопастями 10 статора 9 в камеру 4.

В зоне импеллера образуется разрежение и через центральную трубу 2 и патрубок 3 засасывается атмосферный воздух, который раздробливается на множество мелких пузырьков и распределяется по всему объёму пульпы. Контактируя с частицами минералов, воздушные пузырьки минерализуются и поднимаются на поверхность пульпы, а затем в виде пены (пенный продукт) удаляются пеногоном в желоб. Частицы минералов, которые остались не поднятыми воздушными пузырьками, в том числе и оторвавшиеся от них при поднятии вверх, вновь засасываются в зону импеллера через отверстие в диске 7 статора, регулируемое шибером 8.

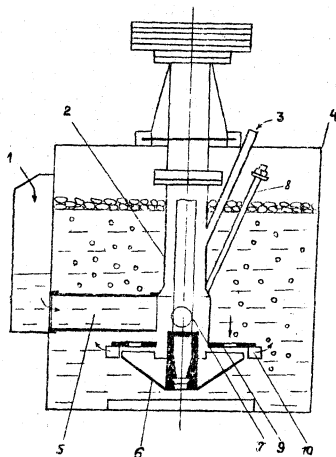


Рис. 6.1. Механическая флотомашина

Порядок проведения работы

Руда, предварительно раздробленная в щековой дробилке до 5 мм и измельченная в шаровой вибромельнице до 74 мкм 70%, подвергается рассеву на ситах с выделением класса $-0,074$ мм. От выделенного класса $-0,074$ мм отбирается для флотации путем взвешивания на технических весах заданная преподавателем навеска.

Схематичное изображение лабораторной флотомашины приведена на рис. 6.2.

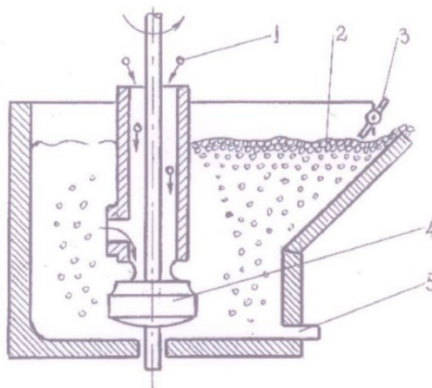


Рис. 6.2. Схема лабораторной механической флотомашины:
1 - засасываемый воздух; 2 - минерализованная пена; 3 - пенягон;
4 - мешалка-импеллер; 5 - сливное отверстие

Режимные параметры флотации:

- отношении Ж:Т = 1,5;
- содержание фракции класса $-0,074$ мм должно быть не менее 70%;
- рН = 7 (определяется с помощью лакмусовой бумажки и регулируется добавкой гидроксида натрия из капельницы);
- расход воздуха не менее $15 \text{ м}^3/\text{мин.}$;
- давление воздуха менее $0,25 \text{ кг}/\text{см}^2$;
- время флотации 30 мин. со съемом концентрата через каждые 5 мин.;
- собиратель: бутиловый ксантогенат калия (KS) с расходом $100 \text{ г}/\text{т}$ и 7% натриевый бутиловый аэрофлот (AF) с расходом $20 \text{ г}/\text{т}$ руды;
- вспениватель, например, Т80 с расходом $10 \text{ г}/\text{т}$ на руду.

При селективной флотации коллективного медно-никелевого концентрата для подавления флотации никеля добавляется сода в количестве $300 \text{ г}/\text{т}$ коллективного концентрата.

После расчета количества реагентов составляется схема флотации (рис. 6.3), на которой указывается рассчитанный расход реагентов и точки их подачи. В соответствии со схемой проводится процесс флотации в лабораторной флотомашине.

Навеску руды помещают в камеру флотомашин, куда добавляют расчетное количество воды для создания пульпы заданного отношения Т:Ж. После достижения однородного состава пульпы, т.е. перемешивания навески руды с водой, производят замер ее плотности путем взвешивания отобранной пробы из камеры флотомашин в мерном цилиндре.

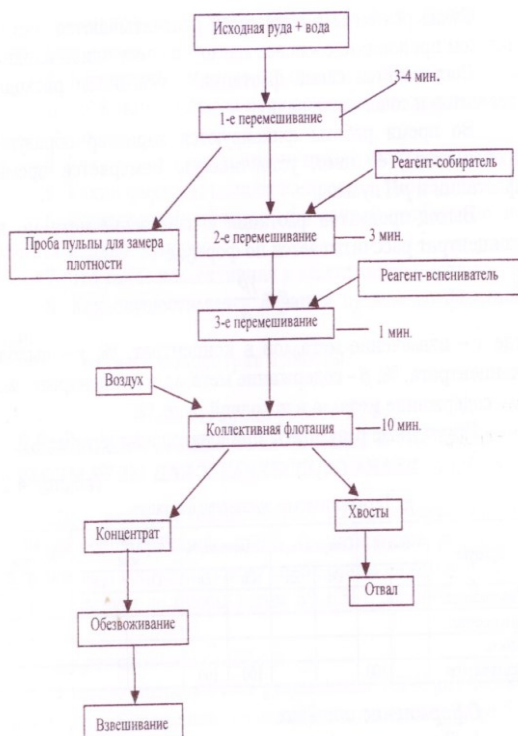


Рис. 6.3. Схема коллективной флотации в лабораторной флотомашине

Перемешивание пульпы с флотореагентами производят ротором без подачи воздуха и при включенном пено-съемнике. Съем продукта производят в приемник. Затем добавляют расчетное количество реагентов в соответствии со составленной схемой флотации, включают подачу воздуха. По завершении флотации полученный концентрат высушивают и взвешивают. Затем рассчитывают выход концентрата (пенного продукта).

Выходом продукта γ называется отношение массы полученного продукта Q_{np} к массе исходного материала $Q_{исх.}$. Выход выражается в процентах или в долях единицы:

$$\gamma = Q_{np} / Q_{руд},$$

где Q_{np} – масса продукта; $Q_{руд}$ – масса исходного материала.

Если необходимо произвести селекцию коллективного концентрата, то полученный медно-никелевый концентрат помещают в флотомашину и процесс флотации повторяют.

Экспериментальные данные занести в табл. 6.1 и сделать выводы по работе.

Таблица 6.1

**Технологические показатели флотации
медно-никелевой сульфидной руды**

№ съема концентрата	Время флотации, мин.	Выход		Расход реагентов, мл			Плотность пульпы, г/см ³
		г	%	Ксантогенат	Аэрофлот	Пенообразователь	
1							
2							
3							
4							
ХВОСТЫ							

Контрольные вопросы

1. Чем определяется крупность помола руды, направляемой на флотацию?
2. На каком свойстве минералов основана флотация?
3. Какие факторы влияют на процесс флотации?
4. Какую роль при флотации играет собиратель?
5. Для чего в пульпу добавляется вспениватель?
6. Назначение и принцип действия активаторов и депрессоров.
7. Что такое концентрат и хвосты флотации?
8. Каким показателем оценивается флотируемость минералов?
9. Роль рН при флотации материала?
10. Конструкция и принцип работы механической флотомашинны.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Разумов, К.А. Проектирование обогатительных фабрик: учебник для вузов / К.А. Разумов, В.А. Перов. – 4-е изд., перераб и доп. – Москва: Недра, 1982. – 518 с. – Текст: непосредственный.
2. Основы обогащения полезных ископаемых [Текст]: метод. указ. / сост.: Н.К. Алгебраистова, С.А. Маркова. – Красноярск, 2002. – 36 с. – Текст: непосредственный.
3. Шилов, В.П. Основы обогащения полезных ископаемых: учеб. пособие / В.П. Шилов. – Москва: Недра, 1986. – 296 с. – Текст: непосредственный.
4. Перов, В.А. Проектирование обогатительных фабрик: задачник / В.А. Перов, М.Н. Кель. – Ленинград: ЛГУ, 1985. – Текст: непосредственный.
5. Обогащение полезных ископаемых: метод. указ. / сост.: В.В. Захваткин, В.Б. Кусков. – Санкт-Петербург, 2004. – 49 с. – Текст: непосредственный.
6. Меринов, Н.Ф. Гравитационные методы обогащения / Н.Ф. Меринов. – Екатеринбург: УГГУ, 2005. – 203 с. – Текст: непосредственный.
7. Авдохин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Т. 1. Обоганительные процессы / В.М. Авдохин. – Москва: МГГУ, 2006. – 417 с. – Текст: непосредственный.
8. Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т. 1. Обоганительные процессы и аппараты / А.А. Абрамов. – Москва: МГГУ, 2004. – 470 с. – Текст: непосредственный.
9. Кель, М.Н. Обогащение полезных ископаемых / М.Н. Кель. – Ленинград, 1986. – 64 с. – Текст: непосредственный.
10. Блатов, И.А. Обогащение медно-никелевых руд / И.А. Блатов. – Москва: Руда и металлы, 1998. – 224 с. – Текст: непосредственный.
11. Практикум по обогащению полезных ископаемых: учеб. пособие / Н.Г. Бедрань [и др.]. – Москва: Недра, 1991. – 535 с. – Текст: непосредственный.
12. Кармазин, В.В. Расчеты технологических показателей обогащения полезных ископаемых / В.В. Кармазин, И.К. Младецкий, П.И. Пилов. – Москва: МГГУ, 2006. – 226 с. – Текст: непосредственный.
13. Кордова, Р.В. Обогащение руд и минералогия: лаб. практикум / Р.В. Кордова. – Москва: Изд-во МИСиС, 1978. – Текст: непосредственный.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	3
<i>Лабораторная работа № 1. Определение крупности кусков руды</i>	4
<i>Лабораторная работа № 2. Изучение процессов дробления</i>	8
<i>Лабораторная работа № 3. Составление схемы сокращения и разделения пробы руды</i>	19
<i>Лабораторная работа № 4. Определение гранулометрического состава руды и продуктов обогащения</i>	23
<i>Лабораторная работа № 5. Изучение процесса измельчения в вибрационной мельнице инерционного типа</i>	32
<i>Лабораторная работа № 6. Изучение процесса коллективной флотации сульфидной руды</i>	42
Библиографический список	50

Компьютерная верстка Т.В. Телелева

Темплан ФГБОУВО «НГИИ» 2021 г. Поз. 16. Подписано в печать 10.02.2021.
Формат 60x84 1/16. Бум. для копир.-мн.ап. Гарнитура *Bookman Old Style*.
Печать плоская. Усл.п.л. 3,3. Уч.-изд.л. 3,3. Тираж 30 экз. Заказ 4.

663310, Норильск, ул. 50 лет Октября, 7. E-mail: RIO@norvuz.ru

Отпечатано с готового оригинал-макета в отделе ТСОиП ФГБОУВО «НГИИ»