



Министерство образования
Республики Беларусь

БЕЛОРУССКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ
ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

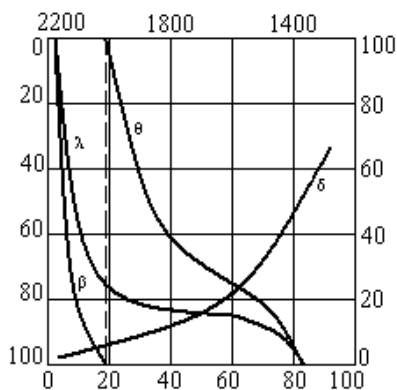
Кафедра «Горные работы»

Г.А. Куптель, А.И. Яцковец, А.А. Кологривко

ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Теоретические и методические основы
лабораторных работ

Учебно-методическое пособие



Минск 2010

Министерство образования Республики Беларусь
БЕЛОРУССКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра «Горные работы»

Г.А. Куптель
А.И. Яцковец
А.А. Кологривко

ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Теоретические и методические основы
лабораторных работ

Учебно-методическое пособие

*Рекомендовано учебно-методическим объединением
высших учебных заведений Республики Беларусь
по образованию в области горно-добывающей промышленности*

М и н с к 2 0 1 0

УДК 622.7(075.8):622.363

ББК 33.4я7

К 61

Р е ц е н з е н т ы:

и.о. генерального директора Белорусского научно-исследовательского и проектно-конструкторского института горной и химической промышленности ОАО «Белгорхимпром»,
доктор технических наук *С.Ф. Шемет*;
заведующий научно-исследовательской инновационной лабораторией воздухохозяйственных систем Белорусского национального технического университета, кандидат технических наук, доцент *Ю.П. Лебян*

Куптель, Г.А.

К 61 Обогащение и переработка полезных ископаемых. Теоретические и методические основы лабораторных работ: учебно-методическое пособие / Г.А. Куптель, А.И. Яцковец, А.А. Кологривко. – Минск: БНТУ, 2010. – 193 с.

ISBN 978-985-525-135-5.

Дана общая характеристика процессов обогащения и первичной переработки твердых полезных ископаемых. Изложены теоретические основы и приведены закономерности процессов грохочения, классификации, дробления и измельчения полезных ископаемых, а также механических и физико-химических процессов, необходимых при переработке труднообогащаемых калийных руд флотационным и галургическим способами. Значительное внимание уделено описанию конструкций и принципов действия обогатительных аппаратов. Приведены их технические характеристики. Тематика разнообразных лабораторных работ позволяет исследовать влияние различных факторов на процессы обогащения, а также определять конкретные значения технологических параметров или закономерности их изменения в этих процессах с использованием стандартных и оригинальных методик исследований.

Расчитано для студентов дневной и заочной форм обучения, аспирантов, преподавателей и специалистов, занимающихся разработкой и обогащением полезных ископаемых.

ISBN 978-985-525-135-5

© Куптель Г.А., Яцковец А.И.,
Кологривко А.А., 2010
© БНТУ, 2010

Содержание

Введение	6
1. ГРОХОЧЕНИЕ И КЛАССИФИКАЦИЯ ПО КРУПНОСТИ	9
1.1. Эффективность (точность) грохочения	12
1.2. Просеивающие поверхности грохотов	14
1.3. Классификация грохотов	16
1.4. Конструкции грохотов	17
1.5. Валковые (валково-дисковые) грохоты	29
1.6. Барабанные грохоты	30
1.7. Обозначение (маркировка) грохотов	32
2. ДРОБЛЕНИЕ	33
2.1. Процессы дробления и измельчения	33
2.2. Способы дробления и измельчения	38
2.3. Степень дробления (измельчения)	39
2.4. Стадиальность и схемы дробления и измельчения	41
2.5. Щековые дробилки	44
2.6. Конусные дробилки	48
2.7. Валковые дробилки	54
2.8. Дробилки ударного действия	57
3. ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ	61
3.1. Характеристика процесса измельчения	61
3.2. Барабанные мельницы	61
3.3. Скоростные режимы работы мельницы	69
3.4. Силы, действующие на шар в барабанной мельнице	71
3.5. Критическая частота вращения барабана мельницы	73
3.6. Масса шаровой дробящей нагрузки	76
3.7. Мелющие тела, их форма и процесс изнашивания	77
3.8. Число циклов движения шара при вращении барабана (оборачиваемость шаров в мельнице)	80
3.9. Скорость падения шара и его энергия в момент удара	82
3.10. Производительность барабанных мельниц	83
4. ПРИНЦИПАЛЬНАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ОБОГАЩЕНИЯ СИЛЬВИНитОВОЙ РУДЫ ФЛОТАЦИОННЫМ МЕТОДОМ	89

5. ГАЛУРГИЧЕСКИЙ (ХИМИЧЕСКИЙ) МЕТОД ПЕРЕРАБОТКИ СИЛЬВИНИТА	92
Лабораторная работа № 1	
Гранулометрический состав сыпучих материалов	97
Лабораторная работа № 2	
Определение характеристик крупности сыпучего материала с помощью ситового анализа	100
Лабораторная работа № 3	
Влияние продолжительности рассева материала на эффективность грохочения	102
Лабораторная работа № 4	
Влияние производительности (нагрузки) грохота на эффективность грохочения	105
Лабораторная работа № 5	
Расчет вибрационных и гирационных грохотов	108
Лабораторная работа № 6	
Влияние влажности материала на эффективность грохочения	111
Лабораторная работа № 7	
Ознакомление с конструкциями и расчет дробилок ударного действия	115
Лабораторная работа № 8	
Зависимость гранулометрического состава материала от продолжительности измельчения	118
Лабораторная работа № 9	
Влияние мелющих тел барабанной мельницы на процесс измельчения	121
Лабораторная работа № 10	
Определение производительности барабанной мельницы ..	124
Лабораторная работа № 11	
Определение скорости осаждения частиц в стесненных условиях и удельной площади сгущения	129
Лабораторная работа № 12	
Определение характеристики обогатимости полезного ископаемого	134
Лабораторная работа № 13	
Разделение материала по крупности в восходящем потоке воды	143

Лабораторная работа № 14	
Оценка качества усредненного полезного ископаемого при обогащении	149
Лабораторная работа № 15	
Определение эффективности грохочения вращающегося барабанного грохота	152
Лабораторная работа № 16	
Изучение процесса фильтрования	156
Лабораторная работа № 17	
Обогащение материала на струйном желобе	160
Лабораторная работа № 18	
Определение нерастворимого в воде остатка в калийной руде	164
Лабораторная работа № 19	
Определение степени разжижения пульпы	168
Лабораторная работа № 20	
Определение продолжительности и скорости осветления шламовой суспензии	171
Лабораторная работа № 21	
Определение массовой доли хлористого калия в силвините и продуктах его обогащения радиометрическим методом	175
Литература	182
ПРИЛОЖЕНИЯ	183

Введение

Горное дело включает в себя добычу полезных ископаемых из недр и их первичную переработку. Полезные ископаемые являются основой народного хозяйства и нет ни одной его отрасли, где бы не применялись полезные ископаемые или продукты их переработки. Выделяют следующие главные их группы:

Металлические полезные ископаемые, являющиеся сырьем для получения черных (железа, марганца, хрома), цветных (меди, свинца, цинка, алюминия, никеля, магния), редких (молибдена, вольфрама, олова, висмута, ванадия, кобальта и др.), благородных (золота, серебра, платины) и радиоактивных металлов (урана, радия, тория и др.).

Неметаллические полезные ископаемые, являющиеся сырьем для химической промышленности (калийные соли, барит, сера и др.), сельского хозяйства (апатит, фосфорит и др.). Они служат необходимыми компонентами для бумажной, резиновой, пищевой и других отраслей промышленности (каолин, мел, глины, тальк и др.). К этой же группе относятся и строительные горные породы (песчано-гравийные, изверженные, осадочные, метаморфические), из которых производят строительные и дорожные материалы (бетон, щебень, гравий, песок, бутовой камень), вяжущие, керамические, огнеупорные, декоративные каменные материалы и др. Побутные продукты используются в сельском хозяйстве, цементной, металлургической и ряде других отраслей промышленности.

Горючие ископаемые (нефть, газ, уголь, торф, горючие сланцы) используются в естественном или переработанном виде в качестве топлива или химического сырья.

Чтобы стать полезными, ископаемые должны подвергаться предварительной обработке, получившей название «обогащение полезных ископаемых».

Обогащением полезных ископаемых называется совокупность процессов первичной обработки минерального сырья с целью разделения минералов и получения кондиционных продуктов с повышенной концентрацией в них одного или нескольких ценных компонентов. При обогащении полезных ископаемых используют различия в физических, химических и физико-химических свойствах входящих в их состав минералов. В результате обогащения полу-

чают один или несколько концентратов и хвосты, являющиеся отвальным продуктом, в котором находятся минералы вмещающей породы.

Процессы обогащения полезных ископаемых по своему назначению делятся на подготовительные, основные обогатительные, вспомогательные, процессы производственного обслуживания.

Целью **подготовительных** процессов является подготовка сырья к последующему обогащению с учетом возможностей применения наиболее эффективных способов переработки или непосредственного его использования в народном хозяйстве. К подготовительным относятся процессы грохочения и классификации (разделение материалов по крупности); дробление, измельчение и дезинтеграция, при которых происходит разрушение минеральных комплексов. Сюда же относятся способы механического обогащения, основанные на различии физико-механических свойств горных пород (по механической прочности, крупности, форме, трению, упругости откоса и др.).

К основным **обогатительным** процессам относятся те физические и физико-химические процессы разделения минералов, при которых полезные минералы выделяются в концентраты, а пустая порода – в хвосты. Различают следующие методы обогащения: гравитационное обогащение, основанное на различии в плотности разделяемых зерен минералов, осуществляемое в поле гравитационных сил; магнитное обогащение, основанное на различии в магнитной восприимчивости разделяемых минералов, осуществляемое в поле магнитных сил; флотационное обогащение (флотация), основанное на различии физико-химических свойств (смачиваемости) разделяемых минералов; электрическое обогащение, основанное на различии электропроводности разделяемых минералов, осуществляемое в поле электрических сил; специальные методы обогащения, основанные на различии комбинаций свойств разделяемых минералов. Например, химическое обогащение, основанное на различии химических свойств (растворимости) разделяемых минералов или вредных примесей; радиометрическое обогащение, основанное на различии радиоспектроскопических свойств разделяемых минералов за счет использования механических разделяющих сил.

К **вспомогательным** относятся процессы обезвоживания продуктов обогащения путем их сгущения, фильтрования, дренирования и сушки для доведения их влажности до установленной нормы; процессы пылеулавливания с помощью циклонов, пылеосадительных камер, фильтров и мокрых пылеуловителей; очистка сточных и кондиционирование оборотных вод.

Процессы производственного обслуживания обеспечивают непрерывность и стабильность технологических процессов: внутризаводской транспорт сырья и продуктов обогащения, водоснабжение, электроснабжение, подача сжатого воздуха, механизация и автоматизация отдельных операций технологического процесса, технический контроль и др.

1. ГРОХОЧЕНИЕ И КЛАССИФИКАЦИЯ ПО КРУПНОСТИ

Грохочение представляет собой процесс разделения сыпучих материалов по крупности на просеивающих поверхностях с калиброванными отверстиями.

Зерна (куски) материала, размер которых больше размера отверстий сита, остаются при просеивании на сите, а зерна меньших размеров проваливаются через отверстия.

Материал, поступающий на грохочение, называется исходным, находящийся на сите – надрешетным (верхним) материалом, проваливающийся через отверстия сита – подрешетным (нижним) продуктом, сошедший с сита – надрешетным продуктом или отсевом (рис. 1.1).

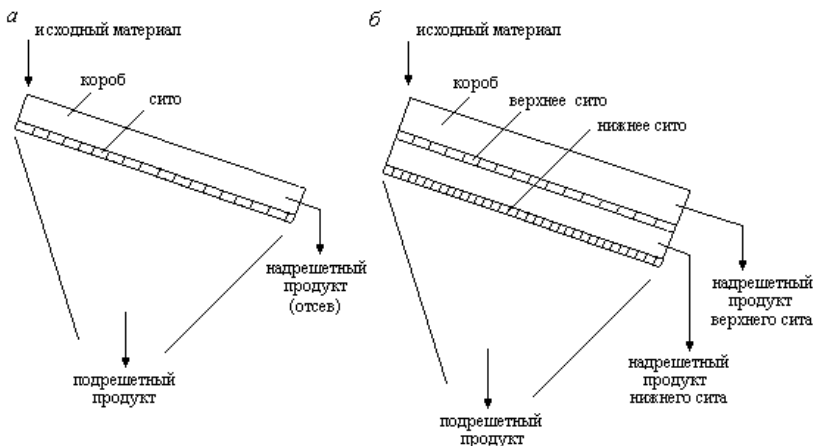


Рис. 1.1. Принципиальные схемы грохотов:
а – односитного; *б* – двухситного

При последовательном просеивании материала на n ситах получают $n + 1$ продуктов. В этом случае один из продуктов предыдущего просеивания служит исходным материалом для последующего просеивания.

Последовательный ряд значений размеров отверстий сит (от больших к меньшим), применяемых при грохочении, называется шкалой грохочения или классификации. Отношение размера отверстий предыдущих сит к размеру отверстий последующих представ-

ляет собой модуль шкалы классификации. Он может быть как постоянным, так и переменным. Например, для шкалы классификации 80; 40; 20; 10; 5; 2,5; 1,25; 0,63; 0,315; 0,16 модуль постоянный, равный 2. А для шкалы классификации 10; 7; 5; 3; 2; 1; 0,5; 0,25 – модуль непостоянный.

Размер d наибольших зерен (кусков) подрешетного продукта так же, как и размер наименьших кусков надрешетного продукта, условно принимают равным величине отверстий сита ℓ , через которое просеивается материал, т.е. $d = \ell$. Материал, прошедший через сито с отверстиями ℓ_1 и оставшийся на сите с отверстиями ℓ_2 , причем $\ell_2 < \ell_1$, представляет собой класс крупности. Материал соответственно обозначают: надрешетный продукт со знаком $-d_i$, надрешетный продукт со знаком $+d_i$, где i – номера (размеры отверстий) сит.

Классификацией называется процесс разделения материала на классы крупности по скоростям падения зерен в жидкой или газообразной среде под действием силы тяжести (в гравитационном поле), центробежной силы (в центробежном поле) или при одновременном действии этих сил. Если классификация осуществляется в водной среде, она называется гидравлической, если в воздушной среде – пневматической.

Гидравлическую классификацию производят в классификаторах, пневматическую – в воздушных сепараторах. При разделении на два класса крупный продукт называют песком, а мелкий – сливом (при гидравлической классификации) или тонким продуктом (при пневматической классификации).

Грохочению может подвергаться материал крупностью от 1200 до 0,05 мм, классификации – не крупнее 10–15 мм, чаще не более 3–5 мм. В зависимости от величины наибольших кусков материала в исходном питании и размера отверстий в просеивающих поверхностях различают крупное, среднее, мелкое, тонкое и особо тонкое грохочение. Крупному грохочению подвергается обычно материал крупностью $-1200 + 0$ мм на колосниковых решетках с отверстиями от 300 до 100 мм; среднему грохочению – материал крупностью $-350 + 0$ мм на решетках и решетках с отверстиями от 75 до 25 мм; мелкому грохочению – материал крупностью $-75 + 0$ мм на решетках и ситах с отверстиями от 25 до 6 мм; тонкому грохочению – материал крупностью

–10 + 0 мм на ситах с отверстиями от 5 до 0,5 мм; особо тонкому грохочению – материал до 0,5 мм на специальных ситах.

При грохочении на три и более классов последовательность их выделения в зависимости от расположения сит на грохоте может быть организована одним из следующих способов: от крупного к мелкому, от мелкого к крупным классам, а также комбинированным.

Операции грохочения широко применяют в промышленности строительных материалов, обогатительных и брикетных производствах, сортировках, химической и многих других отраслях промышленности. В технологической схеме подготовки полезных ископаемых к переработке выделяют следующие виды операций грохочения: самостоятельное, подготовительное, вспомогательное, избирательное и обезвоживающее.

Самостоятельное, или окончательное грохочение применяют на сортировках для выделения классов – готовых продуктов, направляемых непосредственно потребителям. Сортировке подвергают строительные нерудные материалы, угли, различные руды и т.д.

Подготовительное грохочение применяют на обогатительных производствах с целью разделения перерабатываемого материала на классы крупности, поступающие далее на раздельные операции обогащения, иногда разными методами.

Вспомогательное грохочение применяют в сочетании с операциями дробления для выделения готового по крупности продукта перед дробилками и контроля крупности дробленого продукта. Первый вид грохочения часто называют *предварительным*, второй – *контрольным* или *поверочным*.

Избирательное грохочение используют для разделения материала на классы, отличающиеся не только по крупности, но и по содержанию ценных компонентов, качеству или твердости.

Обезвоживающее грохочение используется для отделения воды или тяжелой суспензии от продуктов обогащения или обесшламливания материала перед его дальнейшим обогащением.

Гидравлическая и пневматическая классификация также может быть самостоятельной, подготовительной или вспомогательной операцией. В качестве самостоятельной гидравлическая классификация используется, например, при отделении крупнозернистого материала от глинистых и илистых частиц; в качестве подготовительной – при

необходимости отдельного обогащения каждого класса крупности гравитационными или другими методами; в качестве вспомогательной – в схемах измельчения материала для выделения из измельченного продукта зернистого материала, требующего доизмельчения.

Для грохочения применяют машины и устройства различных конструкций, называемые грохотами. При осуществлении грохочения в воздушной среде оно называется сухим, в водной среде – мокрым.

1.1. Эффективность (точность) грохочения

В производственных условиях при грохочении достичь идеально точного разделения по крупности невозможно, так как на процесс грохочения влияют различные факторы. Поэтому при грохочении часть зерен размером менее отверстий сита не может пройти сквозь просеивающую поверхность и оказывается в надрешетном продукте, тем самым «засоряя» его и одновременно уменьшая количество подрешетного продукта.

Основным показателем грохочения является его **эффективность E (%)**, характеризующая точность разделения материала по крупности. Численно она определяется отношением количества подрешетного продукта к общему количеству его в исходном материале, т.е. представляет собой извлечение нижнего класса в подрешетный продукт.

Эффективность грохочения можно рассчитать по следующей формуле

$$E = \frac{C}{Q\alpha} \cdot 100 = \frac{C}{Q\alpha} \cdot 100^4 \%, \quad (1.1)$$

где C – масса подрешетного продукта;

Q – масса исходного материала;

α – содержание нижнего класса в исходном материале, %.

Для определения эффективности грохочения по указанной формуле необходимо знать массу исходного материала Q и подрешетного продукта C , непосредственное определение которых при непре-

рывном процессе в производственных условиях представляет известные трудности. Поэтому отношение масс C/Q определяют по содержанию нижнего класса в исходном материале α и надрешетном продукте V .

Формула для определения эффективности грохочения по нижнему классу имеет вид

$$E = \frac{\alpha - V}{\alpha(100 - V)} \cdot 10^4 \%, \quad (1.2)$$

где V – содержание нижнего класса в надрешетном продукте, %.

Содержание нижнего класса α и V определяют тщательным рассевом проб как исходного материала Q , так и надрешетного продукта T на ситах с отверстиями той же величины и формы, что и в сите грохота, эффективность грохочения которого определяют.

Подобным образом можно определить эффективность грохочения по любому заданному суммарному или узкому классу крупности, который мельче размера отверстий сита грохота, считая эффективностью грохочения по заданному классу отношение массы этого класса в подрешетном продукте к массе того же класса в исходном материале, т.е.

$$E = \frac{\alpha_1 - V_1}{\beta_1 - V_1} \cdot \frac{\beta_1}{\alpha_1} \cdot 100 \%, \quad (1.3)$$

где α_1 , β_1 , V_1 – соответственно содержание заданного класса крупности в исходном материале, подрешетном и надрешетном продуктах в процентах.

Формула (1.2) позволяет определить эффективность грохочения E упрощенно по содержанию V нижнего класса в надрешетном продукте, по так называемому «замельчению»: этим способом пользуются для целей текущего контроля операции грохочения при относительно постоянном или мало изменяющемся содержании нижнего класса α в исходном материале, так как каждому «замельчению» надрешетного продукта будет соответствовать определенное извлечение данного класса в подрешетный продукт.

При грохочении сыпучего материала эффективность грохочения зависит от продолжительности отсева. Поэтому увеличение производительности грохота, приводящее к уменьшению продолжительности отсева материала, сопровождается понижением эффективности грохочения.

На эффективность грохочения значительное влияние оказывают также гранулометрический состав и влажность исходного материала, размер и форма отверстий сит на грохоте, частота и амплитуда колебаний просеивающей поверхности, угол наклона сита, способ грохочения.

Эффективность грохочения возрастает с увеличением содержания подрешетного продукта в исходном материале и при его значениях 60–80 % становится максимальной. Наличие в исходном материале так называемых «трудных» зерен, имеющих размер, близкий к размеру отверстий сита, вызывает их забивку и понижает эффективность грохочения.

Влажность исходного материала (содержание внешней влаги) значительно ухудшает эффективность грохочения, особенно мелких классов. При повышенном содержании влаги мелкие зерна слипаются в крупные агрегаты и разделить их при сухом грохочении с достаточной эффективностью не удастся. В таких случаях предусматривается мокрое грохочение, при котором вода подается на грохот вместе с исходным материалом. В необходимых случаях мокрое грохочение повышает качество продукции, например, песка, щебня, гравия.

Производительность грохотов в общем случае зависит от удельной нагрузки ($t/m^2 \text{ ч}$), площади сита, насыпной плотности материала, коэффициентов, учитывающих различные факторы процесса грохочения, а также конструкцию просеивающей поверхности.

1.2. Просеивающие поверхности грохотов

В качестве рабочих просеивающих поверхностей грохотов в производственных условиях применяются *сита*, выполненные в виде проволочных и резиновых сеток; *решета*, выполненные в виде штампованного листа с отверстиями (листовые сита), а также сварные и литые; *колосниковые решетки*. Разновидностью сит являются *щелевые* и *струнные сита*.

Просеивающие поверхности характеризуются *коэффициентом живого сечения* $S_{жс}$ – отношением площади отверстий сита (площади живого сечения) к общей его площади. Чем больше живое сечение сита, тем выше производительность и эффективность грохочения.

С целью ограждения приемных бункеров, загрузочных отверстий дробилок и т.п. от негабаритных кусков горной породы или для отделения крупных кусков применяются колосниковые решетки. Они набираются из колосников, параллельно скрепленных между собой со строго определенными зазорами, от величины которых зависит максимальный размер зерен подрешетного продукта. *Колосниковые грохоты* набираются из колосников различной формы: круглой, трапецевидной, прямоугольной, а также из двутавров или рельсов, устанавливаемых широкой полкой кверху. Ширина зазора между колосниками обычно бывает не менее 50 мм. Наилучшим профилем сечения колосников является трапецевидный, так как при прохождении через расширяющуюся щель зерна не заклиниваются в ней.

Иногда ширину щелей между колосниками увеличивают в направлении перемещения материала для предотвращения застревания кусков породы. Перемещение материала по просеивающей поверхности происходит под действием силы тяжести, поэтому угол наклона грохота должен быть $35\text{--}45^\circ$ в зависимости от вида материала и его влажности.

Для среднего и мелкого грохочения (по крупности от 10 до 100 мм) применяют *сварные* и *штампованные решета*, представляющие собой *перфорированные листы*. Круглые, овальные, квадратные, прямоугольные или щелевидные отверстия располагают в решетке параллельными рядами, в шахматном порядке или в «елочку». Срок службы штампованных металлических решет составляет 4–6 месяцев. Для повышения долговечности их гуммируют или полностью изготавливают из резины или полимерных материалов. Применение литых резиновых решет с квадратными отверстиями размером от 15 до 35 мм увеличило срок их службы в 10–20 раз по сравнению с металлическими. Основное преимущество перфорированных решет – жесткость и большой срок службы, основной недостаток – малое живое сечение (до 35–50 %).

Для мелкого и среднего грохочения применяют тканые, плетеные, щелевидные (шпальтовые) и струнные сита.

Тканые и плетеные сита изготавливают преимущественно с квадратными или прямоугольными отверстиями размером от 100 до 0,04 мм из стальной, бронзовой, медной или никелевой проволоки. В операциях мелкого грохочения используют сита из частично рифленной или сложно рифленной (с выступами) проволоки. Основными достоинствами проволочных сит, по сравнению с решетками, являются большое живое сечение (до 50–70 %), соответственно повышенная производительность и малая масса. В последнее время все большее применение находят сита из резины и различных полимерных материалов (например, капроновые, капростапалевые, резиновые, полиуретановые и другие), срок службы которых в несколько раз больше металлических.

При мелком и тонком грохочении широко применяют *щелевидные сита*, представляющие собой щелевидные сита, набираемые из металлической фасонной проволоки трапециевидного сечения. Щелевые сетки изготавливают узкощелевыми со щелями от 0,1 до 0,8 мм и широкощелевыми со щелями размером от 1 до 20 мм. Расстояние между соединительными шпильками 80–120 мм. Живое сечение щелевых сеток возрастает с увеличением размера щели. Например, для сетки со щелью 0,1 мм оно составляет 4,5–5 %, при щели 0,5 мм – 20–25 %, при щели 1 мм – 30–35 %.

При грохочении влажных материалов, а также материалов со значительным количеством глинистых примесей находят применение *струнные сита*, просеивающая поверхность которых образуется из стальной проволоки или резиновых нитей, натянутых по всей длине грохота. Эффективность отсева на них достигается вследствие самоочистки ячеек при колебаниях элементов сита относительно друг друга. Свободные колебания проволочек или резиновых нитей предотвращают залипание просеивающей поверхности.

1.3. Классификация грохотов

Рабочим органом у грохотов является просеивающая поверхность, по которой возможна следующая классификация:

- по характеру движения просеивающей поверхности:
 - а) неподвижные, например, колосниковые решетки; дуговые;
 - б) подвижные, в том числе колеблющиеся и вращающиеся;
- по расположению просеивающей поверхности:

- а) наклонные;
- б) горизонтальные;
- по форме просеивающей поверхности: плоские, с различным характером вибраций, барабанные (цилиндрические и конические), призматические, валково-дисковые, дуговые.

1.4. Конструкции грохотов

1.4.1. Грохоты неподвижного типа

Неподвижные колосниковые грохоты представляют собой колосниковые решетки, устанавливаемые под углом 25–30° при грохочении углей и до 40–45° при грохочении нерудных строительных материалов, различных руд. Ширина грохота обычно равна двум – трем размерам максимального куска горной породы, а длина – удвоенной ширине грохота. Схема такого грохота представлена на рис. 1.2, а.

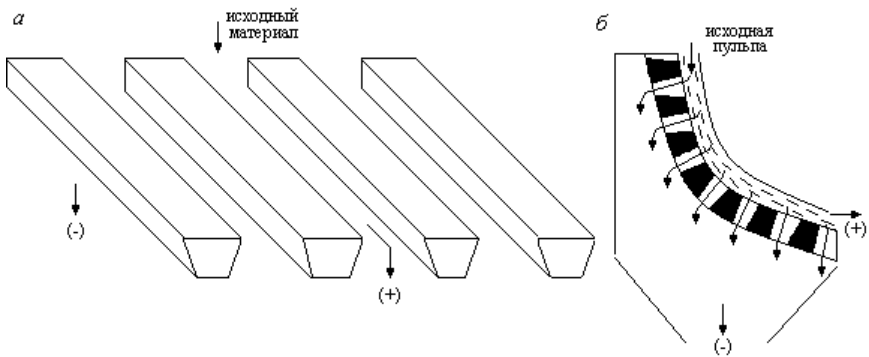


Рис. 1.2. Устройство и принцип действия:
а – колосниковой решетки; б – дугового (криволинейного) грохота

Площадь решетки колосникового грохота определяется по формуле

$$F = \frac{Q_{\text{исх}} \cdot \gamma_f}{2,4 \cdot \dot{a}} \text{ м}^2, \quad (1.4)$$

где $Q_{\text{исх}}$ – часовая нагрузка на грохот по исходному сырью, м³/ч;
 γ_n – насыпная плотность исходного сырья, т/м³;

a – ширина щели между колосниками, м.

Исходный материал загружается на верхнюю часть решетки и движется вниз самотеком. При этом нижние классы в основном проваливаются через зазоры между колосниками. Для увеличения производительности и эффективности грохочения, особенно глинистых и влажных материалов, применяют решетки с консольно-закрепленными колосниками, вибрирующими при движении материала, что обеспечивает самоочистку просеивающей поверхности.

Преимуществами колосниковых грохотов являются простота устройства и обслуживания, отсутствие энергозатрат, возможность изготовления на предприятиях из старых рельсов, балок и т.п., возможность загрузки непосредственно из автомашин, железнодорожных вагонов, шахтных скипов.

Недостатком их является низкая эффективность грохочения, обычно не превышающая 50–70 %. Поэтому неподвижные колосниковые грохоты обычно используют для выделения наиболее крупных кусков и в тех случаях, когда низкая эффективность грохочения (например, перед первой стадией дробления) не оказывает существенного влияния на последующий процесс переработки полезного ископаемого (рис. 1.2, б).

Дуговые (криволинейные) грохоты предназначены как для мокрого грохочения тонкого и мелкого материала крупностью от 0,1 до 3 мм, так и обезвоживания материала. Рабочее сито представляет собой часть цилиндрической поверхности радиусом 500–1200 мм с центральным углом 90–270 °. Сито щелевое набирается из проволок нержавеющей стали трапециевидного сечения. У классификационных дуговых сит щели между проволоками расположены поперек набегающего потока пульпы, а у обезвоживающих сит – вдоль потока. Пульпа подается на сито в верхнем конце тангенциально и подвергается воздействию центробежной силы инерции и силы тяжести. Возникающая при этом центробежная сила способствует эффективному выделению воды и мелкого продукта через щелевые отверстия сита, которые при обезвоживании продукта располагаются вдоль, а при грохочении – поперек потока пульпы. В последнем случае крупность частиц подрешетного продукта класса – 0,5 мм примерно в 2,5 раза меньше ширины щелей сита.

На дуговые сита можно подавать пульпу с разным содержанием твердого (от 7 до 70 % твердого по массе). Эффективность грохоче-

ния зависит от характеристики крупности исходного материала, размера щели сита, разжижения пульпы и др. Эффективность грохочения (извлечения) по самым мелким классам прямо пропорциональна извлечению воды в нижний продукт. На практике эффективность грохочения по классу номинальной крупности следующая: на ситах со щелью 1 мм – 90 %, 0,7–0,3 мм – 70 %.

Производительность дугового сита по исходной пульпе пропорциональна площади живого сечения сита и скорости подачи пульпы

$$Q = c F_{\text{ж.с.}} \cdot v \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (1.5)$$

где c – коэффициент пропорциональности, равный 160–200;

$F_{\text{ж.с}}$ – площадь живого сечения сита, м^2 (для щелевых сит $F_{\text{ж.с}} = 0,3-0,4$);

v – скорость подачи пульпы, $\text{м}/\text{с}$, $v = 3-8 \text{ м}/\text{с}$.

Удельная объемная производительность по исходной пульпе на 1 м^2 общей рабочей площади сита составляет 150–200 $\text{м}^3/\text{ч}$.

Дуговые сита применяют на рудных обогатительных фабриках для классификации в цикле измельчения (например, калийных солей), обесшламливания и классификации шлама, обезвоживания и других целей.

Конический и цилиндрический грохоты (рис. 1.3) представляют собой конструкцию, состоящую из соответствующего внешнего корпуса, внутри которого соосно смонтирована решетка из щелевидных сит с размером щели 0,5–2 мм. Пульпа подводится под напором по касательной к верхней конической или цилиндрической части внутрь решетки.

Под действием центробежной силы поток получает вращательное движение и по спирали опускается в низ конической части, где и разгружается в качестве надрешетного, более крупного, продукта. Нижний, более мелкий, продукт проходит через щели решетки во внешний кожух вместе с основной массой воды и выходит через нижний выгрузной патрубок.

Такие грохоты чаще всего применяются для предварительного обезвоживания мелких концентратов и удаления из них шламов. При добыче песчано-гравийной смеси гидромеханизированным способом пульпу (гидросмесь) направляют в конический грохот для разделения гравия и песка.

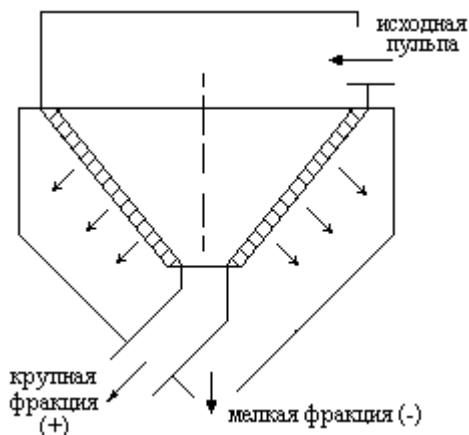


Рис. 1.3. Устройство и принцип действия конического грохота

1.4.2. Подвижные вибрационные грохоты механического типа

Плоские качающиеся грохоты (рис. 1.4) устанавливаются под углом $8-12^\circ$ к горизонту на упругих опорах или подвешиваются на специальных упругих подвесках и приводятся в возвратно-поступательное движение от кривошипно-шатунного механизма.

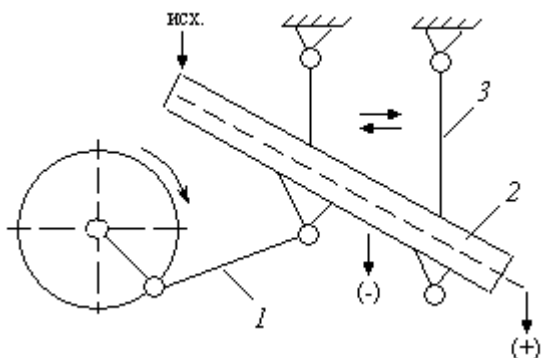


Рис. 1.4. Схема плоского качающегося грохота:

1 – эксцентриковый приводной механизм; 2 – короб с ситом; 3 – подвеска

При этом величина хода и траектория движения короба не зависят от загрузки грохота. Исходный материал крупностью до 350 мм (опти-

мальная крупность 40–50 мм) загружается в верхнюю часть короба и за счет сил инерции перемещается к его разгрузочному концу. Плоские качающиеся грохоты работают обычно на режиме с подбрасыванием материала, который является весьма эффективным.

Недостатком плоских качающихся грохотов является их неуравновешенность. При качаниях короба грохота, имеющего большую массу, возникают значительные силы инерции, которые передаются на элементы привода и опорные конструкции.

Гиращонные (полувибрационные) грохоты (рис. 1.5) в подвесном и опорном исполнении характеризуются круговыми движениями короба с ситом в вертикальной плоскости, вызываемыми эксцентриковым валом. Грохот состоит из неподвижной сварной рамы 1, подвижного короба с ситами 2, эксцентрикового вибровозбудителя 3 и привода 4. Короб пружинами 6 удерживается в заданном положении. Ось вибровозбудителя проходит через центр тяжести короба. В его загрузочной части имеется приемный лоток. Сито грохота, устанавливаемого наклонно под углом 20–30° к горизонту, остается параллельным самому себе в течение всего оборота вала. В результате такого движения короба материал на сите встряхивается, разрыхляется и продвигается вниз по уклону сита, подвергаясь расसेву.

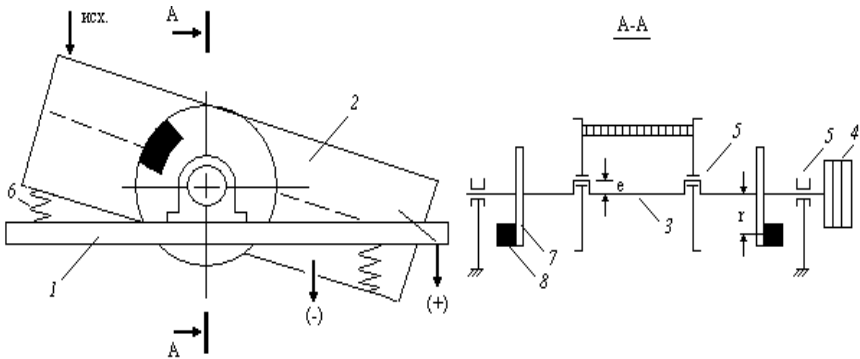


Рис. 1.5. Схема гиращонного (полувибрационного) грохота:
 1 – сварная рама; 2 – короб с ситом; 3 – эксцентриковый вал; 4 – привод
 (клиноременная передача); 5 – подшипники; 6 – амортизаторы (пружины);
 7 – диски; 8 – дебалансы

При движении короба грохота по круговой траектории возникает центробежная сила

$$F = \frac{Mv^2}{e} = \frac{M\pi^2 en^2}{30^2}, \quad (1.6)$$

так как

$$v = \frac{\pi \cdot 2en}{60} = \frac{\pi en}{30},$$

где M – масса движущегося короба с грохотимым материалом;
 v – окружная скорость эксцентрикового вала;
 e – эксцентриситет эксцентрикового вала;
 n – частота вращения вала, мин^{-1} .

Переменная по направлению радиальная центробежная сила инерции, передаваемая на подшипники вала и на неподвижную раму грохота, могла бы вызывать колебания опорных конструкций и неблагоприятные условия работы подшипников. Для уравнивания этой силы на валу закрепляются два диска γ с дополнительными грузами (дебалансами) δ . Радиус r вращения (установки) центра тяжести грузов и их массу m подбирают таким образом, чтобы соблюдалось равенство

$$\frac{M\pi^2 en^2}{30^2} = \frac{2m\pi^2 rn^2}{30^2}; \quad Me = 2mr, \quad (1.7)$$

где m – масса одного неуравновешенного груза.

Соблюдение указанного равенства обеспечивает эффективность процесса грохочения и стабильность работы подшипниковых узлов.

Гириционные грохоты изготавливаются различных конструкций и размеров, легкого, среднего и тяжелого типов. Эксцентриситет вала грохота 1,5–6 мм, частота вращения вала 750–1000 мин^{-1} . Эти грохоты находят применение для грохочения крупнокускового материала (до 400 мм) на решетках с отверстиями до 150–200 мм, но могут быть использованы для грохочения среднего по крупности и мелкого материала.

Преимуществом гирационных грохотов является стабильность колебательных режимов, не зависящих от массы материала на сите. Ударные нагрузки от загружаемого материала полностью воспринимают подшипники эксцентрикового вала и могут быть применены для весьма тяжелых условий работы. К недостаткам применяемых в нерудной промышленности гирационных грохотов следует отнести сложность ремонта и обслуживания, значительную массу.

Инерционные грохоты с простым дебалансным вибратором (рис. 1.6) совершают эллиптические колебания короба под действием неуравновешенных масс дебалансов, устанавливаемых на валу. Короб грохота 1 с ситом 2 подвешивается или устанавливается на пружинах (рессорах) 3 под углом $15-30^\circ$ к горизонту. На коробе грохота установлены два подшипника 4, в которых установлен вал 5 с закрепленными на нем дисками 6, имеющими неуравновешенные грузы – дебалансы 7. Вал приводится во вращение от электродвигателя, установленного на неподвижной опоре, при помощи клиноременной передачи 8.

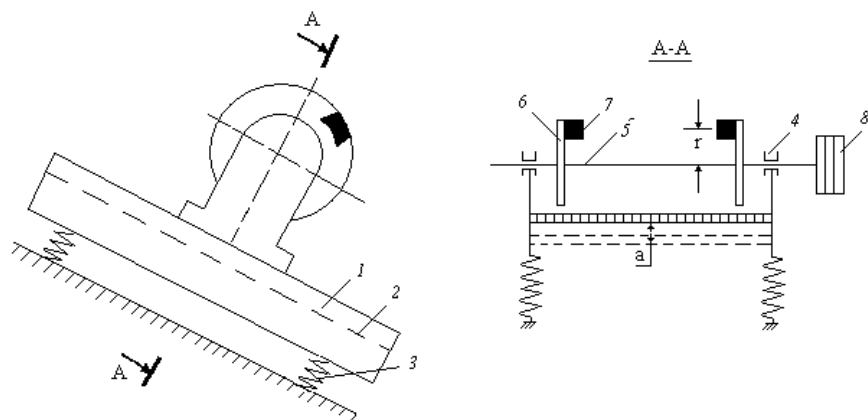


Рис. 1.6. Схема инерционного грохота с простым дебалансным вибратором:
1 – короб; 2 – сито; 3 – пружины (рессоры); 4 – подшипники; 5 – вал; 6 – диски;
7 – дебалансы; 8 – привод

Дебаланс при вращении развивает радиально направленную вращающуюся центробежную силу инерции

$$F = \frac{\pi^2 n^2 r}{30^2} \cdot 2m, \quad (1.8)$$

которая заставляет короб грохота описывать эллиптическую траекторию.

Условие равновесия для данного грохота:

$$Ma = 2mr, \quad (1.9)$$

где M – полная масса короба с нагрузкой;

a – амплитуда колебаний короба грохота (радиус круговых качаний).

Как видно из уравнения (1.9), амплитуду колебаний короба можно регулировать изменением массы дебалансных грузов или радиуса их вращения r . В то же время, при перегрузке грохота (увеличение M) амплитуда колебаний грохота будет уменьшаться и эффективность грохочения ухудшается. В этом состоит главный недостаток таких грохотов.

Инерционные грохоты с простым дебалансным вибратором применяются преимущественно для мелкого грохочения (на ситах 2–6 мм). Частота колебаний при грохочении мелкого материала 1000 мин⁻¹, диаметр круговой траектории 5–7 мм, наиболее частый угол наклона 15°. Привод вала вибратора выполняется с учетом того, что осью вала описывается круговая траектория вместе с коробом. Поэтому электродвигатель через клиноременную передачу вращает промежуточный вал, соединенный карданным валом с валом вибратора.

В *инерционных самоцентрирующихся грохотах* (рис. 1.7) в отличие от грохотов с простым дебалансом, используется вал с эксцентриковыми заточками, диаметрально противоположно которым расположены дебалансные грузы маховиков, уравнивающие центробежную силу инерции, короба с нагрузкой при вращении вала: короб грохота 1 наклонно подвешивается к неподвижным поддерживающим конструкциям при помощи пружин 2.

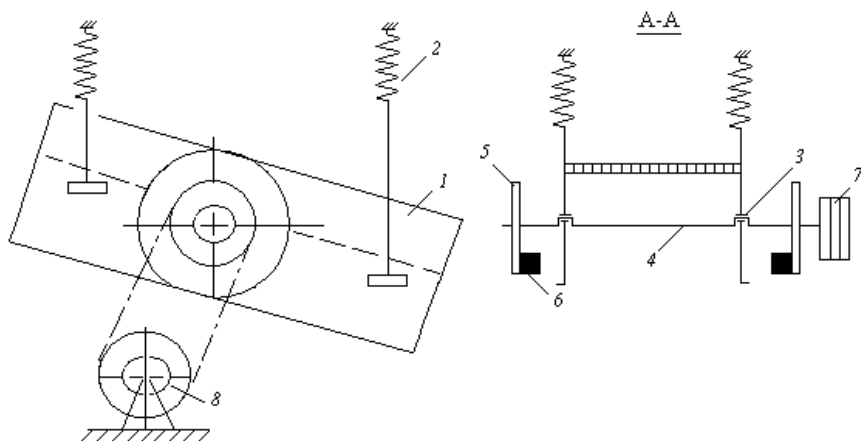


Рис. 1.7. Схема инерционного самоцентрирующегося грохота:
 1 - короб с ситом; 2 - пружины; 3 - подшипники; 4 - эксцентриковый вал;
 5 - маховики; 6 - дебалансы; 7 - шкив клиноременной передачи;
 8 - электродвигатель

В подшипниках 3, жестко укрепленных в коробе, смонтирован вал с эксцентриковыми заточками 4. На концах вала насажены маховики 5 с дебалансными грузами 6. На валу также укреплен шкив 7, приводимый во вращение клиноременной передачей от электродвигателя, установленного на неподвижной опоре 8.

Круговые качания короба обусловлены взаимодействием двух вращающихся масс: одна из них представлена коробом грохота, подвешенным на пружинах; другая – дебалансными грузами, укрепленными на валу, вращающемся в подшипниках, соединенных с коробом. Дебалансные грузы подбираются такими, чтобы их центробежная сила инерции уравновешивала центробежную силу, развиваемую коробом грохота при вращении на радиусе, равном эксцентриситету, т.е.

$$Me = 2mr, \quad (1.10)$$

где M – полная масса короба с нагрузкой;
 e – эксцентриситет вала;
 m – масса одного дебалансного груза;

r – расстояние от центра массы дебалансных грузов до оси вращения.

В этом случае короб описывает круговые движения вокруг теоретической оси $O-O$, совпадающей с осью приводного шкива, которая в процессе работы остается неподвижной в пространстве. Отсюда грохотам с таким приводом дано название «самоцентрирующиеся».

Незначительные отклонения от «равновесной», т.е. условия $Me = 2mr$, массы дебалансных грузов или массы короба с нагрузкой вызывают дополнительные круговые движения центра вала малого радиуса, которые не оказывают влияния на работу гибкой передачи от электродвигателя и сам процесс грохочения. Поэтому считается, что самоцентрирующиеся грохоты не нуждаются в тщательном подборе дебалансных грузов и это является их существенным преимуществом перед традиционными грохотами, в которых тщательная балансировка дебалансов обязательна.

Инерционные грохоты широко применяют на всех стадиях грохочения. Производят инерционные грохоты тяжелого, среднего и легкого типов. На грохотах тяжелого типа возможен рассев руды и материалов плотностью до 2500 кг/м^3 и крупностью до 1300 мм , на грохотах среднего типа – плотностью до 1600 кг/м^3 с фракциями до $150\text{--}300 \text{ мм}$, легкого типа – плотностью 1000 кг/м^3 и крупностью до $100\text{--}200 \text{ мм}$.

Широкое распространение самоцентрирующихся инерционных грохотов обусловлено простотой конструкции, легкостью регулировки, широкой номенклатурой. Ударные нагрузки поступающих на сито кусков материала в значительной степени демпфируются упругими опорами короба. В качестве упругих опор применяют спиральные пружины или пневмобаллоны.

В *самобалансных грохотах* (рис. 1.8) подвесного или опорного исполнения в качестве приводного механизма используется самобалансный вибратор, устанавливаемый под ситом грохота. Вибратор 4 состоит из двух одинаковых дебалансов 5, вращающихся на параллельных валах в противоположные стороны с одинаковой скоростью. Вибратор смонтирован на опорной раме 3, укрепленной на коробе 1 под углом $35\text{--}55^\circ$ к плоскости сита. При любом положении дебалансных грузов вибратора часть центробежных сил инерции, действующих вдоль оси $У$, взаимно уравновешивается,

а другая часть действует вдоль оси, расположенной, как указывалось, под углом $35\text{--}55^\circ$ к плоскости сита, создавая прямолинейные колебания сита и обеспечивая движение материала на сите с подбрасыванием и энергичным встряхиванием.

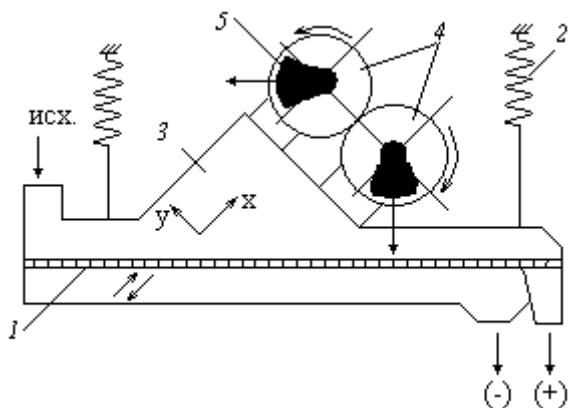


Рис. 1.8. Схема вибрационного грохота с самобалансным вибратором:
1 – короб с ситом; 2 – пружины; 3 – опорная рама; 4 – вибратор; 5 – дебалансы

Самобалансные грохоты применяются для грохочения различных руд, углей, нерудных строительных материалов крупностью до 100 мм с амплитудой колебаний сит $8,5\text{--}10$ мм при частоте 750 мин^{-1} . Кроме того, используют для грохочения влажных и глинистых материалов, операций мокрой классификации, отделения суспензии от продуктов разделения.

Самобалансные грохоты имеют малые габаритные размеры по высоте, сравнительно небольшую металлоемкость, они просты и надежны в эксплуатации, отличаются эффективным режимом грохочения.

Недостатком самобалансного вибратора является его сложность – четыре подшипника для двух валов, пара зубчатых колес, герметичный корпус с масляной ванной.

Резонансные грохоты (рис. 1.9) состоят из двух колеблющихся масс: горизонтального короба с ситами 1 и подвижной рамы 2, удерживаемых и связанных между собой пружинами и амортизаторами.

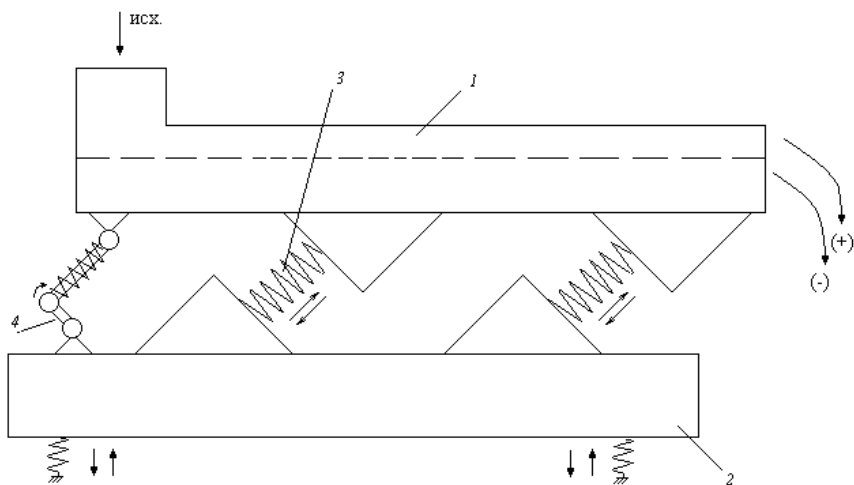


Рис. 1.9. Схема резонансного грохота:
 1 – горизонтальный короб с ситами; 2 – подвижная рама;
 3 – пружины и амортизаторы; 4 – упругий приводной механизм

В этих грохотах используется явление резонанса для приведения в колебательное движение массивных коробов и уравновешивания возникающих при этом сил инерции с помощью колеблющейся рамы. Короб получает колебания от упругого приводного механизма, укрепленного на раме. Колебания короба и рамы происходят благодаря чередующимся преобразованиям их кинетической энергии в потенциальную энергию упругих связей, и наоборот. Короб и рама имеют одинаковую частоту колебаний, противоположных по направлению, что обеспечивает уравновешивание их масс.

Амплитуда колебаний короба и рамы, работающих в резонансном режиме, зависит от их масс. Для снижения динамических нагрузок на фундамент уменьшают амплитуду качаний рамы путем увеличения ее массы в 2,5–3 раза по сравнению с массой короба в соответствии со следующим условием:

$$m_1 a_1 = -m_2 a_2, \quad (1.11)$$

где m_1 и m_2 – массы короба и рамы;

a_1 и a_2 – амплитуды их качаний.

Массы короба и рамы подбирают таким образом, чтобы система работала в резонансном режиме, обеспечивающем минимальный расход энергии. При режимах работы близких к резонансному в результате полного уравнивания сил инерции удается ликвидировать действие сил на привод. Благодаря этому размеры короба могут быть значительными, что позволяет увеличить производительность грохота и повысить эффективность грохочения.

Достоинствами резонансных грохотов являются их динамическая уравновешенность, большая просеивающая поверхность и производительность, высокая эффективность; недостатки – сложность конструкции (много шарниров, пружин, резиновых упругих элементов), наладки, регулировки, большая металлоемкость. Они применяются для грохочения и обезвоживания различных материалов.

1.5. Валковые (валково-дисковые) грохоты

Валковые грохоты (рис. 1.10) состоят из ряда параллельных валков, установленных на наклонной раме и вращаемых в направлении движения материала. На валки насажены или отлиты вместе с ними диски различной конфигурации. Валки с дисками образуют просеивающую поверхность с отверстиями, форма и размеры которых определяются расстояниями между валками и формой дисков.

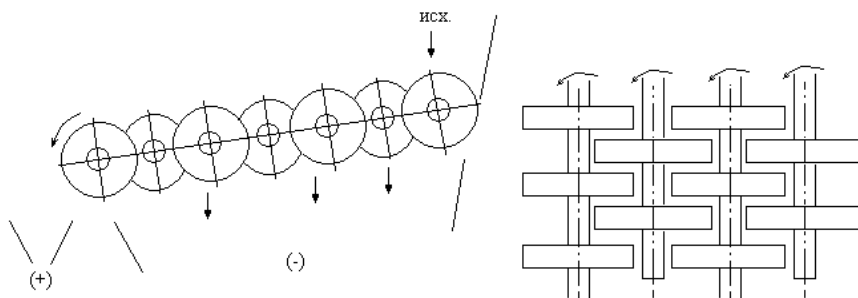


Рис. 1.10. Схема работы и конструкция валкового (валково-дискового) грохота

Число валков для разных конструкций грохотов составляет от 5 до 13, а для грохочения мелкого материала и больше. Размеры отверстий валковых грохотов – от 5 до 175 мм. Рама грохота устанавливается под углом 12–15°.

Производительность валковых грохотов по исходному материалу принимается около 1 м³/ч на 1 м² и 1 мм ширины отверстия. Например, при размере отверстия 75мм – 75 м³/(м²ч).

Достоинствами валковых грохотов являются самоочищаемость вращающихся поверхностей, возможность рыхления исходного материала, не бояться перегрузки, бесшумность работы; недостатками – большая металлоемкость и сложность привода.

1.6. Барабанные грохоты

Барабанные грохоты (рис. 1.11) имеют цилиндрическую или коническую просеивающую поверхность из перфорированных стальных листов или сетки. Ось цилиндрического барабана наклонена к горизонту под углом 4–14°, ось конического – горизонтальна. Исходный материал крупностью до 300–500 мм подается внутрь вращающегося барабана.

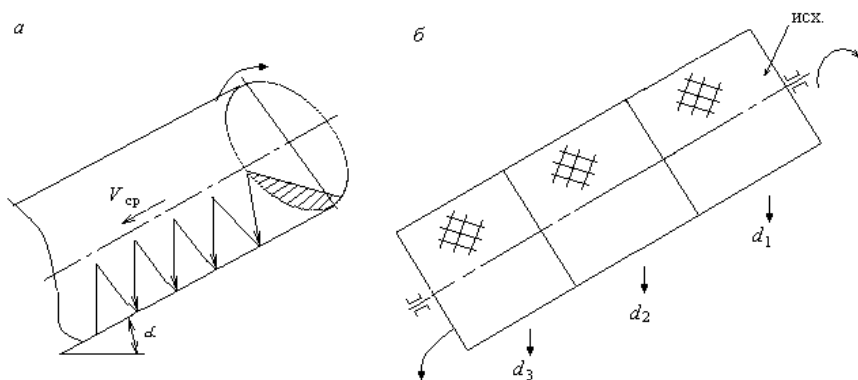


Рис. 1.11. Схема работы (а) и конструкция трехсекционного цилиндрического барабанного грохота (б): $d_3 > d_2 > d_1$.

Движение материала в барабанном грохоте схематически показано на рис. 1.11. *a*. Материал под действием силы трения увлекается внутренней поверхностью вращающегося барабана и затем под действием силы тяжести скатывается вниз. Вследствие наклона оси барабана α скатывание материала происходит под некоторым углом к плоскости вращения. Поэтому материал несколько продвигается вниз вдоль оси барабана со средней скоростью V_{cp} . Далее цикл повторяется и материал движется по зигзагообразной линии.

Если материал необходимо рассеять на несколько классов крупности, барабан по длине собирается из ряда секций с разными отверстиями, увеличивающимися к разгрузочному концу. Сита могут собираться с концентрическими просеивающими поверхностями: внутренние – с наибольшими, а наружные – с наименьшими отверстиями. Применяют также комбинированные конструкции, в которых на барабане, состоящем из нескольких секций сита с отверстиями, увеличивающимися в размерах, устанавливается концентрически еще одно или несколько сит с мелкой сеткой.

Диаметр барабана колеблется от 500 до 3000 мм, длина от 2000 до 900 мм; длина отдельной секции барабана – от 800 до 1500 мм. По практическим данным, средняя производительность барабанного грохота на 1 м² площади сита и на 1 мм размера отверстий составляет 0,25–0,30 т/ч при сухом грохочении, при мокром – около 0,45 т/ч.

Частота вращения барабана ограничивается определенным пределом, так как при больших частотах возникающая центробежная сила прижимает материал к рабочей поверхности и грохочение становится невозможным. Частота вращения, при которой слой материала, прилегающий к поверхности барабана, начинает вращаться вместе с барабаном, называется критической. Критическая частота вращения барабанного грохота

$$n_{крит} = \frac{30}{\sqrt{R}} \text{ сек}^{-1}, \quad (1.12)$$

где R – радиус барабана, м.

Барабанные грохоты находят применение для грохочения и промывки различных материалов, россыпных руд, для сортировки флотационного концентрата.

Достоинствами барабанных грохотов являются: простота конструкции, бесшумная работа, простота обслуживания и надежность в работе, а также возможность мокрого грохочения сильноглинистых материалов. К недостаткам следует отнести низкую удельную производительность и относительно невысокую эффективность грохочения.

1.7. Обозначение (маркировка) грохотов

Все грохоты в зависимости от условий работы, которые определяются насыпной плотностью грохотимого материала, делятся на грохоты легкого, среднего и тяжелого типов, соответственно для материалов с насыпной плотностью 1 т/м^3 ; $1,6 \text{ т/м}^3$ и $2,5 \text{ т/м}^3$. Обозначение грохота состоит из трех букв и двух цифр.

Первая буква Г обозначает грохот, вторая буква характеризует конструктивное исполнение: Г – гирационный; И – инерционный; С – самобалансный; Р – резонансный; К – конический; Ц – цилиндрический. Третья буква характеризует тип грохота: Л – легкого типа, С – среднего типа, Т – тяжелого типа.

Первая цифра числового обозначения определяет ширину короба грохота: 1 – 750 мм, 2 – 1000 мм, 3 – 1250 мм, 4 – 1500 мм, 5 – 1750 мм, 6 – 2000 мм, 7 – 2500 мм, 8 – 3000 мм, вторая цифра – число ярусов сит. Например, ГИЛ-52 – грохот инерционный легкого типа для работы с материалом, имеющим насыпную плотность около 1000 кг/м^3 , с шириной короба 1750 мм, двухярусный (двухситный).

2. ДРОБЛЕНИЕ

2.1. Процессы дробления и измельчения

До 10 % электроэнергии, производимой в мире, расходуется на дробление и измельчение твердых материалов, поэтому при проведении этих процессов необходимо соблюдать принцип: «не дробить ничего лишнего».

Дробление и измельчение – процессы последовательного уменьшения размеров кусков (зерен) полезных ископаемых и различных материалов путем разрушения их действием внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления, связывающие между собой частицы твердого вещества. С физической точки зрения принципиальной разницы между дроблением и измельчением нет. Условно считают, что при дроблении получают продукты преимущественно крупнее 5 мм, а при измельчении – мельче 5 мм. Для дробления применяют *дробилки*, а для измельчения – *мельницы*.

Процессы дробления и измельчения по своему назначению могут быть *подготовительными, самостоятельными и избирательными*.

Целью *подготовительного* дробления и измельчения полезных ископаемых перед их обогащением является раскрытие (разъединение) минералов при минимальном их переизмельчении в результате разрушения минеральных сростков. Конечная крупность дробления или измельчения определяется крупностью вкрапленности извлекаемых минералов. Чем полнее раскрыты зерна разделяемых минералов, тем эффективнее последующий процесс обогащения.

Если минералы обладают резко различными физико-механическими свойствами, то в результате дробления или измельчения более твердые и прочные из них будут представлены более крупными кусками и зернами, чем хрупкие и менее твердые минералы. Такое дробление или измельчение называется *избирательным* и применяется для обогащения по крупности и прочности.

Дробление и измельчение называются *самостоятельными*, если получаемый продукт является товарным и подлежит непосредственному использованию (например, переработка известняков и доломитов, камня при изготовлении щебня, угля на электростанциях или для коксохимических производств и др.). Крупность дробленых или из-

мельченных продуктов в этом случае определяется соответствующими стандартами.

Дробление и измельчение применяется для доведения горных пород, минерального сырья и других материалов до необходимой крупности, требуемого гранулометрического состава или заданной степени раскрытия минералов. При этих процессах куски, зерна и частицы материалов разрушаются под действием внешних сил (механических, тепловых, электрических и др.). Эти силы направлены на преодоление внутренних сил сцепления, связывающих между собой частицы твердого вещества.

В зависимости от характера внешних сил, применяемых для дробления и измельчения, различают следующие применяемые в промышленности процессы:

- *обычное* дробление и измельчение, осуществляемое за счет использования обычных механических сил;
- *самоизмельчение* при взаимном воздействии зерен друг на друга;
- *электрогидравлическое* дробление под воздействием ударных волн, возникающих при прохождении электрического заряда через жидкость;
- *взрывное* дробление или измельчение, основанное на разрушении пород под действием внутренних сил растяжения при быстром снятии с них внешнего давления;
- *вибрационное* измельчение в поле вибрационных сил;
- *центробежное* измельчение в центробежном поле;
- *струйное* измельчение за счет кинетической энергии движущихся с высокой скоростью навстречу друг другу частиц.

Наиболее широко из них используется на предприятиях строительной, горно-химической, угольной и других отраслей промышленности обычное дробление, измельчение и самоизмельчение.

В промышленности строительных материалов согласно генетическому признаку наиболее широко используют для переработки следующие важнейшие виды строительных горных пород: *магматические (изверженные)*; *осадочные*; *метаморфические (видоизмененные)*.

Магматические (изверженные из вулканической лавы) породы делятся:

- на глубинные, медленно остывшие под давлением и имеющие кристаллическое строение (гранит, сиенит, диорит, габбро);
- излившиеся, быстро застывшие на поверхности, стекловидные (базальт, порфирит, диабаз, андезит).

Плотность магматических пород изменяется от 2600–2800 кг/м³ (граниты, порфиры) до 2900–3300 кг/м³ (габбро, базальты); соответственно предел прочности на сжатие – от 120–250 до 250–400 МПа.

Осадочные породы делятся:

- на разрушенные механическим выветриванием обломочные породы (песчаники, валуны, гравий, песок, глыбы, галька, щебень, глинистые тонко-обломочные породы);

- образовавшиеся вследствие растворения пород в воде с последующим осаждением. Сюда относятся такие подгруппы осадочных горных пород, как карбонатные (известняк, доломит, мергель, известковый туф), кремнистые (трепел, кремнь, кремнистый туф), сернокислые (гипс, ангидрит);

- органогенные породы, образовавшиеся в результате жизнедеятельности микроорганизмов и скопления их твердых частиц (известняки, ракушечники, мел, мергель, опока, диатомит).

Физико-механические свойства осадочных горных пород весьма разнообразны. Средняя плотность известняков составляет 1700–2600, доломита – 2700–2900, гипса – 2200, мергеля – 1900–2500, известкового туфа – 1400–1700, трепела – 500–1300 кг/м³, соответственно предел прочности на сжатие для указанных горных пород: до 200, 60–150, до 80, до 90, 10–15, до 10 МПа.

Метаморфические (видоизмененные) горные породы образовались в результате изменений под воздействием высоких температур, давлений и других процессов разложения и распада. К ним относятся: гнейсы со средней плотностью 2400–2800 кг/м³ и пределом прочности на сжатие от 100 до 200 МПа; мраморы со средней плотностью 2600–2800 кг/м³ и пределом прочности на сжатие от 50 до 300 МПа; кварциты со средней плотностью 2800–3000 кг/м³ и пределом прочности на сжатие от 100 до 400 МПа.

Горные породы отличаются друг от друга не только по происхождению и минеральному составу, но также по *строению (структуре)* и *сложению (текстуре)*. Первая в основном обуслов-

лена размерами и формами минеральных агрегатов, степенью их кристалличности; вторая – слоистостью, пористостью и трещиноватостью.

В определении понятия *структура (строение)* горной породы входит также способ связей между минеральными составляющими. Например, в песках минеральные зерна находятся в простом соприкосновении друг с другом; в песчаниках минеральные зерна сцементированы карбонатным, гипсовым, глинистым или другим каким-либо цементирующим веществом; в гранитах, мраморах и других породах минеральные зерна «спаяны» друг с другом; иногда минеральные зерна могут быть заключены в стекловидную массу.

Текстура (сложение) горных пород – это способ их построения, выраженный в пространственном взаиморасположении минеральных масс, составляющих горную породу. С текстурными особенностями связана анизотропия горных пород в продольном и поперечном направлениях, а также масштабный фактор, которым объясняется увеличение удельной прочности твердых тел по мере уменьшения их линейных размеров. Выделяются структуры полнокристаллические и неполнокристаллические, различной зернистости, слоистости, однородные, пористые, трещиноватые и др. Для магматических горных пород большей частью свойственно массивное сложение, которое возникает путем более или менее равномерного остывания и кристаллизации магматических масс на глубине. В случае, когда магма изливается на поверхность (при извержении вулканов), она образует ряд покровов и потоков шлакового, пузырчатого и других видов сложений. Наиболее характерным для пород осадочного происхождения является слоистое сложение, когда минеральные массы распределены в объеме горной породы слоями. Отдельные слои представляют собой плитообразные тела, образовавшиеся путем последовательного накопления минеральных масс. Для метаморфических пород характерно сланцеватое сложение. В этом случае горная порода расчленяется на отдельные плиты по плоскостям, получившим название плоскостей сланцеватости.

Для процессов разрушения наиболее важными характеристиками горных пород являются их прочность (крепость), дробимость, измельчаемость и абразивность.

Прочность – это свойство материала сопротивляться разрушениям под действием напряжений, возникающих от нагрузок и других факторов. Строительные горные породы, подвергаясь различным нагрузкам, испытывают напряжение сжатия, растяжения, изгиба, среза и удара. Горные породы хорошо сопротивляются сжатию, слабее растяжению, изгибу, удару. На растяжение они выдерживают нагрузку в 10–15 раз меньшую, чем на сжатие.

Исходя из пределов прочности на сжатие и растяжение, все горные породы можно представить в виде табл. 2.1.

Таблица 2.1

Прочность горных пород

Прочность	Очень низкая	Низкая	Средняя	Высокая	Очень высокая
При сжатии, МПа	менее 40	40–60	60–120	120–250	более 250
При растяжении, МПа	менее 5	5–8	8–11	11–14	более 14

Крепость горных пород характеризует сопротивляемость их технологическому разрушению (бурению, взрыванию, отбойке, отделению пласта породы и т.п.). Наибольшее распространение получила классификация горных пород по крепости, предложенная проф. М.М. Протодяконовым, в основу которой положен коэффициент крепости f , показывающий во сколько раз крепость данной породы при сжатии больше или меньше крепости условной породы с прочностью при сжатии 10 Мпа, т.е. $f_{\text{н\text{э}}} = \sigma_{\text{н\text{э}}} / 10$ (где $\sigma_{\text{н\text{э}}}$ – прочность породы при сжатии, Мпа).

Дробимость является косвенной характеристикой прочности зерен горной породы, определяемой путем сжатия (раздавливания) стандартной нагрузкой в стандартном цилиндре. Марка по дробимости означает допустимые величины потерь при отсеивании на контрольном сите.

Под *измельчаемостью* материала исходной крупности понимается его способность с большей или меньшей степенью легкости превращаться при измельчении в продукт заданной крупности.

Абразивность характеризует способность горных пород изнашивать рабочие органы в процессе дробления и измельчения при трении. Абразивность оценивают по износу металла, контактирующего с горной породой.

2.2. Способы дробления и измельчения

Под способом дробления и измельчения понимается вид воздействия разрушающей силы на куски (зерна) материала. Различные способы дробления и измельчения отличаются видом основной необратимой деформации. Применяются следующие способы разрушения материалов (рис. 2.1):

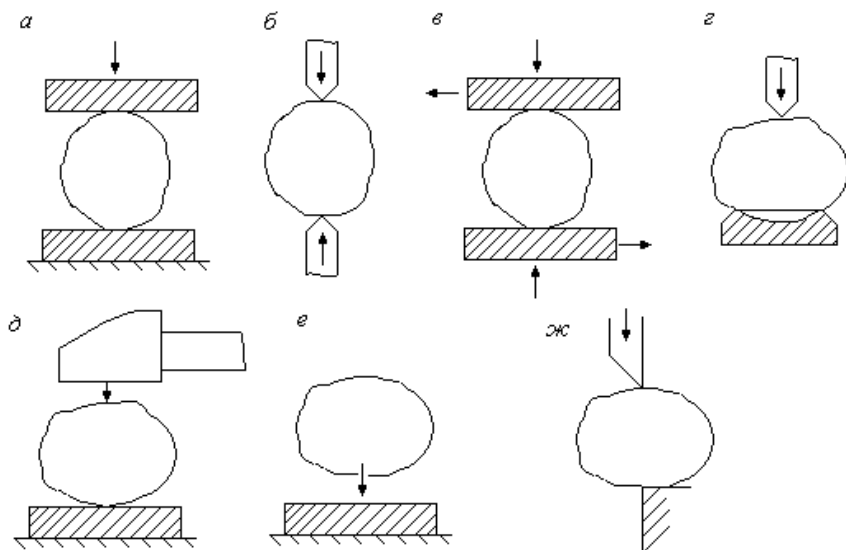


Рис. 2.1. Способы дробления и измельчения:

a - раздавливание; *б* - раскалывание; *в* - истирание; *г* - излом; *д* - стесненный удар; *е* - свободный удар; *ж* - резание

- раздавливание, наступающее после перехода напряжения за предел прочности материала на сжатие;
- раскалывание, при котором расклинивающие усилия превосходят предел прочности материала на растяжение;
- истирание, при котором касательные напряжения превосходят предел прочности материала на сдвиг;
- излом (разламывание), при котором изгибающие усилия превосходят предел прочности материала на растяжение;
- динамический удар (свободный, или в стесненных условиях), при котором прилагаемый импульс силы превосходит силы сцепления между отдельными частицами материала. При динамическом ударе проявляется совокупность деформаций: сжатие, растяжение, изгиб и сдвиг;
- резание, при котором острые кромки инструмента преодолевают предел прочности на срез как твердых, так и волокнистых материалов (например, при дроблении торфа, древесной щепы и т.п.).

Наибольшее сопротивление оказывают горные породы раздавливанию, меньшее – изгибу, наименьшее – растяжению.

В работе современных дробилок и мельниц наиболее широко используются способы раздавливания, раскалывания и удара, а также сочетание этих способов с разламыванием и истиранием.

Способ разрушения выбирают в зависимости от физико-механических свойств материала и крупности его кусков.

2.3. Степень дробления (измельчения)

Оценка результатов дробления и измельчения производится по степени дробления (измельчения). *Степенью дробления (измельчения)* называется отношение размеров зерен исходного материала к размерам зерен дробленого (измельченного) продукта. Степень дробления (измельчения) – количественная характеристика процесса, показывающая, во сколько раз уменьшился размер кусков (зерен) материала при дроблении или измельчении, что связано с расходом энергии и производительностью дробилок и мельниц.

Степень дробления (измельчения) можно вычислить как

$$i = \frac{\ddot{A}_{\text{н.д. а.с.а}}}{d_{\text{н.д. а.с.а}}}, \quad (2.1)$$

где $\ddot{A}_{\text{н.д. а.с.а}}$ и $d_{\text{н.д. а.с.а}}$ – средневзвешенные диаметры зерен исходного материала и дробленого (измельченного) продукта, которые определяются путем просеивания взятых проб.

В свою очередь

$$\ddot{A}_{\text{н.д. а.с.а}} = \sum_{i=1}^n \frac{\ddot{A}_i M_i}{100} \quad \text{и} \quad d_{\text{н.д. а.с.а}} = \sum_{i=1}^n \frac{d_i m_i}{100}, \quad (2.2)$$

где \ddot{A}_i, d_i – диаметры отверстий сит, используемых при просеивании;
 M_i, m_i – процентный выход материала на каждом сите.

Так как использование формулы (2.2) не всегда возможно, чаще всего степень дробления определяется как отношение размеров максимальных по крупности кусков материала до и после дробления

$$i = \frac{\ddot{A}_{\text{max}}}{d_{\text{max}}}, \quad (2.3)$$

где \ddot{A}_{max} – диаметр максимального куска материала до дробления;
 d_{max} – диаметр максимального фактического (или заданного) куска материала после дробления.

Возможно использование следующих выражений:

$$i = \frac{\ddot{A}_{\text{н.д.}}}{d_{\text{н.д.}}}, \quad (2.4)$$

где $\ddot{A}_{\text{н.д.}}$ – средний диаметр кусков материала до дробления;
 $d_{\text{н.д.}}$ – средний диаметр кусков материала после дробления;

$$i = \frac{\dot{A}_{80}}{d_{80}}, \quad (2.5)$$

где D_{80} и d_{80} – размер квадратных отверстий сит, через которые проходит 80 % дробимого и дробленого продукта соответственно.

В промышленности для характеристики дробилок применяют так называемую конструктивную степень дробления

$$i = \frac{B}{\hat{a}}, \quad (2.6)$$

где B – ширина загрузочного отверстия дробилки (зева);

\hat{a} – ширина разгрузочного отверстия (выходной щели).

При расчете качественных показателей работы дробилок важную роль играет коэффициент закрупления дробленого материала

$$\hat{e}_c = \frac{d_{95}}{b},$$

где d_{95} – размер отверстий сита, через которые проходит 95 % дробленой породы;

b – ширина выходной щели в фазе сближения рабочих поверхностей.

Определение коэффициента закрупления k_3 производится графическим способом по типовым характеристикам крупности продуктов дробления. Например, техническое состояние щековых дробилок должно обеспечивать получение дробленого материала с коэффициентом закрупления k_3 до 1,7; для конусных дробилок типа КСД $k_3 = 2,5-2,6$; для конусных дробилок мелкого дробления КМД $k_3 = 3-3,5$.

2.4. Стадиальность и схемы дробления и измельчения

На обогатительных фабриках дробление и измельчение полезных ископаемых производится с высокой степенью измельчения конечного продукта. Например, для получения доломитовой муки

следует куски крупностью до 1300 мм вначале раздробить, а затем измельчить до крупности 0,1 мм, т.е. общая степень дробления (измельчения)

$$i_{\text{таб}} = \frac{1300}{0,1} = 13000.$$

Получение высоких степеней дробления (измельчения) в одной машине невозможно. Вследствие конструктивных особенностей существующих дробилок и мельниц их эффективная работа возможна при ограниченных степенях дробления и измельчения. Поэтому наиболее рационально дробить и измельчать материал от исходной крупности до требуемого размера конечного продукта в нескольких последовательно работающих дробилках и измельчающих машинах. В каждой из них будет осуществлена лишь часть общего процесса дробления или измельчения, которая называется стадией дробления или измельчения.

Общая степень дробления и измельчения равна произведению всех стадий дробления и измельчения

$$i_{\text{общ}} = i_1 \cdot i_2 \cdot i_3 \cdot \dots \cdot i_n. \quad (2.7)$$

В зависимости от крупности дробимого материала и дробленого продукта различают:

- *крупное дробление* (от 1500–500 до 350–100 мм), или первая стадия дробления (i обычно не более 5);
- *среднее дробление* (от 350–100 до 100–40 мм), или вторая стадия дробления (i обычно не более 8–10);
- *мелкое дробление* (от 100–40 до 30–5 мм), или третья стадия дробления (i обычно не более 10).

Измельчение также осуществляется обычно в несколько стадий. Степень измельчения при этом оценивают или соотношением размеров максимальных зерен в исходном и измельченном продукте, или процентным содержанием определенного класса крупности (+0,100 мм; –0,074 мм или –0,044 мм) в измельченном продукте. Различают:

- *грубое измельчение* (от 30–5 до 5–0,1 мм при содержании класса –0,074 мм 20–40 %);
- *тонкое измельчение* (от 5–0,1 до 0,1–0,05 мм при содержании класса –0,074 мм 40–75 %);
- *сверхтонкое измельчение* (от 0,1–0,05 мм до содержания класса –0,074 мм более 75 %).

Дробление и особенно измельчение являются весьма энергоемкими процессами. Поэтому при осуществлении их на практике следует руководствоваться принципом: «Не дробить ничего лишнего». Поэтому, если в исходном продукте содержится достаточное количество готового класса, то его выделяют перед дроблением или измельчением путем грохочения или классификации по одной из ниже приведенных схем (рис. 2.2).

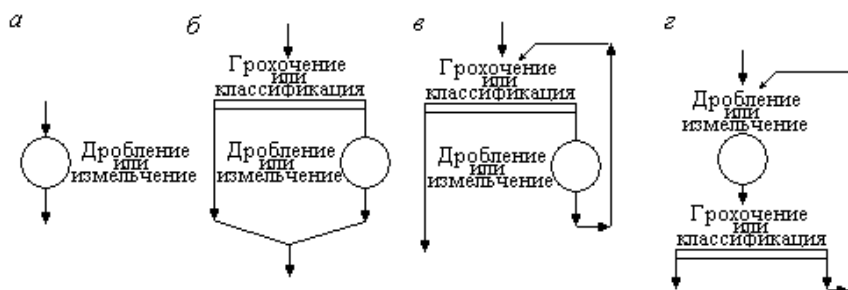


Рис. 2.2. Схемы открытого и замкнутого циклов дробления и измельчения: а – открытый цикл; б – открытый цикл с предварительным грохочением или классификацией; в – замкнутый цикл с совмещенными предварительным и поверочным грохочением или классификацией; з – замкнутый цикл с поверочным грохочением или классификацией

Совокупность операций дробления и грохочения или измельчения и классификации составляет *цикл дробления или измельчения*, который может быть *открытым* или *замкнутым*. В открытом цикле (рис. 2.2, а) каждый кусок проходит через дробилку или мельницу только один раз. В замкнутом цикле выделяемые при грохочении или классификации крупные куски возвращаются в виде циркулирующей нагрузки еще раз на дробление или доизмельчение в тот же самый аппарат (рис. 2.2, в, з).

Процессы дробления осуществляются в *щековых, конусных, валковых, молотковых, роторных* дробилках, а также в других аппаратах для дробления. Выбор типа дробимого аппарата зависит от физико-механических свойств (прочности, хрупкости, вязкости, трещиноватости и др.) и крупности исходного материала, требуемой степени дробления и гранулометрического состава дробимого продукта, заданной производительности.

2.5. Щековые дробилки

В *щековых дробилках* материал дробится в рабочем пространстве, образованном подвижной и неподвижной щеками в результате раздавливания, раскалывания, излома и истирания кусков материала, загружаемых в приемную часть дробилки. При приближении подвижной щеки к неподвижной осуществляется рабочий ход, при обратном движении – холостой. Куски материала в рабочем пространстве располагаются в зависимости от крупности: сверху – более крупные, ниже – менее крупные. По мере их дробления под действием силы тяжести при каждом отходе подвижной щеки материал продвигается вниз. Одновременно дробленный материал из нижней части периодически разгружается вниз через выпускную щель при каждом холостом ходе подвижной щеки.

Щековые дробилки (ЩД) применяются в основном для крупного и среднего, а также мелкого дробления.

По характеру движения подвижной щеки различают щековые дробилки двух кинематических групп (рис. 2.3):

- с простым качанием щеки (ЩДП);
- со сложным движением щеки (ЩДС).

Чтобы предотвратить выброс материала из приемного отверстия дробилки при рабочем ходе подвижной щеки, максимальное значение угла между щеками, называемого *углом захвата* α , не должно превышать двойного угла трения дробимого материала, т.е.

$$\alpha \leq 2\varphi, \quad (2.9)$$

где φ - угол трения дробимого материала.

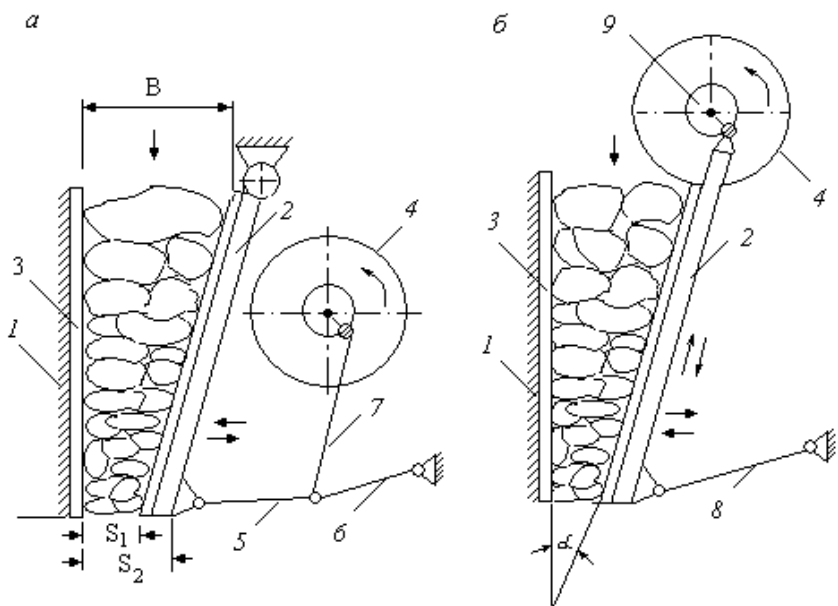


Рис. 2.3. Принцип действия и кинематические схемы щековых дробилок:
a – с простым движением щеки; *б* – со сложным движением щеки;
 1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – дробящая футеровочная
 плита; 4 – маховик; 5 – передняя распорная плита; 6 – задняя распорная
 плита; 7 – шарнирно-эксцентриковый механизм; 8 – распорная плита;
 9 – приводной эксцентриковый механизм

На практике угол захвата лежит в пределах $\alpha = 15\text{--}24^\circ$ для различных материалов.

Типоразмеры щековых дробилок, характеризуемые шириной B и длиной L – их приемного отверстия, зависят от крупности кусков перерабатываемой горной породы. Максимальная крупность кусков исходного материала не должна превышать 85 % ширины приемного отверстия.

Крупность дробленого продукта зависит от величины разгрузочной щели δ , которая может иметь минимальный размер S_1 при сомкнутом положении щек (конец рабочего хода) и максимальный размер S_2 при разомкнутом положении (конец холостого хода). Разница между ними представляет собой ход подвижной щеки, т.е.

$$S_2 - S_1 = e. \quad (2.10)$$

Ширина выходной щели e связана с максимальной крупностью кусков в готовом продукте и определяется

$$d_{\max} = 1,2 e.$$

Размер выходной щели e – параметр переменный. В щековых дробилках его можно регулировать, тем самым изменяя крупность продукта. Диапазон изменений e для щековых дробилок крупного дробления ± 45 , среднего ± 30 , мелкого ± 15 %.

Наибольшую производительность щековые дробилки развивают при *оптимальной частоте качаний подвижной щеки*, связанную с частотой вращения приводного вала. При данной частоте максимально используется время отхода подвижной щеки, что дает возможность разгрузиться вниз *призме выпадения* с наибольшей высоты и, соответственно, обеспечить максимальную производительность. Оптимальная частота качаний подвижной щеки (мин^{-1})

$$n = 30 \sqrt{\frac{g \cdot \operatorname{tg} \alpha}{2e}} \quad \text{или} \quad n = 30 \sqrt{\frac{g \cdot \operatorname{tg} \alpha}{2(S_2 - S_1)}}, \quad (2.11)$$

где g – ускорение свободного падения; $g = 9,81 \text{ м/с}^2$.

Объемная производительность щековой дробилки ($\text{м}^3/\text{ч}$)

$$V = 30 n (S_1 + S_2) (S_2 - S_1) L / \operatorname{tg} \alpha. \quad (2.12)$$

Массовая производительность (т/ч)

$$Q = V \rho k = 30 \rho k n (S_2 + S_1) (S_2 - S_1) L / \operatorname{tg} \alpha, \quad (2.13)$$

где ρ – плотность материала, т/м^3 ;

k – коэффициент разрыхления материала при выходе из дробилки в зависимости от его прочности, $k = 0,25-0,70$.

Дробящие футеровочные плиты являются основными рабочими органами щековых дробилок и представляют собой сменные быст-

роизнашивающиеся детали. Их стоимость составляет 30–40 % общих затрат на дробление. Дробящие футеровочные плиты, крепящиеся к неподвижной и подвижной щекам, делают из прочных износостойких материалов. Для того, чтобы заменить раздавливание менее энергоемкими видами деформации (изгиб, сдвиг), футеровочные плиты или их часть делают с рифлениями. Для этого выступы на плите неподвижной щеки располагают против впадин на плите подвижной щеки. Боковые стенки рабочего пространства дробилки футеруются гладкими плитами.

С целью снижения затрат энергии на дробление в последнее время находят применение различные конструкции и профили дробящих плит (сочетание прямолинейного и криволинейного профилей, выполнение обоих профилей криволинейными и т.п.).

Дробилки с простым качанием щеки применяются для крупного дробления. Дробилки со сложным качанием рекомендуется применять для мелкого и среднего дробления, а также для дробления вязких материалов. Благодаря принудительному выталкиванию дробленого материала из разгрузочной щели щековые дробилки со сложным качанием щеки имеют более высокую производительность.

На обогатительных фабриках щековые дробилки применяются для крупного дробления. Эти дробилки не могут работать под завалом и поэтому для кусков горной породы сооружают приемные бункера небольшой емкости. Из приемного бункера в дробилку горная порода равномерно подается пластинчатым питателем. Иногда перед дробилкой устанавливают колосниковый грохот. Пластинчатый питатель подает материал на грохот и в дробилку поступает только надрешетный продукт. Дробленый продукт обычно разгружается из дробилки на ленточный конвейер, который транспортирует его в следующую стадию дробления. Щековые дробилки устанавливают на фундаментах, не связанных с фундаментами здания.

Максимальная степень дробления, которую можно достичь в щековых дробилках, составляет 8. Обычно же дробилки работают при степенях дробления от 3 до 5.

Типоразмер щековых дробилок характеризуется шириной приемного отверстия B и длиной камеры дробления L и обозначается $B \times L$ (мм). Типоразмеры щековых дробилок с простым качанием

подвижной щеки (ЩДП): 900 x 1200; 1200 x 1500; 1500 x 2100; типоразмеры щековых дробилок со сложным движением щеки: 160 x 250; 250 x 400; 250 x 900; 400 x 900; 600 x 900. Соответственно дробилки обозначаются, например: ЩДП-9 x 12; ЩДС-1,6 x 2,5; где цифры обозначают ширину B и длину L приемной камеры в дециметрах.

Преимуществами ЩДП являются возможность осуществления дробления материалов любой прочности, т.к. конструкция с верхним подвесом подвижной щеки создает максимальное усилие в верхней части рабочего пространства при малом ходе сжатия; в несколько раз больший срок службы дробящих плит по сравнению с ЩДС. Характерной особенностью современных ЩДП является использование дробящих поверхностей с криволинейным продольным профилем. Это позволяет, при наличии в материале большого количества мелких кусков, сразу проваливающихся в нижние зоны камеры дробления, существенно уменьшить забивание дробилки, снизить износ футеровочных плит и повысить производительность дробилки при том же расходе энергии.

Дробилки ЩДС позволяют получать более равномерный по крупности конечный дробленый продукт и работают с большей степенью дробления, чем дробилки ЩДП. Недостатком дробилок ЩДС является то, что усилия дробления передаются непосредственно эксцентрику приводного вала, а это затрудняет создание дробилок больших размеров и применение их для крупного дробления. Кроме того, при сложном движении подвижной щеки материал подвергается не только раздавливанию, но и истиранию и резанию, что приводит к образованию большого количества мелочи и вызывает повышенный износ дробящих плит.

2.6. Конусные дробилки

Конусные дробилки получили широкое распространение в горной промышленности для крупного, среднего и мелкого дробления руд, горно-химического сырья, строительных горных пород. Они являются высокопроизводительными машинами непрерывного действия. Дробление (рис. 2.4) осуществляется в кольцевом пространстве между неподвижным 1 и подвижным 2 дробящими конусами.

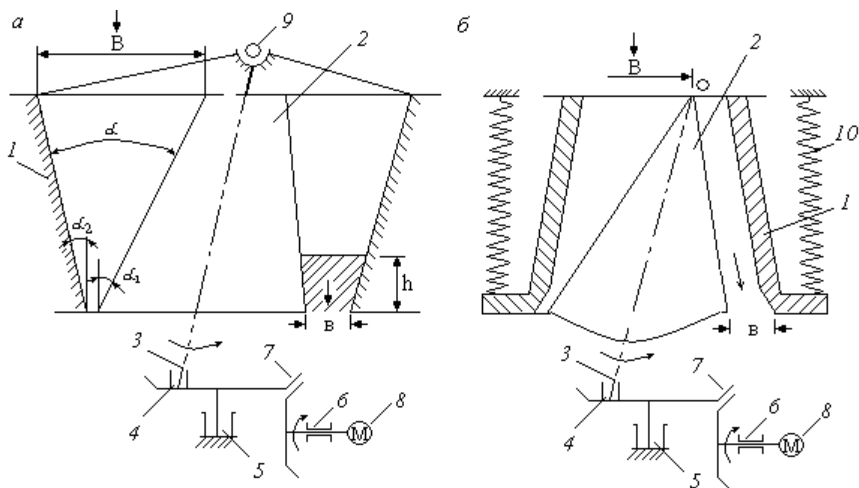


Рис. 2.4. Принцип действия и кинематические схемы конусных дробилок:
a – крупного дробления; *б* – среднего и мелкого дробления;
 1 – неподвижный конус; 2 – подвижный конус; 3 – вал; 4 – эксцентриковый стакан; 5 – подпятник; 6 – подшипник; 7 – коническая зубчатая передача; 8 – привод; 9 – подвеска на траверсе; 10 – предохранительные пружины

Подвижный конус, как бы обкатывая внутреннюю поверхность неподвижного конуса, производит дробление крупных кусков в результате их раздавливания, а также частично истирания и разламывания вследствие криволинейной формы дробящих поверхностей. Исходный материал загружается сверху в пространство между подвижным и неподвижным конусами, а разгрузка дробленого продукта производится вниз под дробилку через щель во время отхода подвижного конуса от неподвижного.

Конусные дробилки в зависимости от назначения подразделяются на дробилки *крупного (ККД)* (см. рис. 2.4, *a*), *среднего (КСД)* и *мелкого (КМД)* дробления (см. рис. 2.4, *б*).

Подвижный дробящий конус 2 у дробилки крупного дробления жестко закреплен на валу 3. Верхний конец вала шарнирно подвешен к верхней траверсе 9, а нижний вставлен в эксцентриковый стакан 4. При вращении эксцентрикового стакана через коническую зубчатую передачу 7 ось вала описывает коническую поверхность с вершиной в точке *O*. Ось вала образует с геометрической осью

дробилки некоторый небольшой угол, называемый *углом гирации (процессии)*.

Подвижный конус дробилок КСД и КМД опирается на сферический подпятник 5. Вал 3 подвижного конуса не имеет верхнего крепления и поэтому эти дробилки называются дробилками с консольным валом. Эксцентриковый стакан получает вращение от приводного устройства 8 через зубчатую коническую передачу, при этом подвижный конус получает качательное (гирационное) движение.

Подвижный конус как бы перекатывается по неподвижному (через слой материала), вследствие чего происходит непрерывное дробление материала. Поэтому в любой момент времени происходит сближение какого-либо участка поверхности подвижного конуса с неподвижным и осуществляется дробление материала в этом месте, в то время как на диаметрально противоположной стороне подвижный конус отходит от неподвижного, тем самым побуждая разгрузку дробленого продукта под действием силы тяжести.

Основными технологическими характеристиками щековых дробилок являются: *угол захвата α* , *оптимальная частота вращения эксцентрикового стакана $n_{\text{опт}}$* , *объемная и массовая производительность*.

Угол захвата α конусных дробилок, представляющий собой угол между внутренней поверхностью неподвижного и наружной поверхностью подвижного дробящего конуса, как и у щековых дробилок должен быть меньше двойного угла трения, т.е. $\alpha \leq 2\varphi$.

При *оптимальной частоте $n_{\text{опт}}$* вращения эксцентрикового стакана достигается максимальная производительность дробилки. Такую частоту имеем, если время половины оборота эксцентрикового стакана равно времени свободного падения куска дробленого продукта с максимально возможной высоты h до уровня разгрузочного отверстия

$$n_{\text{тпо}} = 30 \sqrt{\frac{g}{2h}}. \quad (2.14)$$

Т.к. ход подвижного конуса

$$e = S_2 - S_1, \quad (2.15)$$

где S_2 – максимальное раскрытие выходного отверстия (процесс разгрузки) «параллельной зоны»;

S_1 – минимальное раскрытие выходного отверстия (процесс дробления), то

$$h = \frac{e}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2}, \quad (2.16)$$

где α_1 – угол наклона образующей внутреннего подвижного конуса к вертикали;

α_2 – угол наклона образующей неподвижного конуса к вертикали.

С учетом (2.15) и (2.16) из уравнения (2.14) получим

$$n_{\text{н\ddot{o}}} = 30 \sqrt{\frac{g(\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2)}{2e}} \quad (2.17)$$

или

$$n_{\text{н\ddot{o}}} = 30 \sqrt{\frac{g(\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2)}{2(S_2 - S_1)}}. \quad (2.18)$$

За один оборот дробящего конуса из дробилки разгрузится объем материала V_1 , равный произведению площади кольца F с трапециевидальным поперечным сечением на среднюю длину этого кольца $2\pi R$, где R – расстояние от оси вращения до центра тяжести трапеции

$$V_1 = 2\pi R F, \quad (2.19)$$

$$\text{где } F = \frac{S_1 + S_2}{2} \cdot h = \frac{S_1 + S_2}{2} \cdot \frac{e}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2}.$$

Тогда

$$V_1 = \frac{S_1 + S_2}{2} \cdot \frac{e}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2} \cdot 2\pi R. \quad (2.20)$$

Объемная производительность конусной дробилки (м³/ч)

$$V = 60nV_1 = 30n(S_1 + S_2) \cdot \frac{e}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2}, \quad (2.21)$$

где n – частота вращения эксцентрикового стакана, мин⁻¹.

Массовая производительность конусной дробилки (т/ч)

$$Q = V\rho k = 30n\rho k(S_1 + S_2) \cdot \frac{e}{\operatorname{tg}\alpha_1 + \operatorname{tg}\alpha_2}, \quad (2.22)$$

где ρ – насыпная плотность дробимого материала, т/м³;

k – коэффициент разрыхления материала при выходе из дробилки, $k = 0,25-0,70$.

Камеры дробления конусных дробилок крупного, среднего и мелкого дробления различаются конфигурацией. У дробилок для крупного дробления усеченный конус чаши обращен большим основанием вверх, а у дробилок для среднего и мелкого дробления – вниз. Дробящие конусы у дробилок всех типов обращены большими основаниями вниз, но у дробилок для крупного дробления конус крутой, а у дробилок для среднего и мелкого дробления – пологий. Камера дробилок крупного дробления приспособлена к приему крупных кусков, поэтому кольцевое пространство между подвижным и неподвижным конусами расширяется в верхней части. Максимальный диаметр дробящего куса примерно в 1,5 раза превышает ширину приемного отверстия дробилки, а ширина разгрузочной щели составляет 0,1–0,2 от его размера.

Профиль рабочего пространства конусных дробилок для среднего и мелкого дробления предусматривает прием более мелкого материала и позволяет выдавать относительно равномерный по крупности дробленый продукт. Дробилки мелкого дробления по сравнению с дробилками среднего дробления имеют большую длину

«параллельной зоны» между конусами и меньшую высоту дробящего конуса, поэтому их иногда называют короткоконусными. Производительность дробилок среднего и мелкого дробления пропорциональна площади разгрузочной щели. Учитывая небольшую ее ширину, стремятся увеличивать ее длину за счет применения пологих дробящих конусов.

Конусные дробилки крупного дробления отличаются от дробилок среднего и мелкого дробления величиной эксцентриситета стакана, определяющего амплитуду качаний дробящего конуса. У дробилок крупного дробления эксцентриситет стакана меньше 25 мм, а у дробилок среднего и мелкого дробления – больше 100 мм. Степень дробления у конусных дробилок крупного дробления составляет 3–5, у дробилок среднего и мелкого дробления – от 4 до 7.

Дробилки крупного дробления характеризуются шириной приемного отверстия (500; 900; 1200 и 1500 мм). Типоразмеры обозначаются ККД-500; ККД-900; ККД-1200; ККД-1500. Ширина разгрузочной щели составляет от 75 до 300 мм. В зависимости от типоразмера дробилок, физических свойств горной породы (крупности, крепости, влажности) производительность ККД колеблется от 150 до 2600 м³/ч. Типоразмеры дробилок среднего и мелкого дробления характеризуются диаметром основания подвижного конуса (Д = 600; 900; 1200; 1750; 2200; 2500 и 3000 мм) и обозначаются, например, КСД-900; КСД-2200; КМД-1750; КМД-2200. Производительность дробилок среднего дробления колеблется от 20 до 1500 м³/ч, производительность дробилок мелкого дробления – от 20 до 1000 м³/ч при крупности загружаемых кусков материала 40–300 и 40–110 мм соответственно.

Конусные дробилки характеризуются высокой производительностью, сравнительно низким удельным расходом энергии и достаточно равномерным по крупности дробленным продуктом.

К недостаткам конусных дробилок относится сложность конструкции, затрудняющая их ремонт и обслуживание, а также неудовлетворительная их работа при дроблении глинистых и вязких материалов, которые быстро забивают (запрессовывают) рабочую зону и разгрузочную щель дробилки.

2.7. Валковые дробилки

В *валковых дробилках* материал дробится между двумя валками *1* вращающимися навстречу друг другу (рис. 2.5). Один из них обычно вращается в неподвижно закрепленных подшипниках *5*, другой – в подвижных *3*, удерживаемых в направляющих спиральными амортизирующими пружинами *4*, предохраняющими дробилку от поломки при попадании в нее недробимых предметов. Дробимый материал, поступающий в пространство между валками сверху, затягивается ими и дробится. Дробленный продукт под действием силы тяжести выпадает вниз.

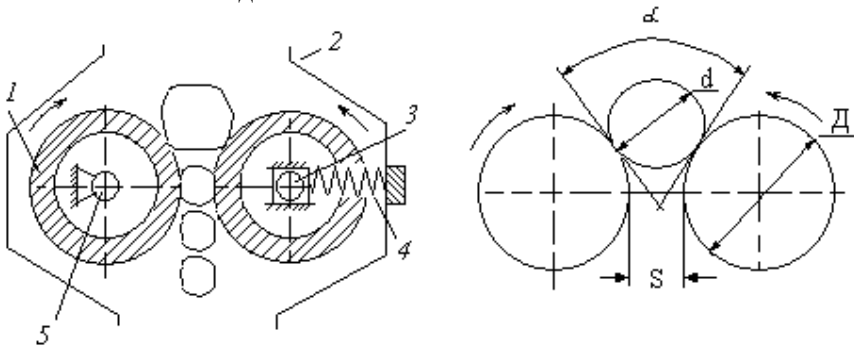


Рис. 2.5. Схема двухвалковой дробилки:

1 – валок; 2 – корпус; 3 – подвижный подшипник;
4 – предохранительная пружина; 5 – неподвижный подшипник

Положение перемещающихся подшипников *4* фиксируется с помощью тяг, гаек и прокладок. Предварительно сжатые пружины компенсируют нормальные усилия, возникающие при дроблении материала. При попадании недробимых материалов в зазор между валками пружины *4* сжимаются и подвижные подшипники отодвигаются, что предотвращает остановку дробилки. Ширина щели S между валками изменяется регулировочными болтами или специальными прокладками.

Валковые дробилки бывают *одно-, двух-, трех- и четырехвалковые*. В четырехвалковых дробилках одна пара валков расположена над другой, т.е. эта дробилка может рассматриваться как две двухвалковые дробилки (две стадии дробления), смонтированные в один

корпус. У одновалковых дробилок другая рабочая поверхность является неподвижной.

Валковые дробилки разделяются на дробилки с *гладкими, рифлеными, ребристыми и зубчатыми* валками. Часто применяют сочетание различных поверхностей.

Дробилки с гладкими валками работают по принципу раздавливания и ограниченного истирания при затягивании исходного материала в щель между валками. Однократность сжатия кусков материала при попадании между валками обуславливает малый выход мелочи в дробленом продукте. Эти дробилки не переизмельчают материал, поэтому широко применяются для среднего и мелкого дробления материалов в основном средней прочности ($\sigma_{\text{н\acute{a}e}} \leq 150$ МПа).

Дробящее действие валковых дробилок с зубчатыми валками – раскалывание, разламывание, раздавливание. Характер дробящего действия дробилок с зубчатыми валками соответствует дроблению хрупких и мягких пород (уголь, соль, кокс и т.д.) с пределом прочности $\sigma_{\text{н\acute{a}e}} = 80$ МПа.

Важной характеристикой для работы валковых дробилок является *угол захвата* α . Углом захвата α валковых дробилок с гладкими валками является угол, образованный двумя касательными, проведенными к поверхностям валков в точках соприкосновения с дробимым куском. Его значение должно быть не более двойного угла трения φ , т.е.

$$\alpha \leq 2\varphi. \quad (2.23)$$

При одинаковом диаметре D рифленые и зубчатые валки могут захватывать более крупные куски материала, чем гладкие. Так, если D – диаметр валка, d – диаметр куска материала, то при дроблении пород средней прочности соотношение D/d для гладких валков составляет 17–20, для рифленых – 10, для зубчатых – 2–6.

Валковые дробилки имеют диаметр валка 400–1500 мм и длину, равную 0,4–1,0 диаметра (длина зубчатых валков может быть больше, чем диаметр). Средняя степень дробления для всех видов валковых дробилок составляет 3–6.

Производительность валковых дробилок пропорциональна диаметру D , длине L , скорости вращения валков n и ширине разгрузочной щели S между ними. Можно представить, что при непрерывной подаче в валковую дробилку материала из нее будет выходить как бы непрерывная лента дробленого продукта. Объем материала, выходящего из дробилки за один оборот валков V_1 , соответствует объему прямоугольного параллелепипеда с основанием, равным площади щели между валками, и высотой, равной длине окружности валка

$$V_1 = \pi \dot{A} L S \text{ м}^3/\text{об}, \quad (2.24)$$

где D – диаметр валка, м;
 L – длина валка, м;
 S – ширина щели, м.

Объемная производительность

$$V = V_1 n 60 = 60 n \pi \dot{A} L S \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2.25)$$

где n – частота вращения валков, мин^{-1} .

Массовая производительность

$$Q = V k \rho = 60 n \pi \dot{A} L S k \rho \text{ т/ч}, \quad (2.26)$$

где ρ – насыпная плотность дробимого материала, т/м^3 ;

k – коэффициент разрыхления дробленого материала при выходе из дробилки. Для прочных материалов $k = 0,2-0,3$; для хрупких $k = 0,4$; для рыхлых, влажных и вязких $k = 0,5-0,6$.

Частоту вращения валков (с^{-1}) можно определить по формуле

$$n = 102,5 \sqrt{f(\rho d \dot{A})}, \quad (2.27)$$

где d – диаметр куска исходного материала, м;

D – диаметр валка, м;

f – коэффициент трения материала о валок; $f = 0,3-0,45$.

Валковые дробилки предназначены для мелкого и среднего дробления материалов малой и средней прочности. Они отличаются малыми затратами энергии, так как в процессе работы осуществляют только однократное воздействие. Они не переизмельчают дробленый продукт. Применение скребков дает возможность производить дробление вязких и влажных материалов в дробилках с гладкими валками. К другим достоинствам валковых дробилок относятся простота и компактность конструкции, надежность в эксплуатации; к недостаткам – малая производительность и непригодность для дробления очень твердых горных пород.

2.8. Дробилки ударного действия

В дробилках ударного действия дробимый материал разрушается под действием механического удара вращающегося ротора. В отличие от рассмотренных выше дробилок, сжимающих кусок между двумя дробящими поверхностями, в дробилках ударного действия кусок материала обычно подвергается воздействию только с одной стороны, а возникающие при этом усилия дробления определяются силами инерции масс рабочих органов (молотков, бил, стержней), а также ротора и массы самого дробимого куска.

В *молотковых дробилках* (рис. 2.6, а) дробление осуществляется благодаря кинетической энергии молотков, шарнирно подвешенных к ротору. Особенности этих машин определяются конструкцией молотка и поэтому они названы молотковыми. Применяются для дробления материалов малой и средней прочности.

Роторные дробилки (рис. 2.6, б) имеют массивный ротор, на котором жестко закреплены сменные била из износостойкой стали. Дробилки с таким ротором можно применять для дробления крупных кусков сравнительно прочных материалов, т.е. для первичного дробления, а также на последующих стадиях. Дробимый материал получает удары от всей массы ротора и именно это определяет особенности и название дробилки.

Удары по кускам материала в молотковых дробилках наносятся молотками, укрепленными на роторе машины шарнирно. Ротор состоит из насаженных на вал дисков, по периферии которых через отверстия пропущены стержни, служащие осями дробящих молотков.

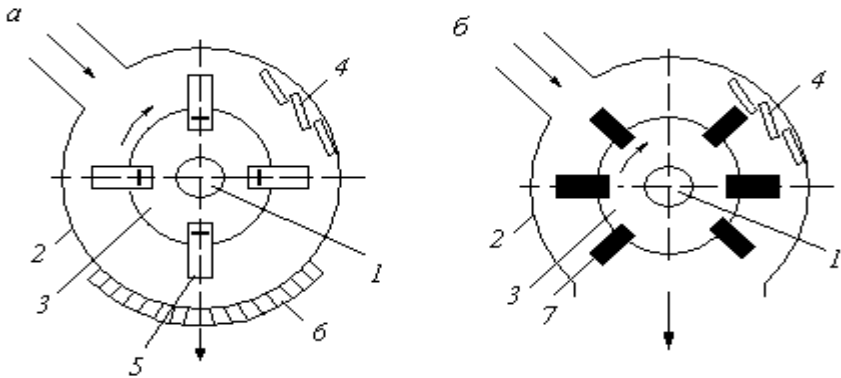


Рис. 2.6. Схемы дробилок ударного действия:
 а – молотковая: 1 – вал; 2 – корпус; 3 – ротор; 4 – отбойные плиты;
 5 – молотки; 6 – колосниковая решетка; б – роторная: 7 – била

Поскольку сила удара определяется массой молотка, то для более крупного дробления устанавливается меньшее число рядов тяжелых молотков, а для мелкого дробления – большее число рядов легких молотков. Для получения четкого гранулометрического состава дробленого мелкого продукта в молотковых дробилках устанавливается колосниковая решетка. В роторных дробилках сила удара определяется не только массой жестко заделанного била, но и всего ротора, что позволяет применять эти дробилки для разрушения крупных кусков сравнительно прочных материалов.

Отбойные плиты изготавливаются в виде массивных отливок волнистой или зубчатой формы, иногда с продольными или поперечными щелями. В молотковых дробилках они устанавливаются неподвижно, в роторных – подвешиваются совершенно свободно или снабжаются пружинными амортизаторами, что позволяет им поворачиваться вокруг своей оси, если сила удара превышает известную величину или при попадании в дробилку недробимого предмета.

В зависимости от назначения дробилки изготавливают *одно- и двухроторными*, с *колосниковыми решетками* и без них, *неревверсивными* и *реверсивными*, со *встроенными в корпус тяжелыми конвейерами*.

Применение двухроторных дробилок с параллельным расположением в них роторов позволяет существенно увеличить их производительность. К тому же, наличие двух вращающихся навстречу друг другу роторов обуславливает сокращение до минимума возможности залипания в дробилке материалов с критическим пределом влажности, равной 6–10 % для молотковых и 15 % для роторных дробилок. Двухроторные дробилки с последовательным расположением роторов предназначены для совмещения двух стадий дробления – крупного и мелкого.

Дробилки со встроенными в корпус тяжелыми пластинчатыми конвейерами, играющими роль подвижных отбойных плит и обеспечивающими самоочистку, применяют для дробления более влажных (до 30–40 %), вязких, глинистых, липких материалов.

Реверсивность дробилок, позволяющая менять направление вращения ротора, обеспечивает двухстороннее использование молотков или бил без разборки для их поворота.

Используемый принцип дробления, простота, компактность и малая масса конструкции дробилок ударного действия определяют ряд их достоинств:

- *высокую степень дробления* в результате многократного ударного воздействия молотков, бил или стержней на куски материала при его прохождении через дробящее пространство. Степень дробления у однороторных дробилок достигает 15, у двухроторных дробилок с последовательным расположением роторов – 30. Вследствие заметного снижения производительности дробилок при большой степени дробления ее значение редко превышает 10. Регулировка степени дробления осуществляется изменением частоты вращения ротора, размера отверстий колосниковой решетки, величины зазора между ней и молотками или билами;

- *высокую производительность* на единицу массы машины и занимаемого ею объема. Стоимость их на единицу производительности в 1,5–2 и 3,5–5,5 раз ниже, чем соответственно у валковых и щековых дробилок, а масса в 4–5 раз меньше. Производительность дробилок зависит от диаметра, длины и частоты вращения ротора, физических свойств материала, степени дробления, конструктивных особенностей;

- более низкий удельный расход электроэнергии по сравнению со щековыми и конусными дробилками при меньшей в 1,1–2 раза установочной мощности электродвигателей;

- возможность *дробления вязкого глинистого материала* с повышенной влажностью, который в конусных дробилках фактически прессуется;

- возможность осуществления *избирательного дробления*, т.е. получения в конечном итоге более прочных фракций с более эффективной (кубовидной) формой зерен.

Молотковые дробилки обозначаются, например, М-13-16, где первая цифра указывает на диаметр ротора в дециметрах, а вторая – на длину ротора также в дециметрах.

Роторные дробилки для крупного дробления обозначаются, например, ДРК-20-16, для среднего – ДРС-10-10, где цифры указывают на диаметр и длину ротора в дециметрах.

3. ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

3.1. Характеристика процесса измельчения

Под измельчением понимается процесс уменьшения зерен материала путем разрушения их действием внешних сил, при котором в продукте получают частицы преимущественно менее 5 мм.

Измельчение широко применяется при производстве цемента, извести, гипса, доломитовой муки, керамических изделий и т.п. Процесс измельчения отличается большой энергоемкостью и стоимостью.

К основным процессам измельчения относятся: измельчение в барабанных вращающихся и вибрационных мельницах, центробежных, струйных и взрывоструйных мельницах. Выбор типа измельчительного аппарата зависит от назначения продукта измельчения, а также от физических свойств (прочности, вязкости, хрупкости, трещиноватости и др.) и крупности исходного материала, требуемой степени его измельчения, гранулометрического состава измельченного продукта, необходимой производительности.

3.2. Барабанные мельницы

Наиболее распространенными аппаратами для измельчения являются *барабанные мельницы* (рис. 3.1).

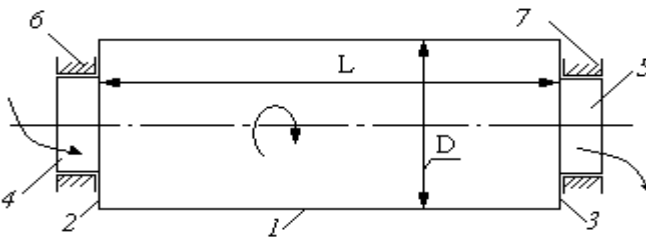


Рис. 3.1. Схема барабанной мельницы:

1 – барабан; 2 – передняя крышка; 3 – задняя крышка; 4 – передняя цапфа;
5 – задняя цапфа; 6, 7 – подшипники

Барабанная мельница представляет собой обычно цилиндрический (иногда конический или цилиндроконический) барабан 1 с

торцевыми крышками 2, 3 и пустотелыми цапфами 4 и 5, опирающимися на подшипники 6 и 7.

Исходный материал загружается через переднюю цапфу, а измельченный продукт разгружается через заднюю цапфу. Движение материала вдоль оси барабана происходит за счет перепада уровней загрузки и разгрузки и напора, образующегося в результате непрерывной загрузки исходного материала: при мокром измельчении материал транспортируется водой, а при сухом – воздушным потоком.

В зависимости от вида измельчающей среды барабанные мельницы делятся на *шаровые, стержневые, самоизмельчения и рудногалечные.*

При вращении барабана измельчающая среда (стальные шары, стержни, куски горной породы или рудная галля) и измельчаемый материал благодаря трению поднимаются на некоторую высоту и затем сползают, скатываются или падают вниз. Измельчение происходит за счет удара падающей измельчающей среды, раздавливания и истирания между частицами и перекатывающимися слоями содержимого мельницы.

3.2.1. Шаровые барабанные мельницы

В зависимости от способа разгрузки измельченного продукта различают *барабанные мельницы с центральной разгрузкой* (рис. 3.2, а) и *разгрузкой через решетку* (рис. 3.2, б).

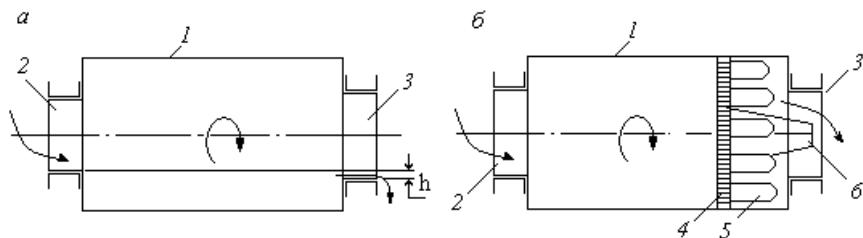


Рис. 3.2. Схемы барабанных мельниц:

а – с центральной разгрузкой:

1 – барабан; 2 – загрузочная цапфа; 3 – разгрузочная цапфа;

б – с разгрузкой через решетку:

4 – решетка; 5 – лифтеры (подъемники); 6 – разгрузочный конус

У мельниц с центральной разгрузкой удаление измельченного продукта происходит свободным сливом через пустотелую разгрузочную цапфу. Для этого необходимо, чтобы уровень пульпы в барабане был выше уровня нижней образующей разгрузочной цапфы. Поэтому мельницы с центральной разгрузкой называют мельницами сливного типа или мельницами с высоким уровнем пульпы. У мельниц с разгрузкой через решетку имеются подъемные устройства, принудительно разгружающие измельченный продукт. Поэтому в мельницах такого типа уровень пульпы может быть ниже уровня разгрузочной цапфы. Мельницы с разгрузкой через решетку называют мельницами с принудительной разгрузкой или мельницами с низким уровнем пульпы.

В мельницах с центральной разгрузкой разность уровней пульпы h между загрузочным и разгрузочным концами барабана незначительна, поэтому измельчаемый материал перемещается вдоль оси барабана сравнительно медленно и получается более тонкий продукт измельчения, чем в мельнице с разгрузкой через решетку.

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой типа МШЦ диаметром 0,9–6 м, длиной 1,8–3,5 м и рабочим объемом барабана 0,9–221 м³ используются для измельчения дробленой горной породы (до 30–5 мм) и получения продуктов обогащения до 0,05 мм.

В мельницах с разгрузочной решеткой в качестве измельчающих тел применяются шары или рудная галля. Измельченный продукт проходит через отверстия решетки, а затем поднимается лифтерами (подъемниками) вверх и сбрасывается на разгрузочный конус. В данной конструкции мельницы разность уровней пульпы h за счет ее принудительного вычерпывания значительна. Поэтому скорость движения измельчаемого материала вдоль оси барабана сравнительно высока, что предопределяет получение продукта измельчения более грубого, чем в мельницах с центральной разгрузкой. Шаровые мельницы с разгрузочной решеткой типа МШР диаметром 0,9–6 м, длиной 0,9–8 м и рабочим объемом барабана 0,45–208 м³ обычно используются для измельчения мелкодробленых (до 30–5 мм) материалов с целью получения равномерного по крупности измельченного продукта менее 0,15 мм. Оптимальная частота вращения барабана, осуществляемая через венцовую шестерню, со-

ставляет 75–80 % критической при степени заполнения его шарами диаметром 40–120 мм на 40–50 %.

Барабанные шаровые мельницы с разгрузкой через решетку более производительны (на 10–15 %), но выдают более грубый измельченный продукт, они более сложны по конструкции. Барабанные шаровые мельницы с центральной разгрузкой применяют для доизмельчения тонких продуктов. Мельницы с решеткой обычно применяют в первой стадии измельчения, а мельницы с центральной разгрузкой, обеспечивающие более тонкое измельчение, - во второй и третьей стадиях.

3.2.2. Футеровка барабанных мельниц

Футеровка является покрытием внутренней поверхности сварного, клепаного или литого барабана. От толщины и профиля футеровки зависят: рабочий объем барабана, производительность мельницы, удельный расход электроэнергии, износ измельчающих тел и характер их движения (высота подъема и коэффициент скольжения по футеровке).

Для защиты барабана мельницы от износа внутренняя поверхность футеруется сменными плитами из марганцовистой, хромистой стали, резины или других материалов. Их профиль (рис. 3.3), помимо указанных функций, существенно влияет на характер движения измельчающей среды.

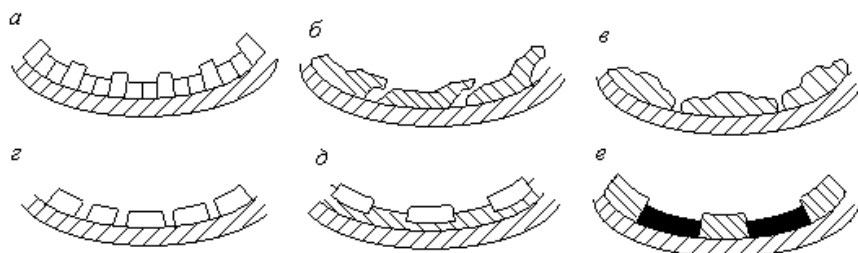


Рис. 3.3. Профили футеровок: *а* – брусчатая; *б* – каскадная; *в* – волнистая; *г* – гладкая; *д* – резиновая; *е* – магнитная

При ступенчатой, каскадой и волнистой футеровках мелющие тела поднимаются выше и сила удара их больше, чем при гладкой и резиновой, используемых обычно для измельчения более мелких или более мягких материалов. При этом применение резиновой футеровки является более эффективным, по сравнению с металлической, так как позволяет увеличить срок ее службы, уменьшить трудозатраты при перефутеровках барабана, а также энергозатраты и шум при работе мельницы. В последнее время начали применять магнитную футеровку, состоящую из постоянных керамических магнитов, вулканизированных в резину. Магниты одной стороной прижимают футеровку к барабану, а другой – притягивают магнитный материал (измельчаемую магнетитовую руду, стальные мелющие тела), образуя постоянно восстанавливаемый защитный слой.

Толщина футеровочных плит принимается от 50 мм для малых до 130–150 мм для больших мельниц. Конструкция футеровки барабана должна предусматривать легкую установку и замену футеровочных плит в случае их износа и ремонта.

3.2.3. Барабанные стержневые мельницы

Конструкция *стержневой барабанной мельницы* подобна конструкции шаровой мельницы с центральной разгрузкой. В барабанных стержневых мельницах мелющими телами служат стержни диаметром от 40 до 125 мм и длиной на 25–50 мм короче внутренней длины барабана. Чтобы снизить уровень пульпы и увеличить скорость прохождения измельчаемого материала, диаметр разгрузочной горловины стержневой мельницы делается значительно больше, чем у барабана шаровой мельницы того же диаметра. Загрузочная горловина должна беспрепятственно пропускать большое количество материала, особенно при работе мельницы в открытом цикле при малых степенях измельчения. Для стержневых мельниц применяется волнистая или ступенчатая футеровка барабана. Гладкая футеровка из-за сильного скольжения стержней быстро изнашивается.

Стержневые мельницы с центральной разгрузкой типа МСЦ диаметром 0,9–4,5 м, длиной 1,8–6 м и рабочим объемом барабана 0,9–85 м³ используются чаще всего для открыто-циклового измельчения дробленых (до 50–12 мм) материалов перед их последующим

измельчением. При степени заполнения барабана стержнями на 35–40 % оптимальная частота его вращения составляет 65–70% критической.

Отношение длины барабана к диаметру для стержневых мельниц обычно составляет 1,4–2. Считается, что нельзя изготавливать стержневые мельницы длиной меньше $1,25D$ по условиям спутывания стержневой нагрузки.

Продукт, выходящий из такой мельницы, имеет более равномерный гранулометрический состав по сравнению с продуктом, выдаваемым шаровой мельницей. Крупные куски, попадая между стержнями, измельчаются сами, предохраняя мелкие зерна от переизмельчения, которые просеиваются между ними. Этому способствует также то, что удар стержня воспринимается одновременно несколькими кусками, причем удар большей силы получают куски более крупные. Кроме того, повышается производительность мельницы, снижается расход электроэнергии на 25 %. Однако эти мельницы обеспечивают лишь грубое (первичное) измельчение сырья, а выдаваемый ими продукт требует дополнительного измельчения в шаровой мельнице.

3.2.4. Конструкции мельниц самоизмельчения и рудногалечных мельниц

Сущность процесса самоизмельчения заключается в том, что крупные куски материала в мельнице, измельчаясь сами, в то же время измельчают более мелкие куски. Крупные куски при этом выполняют роль дробящей среды (шаров), а мелкие – измельчаемого материала.

Процесс самоизмельчения необходим в том случае, когда в измельченном продукте должны полностью или в значительной мере отсутствовать частицы металла, попадающие туда за счет износа измельчающей среды.

Различают процессы:

- *собственно самоизмельчение*. Материал крупностью 300 мм после первой стадии дробления поступает в мельницы самоизмельчения. Барабаны мельниц самоизмельчения делают большого диаметра (до 12 м) и часто короткими ($D : L = 3 : 1$);

- *рудное полусамоизмельчение*, отличающееся от самоизмельчения добавкой в мельницу стальных шаров большего диаметра (100–

125 мм) в количестве 6–10 % объема мельницы. Шары добавляют при недостатке крупных кусков в дробленом материале, а также для увеличения производительности мельницы;

- *рудногалечное измельчение*. Руда крупностью +0 – 6 мм или мельче, полученная в результате рудного самоизмельчения, самоизмельчения или измельчения в стержневой мельнице, измельчается в рудногалечных мельницах, по конструкции сходных с шаровыми мельницами с решеткой. Рудная галька (100–40 мм, 75–30 мм), используемая в качестве дробящих тел, отбирается в процессе дробления после второй стадии дробления руды или выделяется при рудном самоизмельчении.

По сравнению с измельчением в шаровых и стержневых мельницах самоизмельчение имеет преимущества:

- в мельницы самоизмельчения можно подавать материал крупностью –300 + 0 мм после первой стадии дробления. Таким образом, при самоизмельчении исключаются стадии среднего и мелкого дробления, т.е. упрощается технологическая схема и улучшаются технологические показатели последующего обогащения;

- уменьшается переизмельчение руды благодаря разлому кусков по межзерновым контактам;

- достигается экономия в расходе стали, так как не применяются шары.

Удельная производительность мельниц самоизмельчения ниже, чем для шаровых и стержневых мельниц, а расход энергии в 1,3–1,4 раза выше по сравнению с расходом энергии при работе по обычным схемам дробления и измельчения стальной средой. Расход футеровки в мельницах самоизмельчения выше, чем в обычных шаровых и стержневых мельницах.

Мельница «Аэрофол» для сухого самоизмельчения (рис. 3.4) представляет собой короткий барабан 1 большого диаметра (5,5–11 м).

На внутренней поверхности вдоль образующей барабана на некотором расстоянии друг от друга укрепляются балки-ребра 2, которые при вращении барабана принимают куски материала. Падая вниз, куски разбиваются, ударяясь о ребра, одновременно они дробят ударом находящийся внизу материал. На торцовых крышках 3 барабана укреплены кольца 4 треугольного сечения. Назначение этих колец – направлять куски материала в середину барабана.

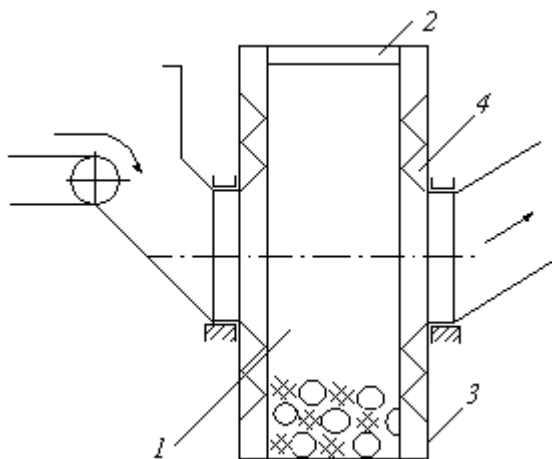


Рис. 3.4. Мельница «Аэрофол» для сухого самоизмельчения:
 1 – барабан; 2 – балки-ребра; 3 – торцовые крышки;
 4 – кольца треугольного сечения

Создание такого агрегата дало возможность перерабатывать сырье (например, известняк, мел) влажностью 20–22 % по сухому способу. Большой диаметр загрузочной цапфы позволяет пропускать значительный объем горячих газов для подсушки измельчаемого материала.

Мельницы «Аэрофол» могут работать в замкнутом и открытом цикле. В первом случае измельченный материал выносится газовым потоком в сепаратор, где разделяется на тонкую и грубую фракции. Тонкая осаждается в циклонах, крупная при необходимости возвращается в мельницу. Во втором случае весь измельченный материал направляется в циклоны для осаждения. Осажденный продукт поступает в мельницу домола, работающую в замкнутом цикле с центробежным сепаратором.

Мельницы самоизмельчения работают в режимах как сухого, так и мокрого самоизмельчения. При производстве цемента по мокрому способу применяют мельницы типа «Гидрофол» (за рубежом – «Каскад») для измельчения карбонатных пород на первой стадии измельчения.

Материал подается из загрузочной воронки в полую цапфу и далее винтовыми лопастями в барабан, установленный в подшипни-

ках, куда подается также вода. Барабан футерован стальными плитами, на которых укреплены брусья, выступающие над плитами на 200–250 мм при шаге размещения 700 мм. Материал захватывается брусьями и поднимается на высоту, соответствующую углу поворота барабана 150–160°, и затем падает. Материал измельчается в результате удара кусков между собой, о футеровку, а также в результате истирания. С разгрузочной стороны мельница снабжена решеткой, которая состоит из отдельных секторов. За решеткой имеются радиальные перегородки – лифтеры, которые вычерпывают пульпу с измельченным материалом. На разгрузочной цапфе закреплена коническая бутара с обратной спиралью для отделения и возврата в мельницу недоизмельченных кусков. Оптимальная частота вращения барабана мельницы составляет 70–75 % критической при степени заполнения его 38–42 %. Для мельниц сухого способа измельчения типа «Аэрофол» оптимальная частота вращения барабана при степени заполнения его 35–42 % составляет 80–85 % критической.

Сухое измельчение более дорогое, так как транспортирование измельченного материала с помощью вентилятора требует большого расхода электроэнергии. Еще больше возрастает расход электроэнергии в случае необходимости подсушки материала. Но если за измельчением следует сухой технологический процесс, то сухое измельчение имеет большие преимущества из-за отсутствия дорогого водно-шламового хозяйства.

Преимущества мокрого измельчения заключаются в меньшей потребляемой энергии в расчете на 1 т измельченного материала, в более высокой производительности мельницы (примерно на 15 %), возможности вести процесс при более высокой частоте вращения барабана, отсутствии пылеобразования, облегчении транспортирования, распределения и классификации материала более экономичным гидротранспортом.

3.3. Скоростные режимы работы мельницы

Режим работы шаровой мельницы определяется частотой вращения барабана. В зависимости от частоты вращения барабана различают следующие скоростные режимы движения измельчающих тел: *каскадный, водопадный, смешанный, со сверхкритической скоростью* (рис. 3.5).

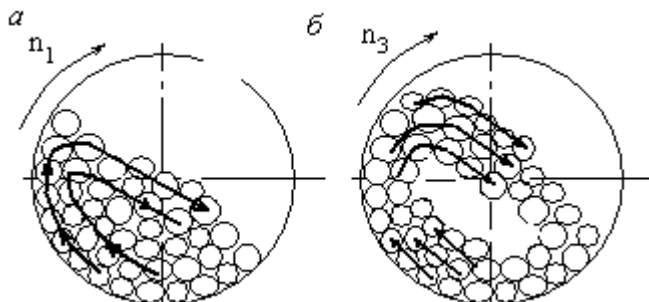


Рис. 3.5. Скоростные режимы работы мельницы

Каскадный режим (рис. 3.5, а) осуществляется при малой частоте n_1 вращения барабана посредством перекатывания измельчающих тел без их полета. Все измельчающие тела поворачиваются в сторону вращения барабана на некоторый угол. Шары непрерывно циркулируют, поднимаясь по концентрическим круговым траекториям и скатываясь параллельными слоями «каскадом» вниз. В центре измельчающей среды может образовываться зона (ядро), остающаяся малоподвижной.

Измельчение материала при каскадном режиме происходит главным образом его раздавливанием и истиранием перекатывающимися шарами.

По мере повышения частоты вращения ($n_3 > n_1$) барабана мельницы угол подъема шаровой нагрузки увеличивается, шары по круговым траекториям поднимаются все выше (рис. 3.5, б). Когда шары поднимутся до известной еще большей высоты, определяемой частотой n_3 вращения мельницы, они, как тела, брошенные под углом к горизонту, по параболическим траекториям будут падать обратно, напоминая «водопад». Такой режим называется «водопадным». Измельчение материала происходит, главным образом, ударом падающих шаров и отчасти истиранием.

Смешанный (переходный) режим характеризуется постепенным переходом от чисто каскадного к чисто водопадному. При этом внешние слои измельчающих тел падают на внутренние слои материала, внутренние слои скатываются по склону вниз, раздавливая и

истирая материал. Такой режим наблюдается при промежуточных значениях частоты вращения n_2 , т.е. $n_1 < n_2 < n_3$.

Сверхкритический режим наступает при частоте вращения барабана выше критической. *Критической* $n_{кр}$ называется частота, при которой начинают центрифугировать (т.е. «прилипнуть») тела, расположенные на внутренней поверхности барабана. В процесс центрифугирования постепенно вступают все новые слои измельчающей среды. Когда наступает центрифугирование всех слоев измельчающей среды и материала, то мельница уподобляется маховому колесу, никаких взаимных перемещений шаров и материала не происходит и поэтому работа измельчения равна нулю. Эффективная работа мельницы требует, чтобы частота вращения барабана во всех случаях была меньше критической, т.е. $n < n_{кр}$.

На практике находят применение три первых скоростных режима. Более грубое измельчение будет осуществляться при водопадном и смешанном режимах, когда измельчение происходит в основном за счет удара, а тонкое – при каскадном, когда разрушение происходит в основном вследствие раздавливания и истирания.

3.4. Силы, действующие на шар в барабанной мельнице

Рассмотрим траекторию движения шара при водопадном скоростном режиме работы мельницы (рис. 3.6).

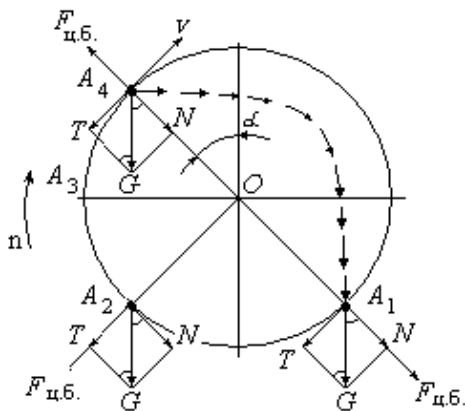


Рис. 3.6. Траектория движения шара и силы, действующие на него во время вращения барабана

При водопадном режиме вся траектория движения шара в каком-либо слое делится на два участка. При подъеме шара от точки A_1 до точки отрыва A_3 шар движется по круговой траектории $A_1A_2A_3A_4$ и от точки отрыва A_4 падает по параболической кривой A_4A_1 .

Положение шара на круговой траектории определяется углом отрыва α , образуемым радиусом барабана мельницы, проходящим через центр шара, с вертикальным диаметром барабана.

В любой точке круговой траектории радиуса R барабана шар находится под действием силы тяжести $G = mg$, где m – масса шара, g – ускорение свободного падения, и центробежной силы

$$F_{\text{о.б.}} = \frac{mv^2}{R}, \text{ где } v \text{ – окружная скорость шара на круговой траекто-}$$

рии. Силу тяжести G можно разложить на составляющие: радиальную (нормальную) $N = G \cos \alpha$ и тангенциальную $T = G \sin \alpha$.

При неизменной угловой частоте вращения n барабана центробежная сила сохраняет постоянное значение на всех участках круговой траектории и постоянное направление от оси O мельницы к периферии. Значение и направление радиальной (нормальной) силы N меняется и зависит от положения шара на круговой траектории. Она всегда действует по радиусу в одном или противоположном направлении с центробежной силой.

Шаровая нагрузка увлекается в движение по круговым траекториям силами трения, возникающими между внутренней поверхностью барабана (футеровкой) и прилегающим к ней внешним слоем шаров. Вследствие трения между смежными соприкасающимися слоями шары стремятся вращаться как сплошное тело вместе с барабаном. Силы трения зависят от коэффициента трения и нормального давления на внутреннюю поверхность барабана, оказываемого радиальной составляющей N силы тяжести и центробежной силой $F_{\text{ц.б.}}$. Тангенциальная составляющая T силы тяжести стремится повернуть шаровую нагрузку против направления вращения. Чтобы нагрузка не скользила по футеровке, момент силы трения относительно оси O мельницы должен уравнивать момент тангенциальных составляющих сил тяжести относительно той же оси.

Наибольшее давление на внутреннюю поверхность барабана шары оказывают в нижних квадратах (точки A_1 и A_2), где радиальные силы N и центробежные силы $F_{\text{ц.б.}}$ действуют в одну сторону. Здесь

и возникает наибольшее трение, создающее «подпор», обеспечивающий подъем и вращение шаровой нагрузки. В верхнем квадранте (точка A_4) радиальная сила N , действующая в сторону, противоположную направлению действия центробежной силы $F_{ц.б.}$ и тем самым уменьшает силу трения. В случае равенства $F_{ц.б.} = N$ начинается свободный полет движущихся по инерции шаров, создающих водопадный режим работы мельницы.

Шар какого-либо слоя движется по круговой траектории и переходит из нижнего квадранта в верхний не как единичный изолированный шар, а как составная часть шаровой нагрузки, увлекаемый в движение вращающейся массой шаров под действием силы трения и подпираемый последующим рядом шаров того же слоя. Коэффициент трения зависит от свойств измельчаемого материала, характера поверхности барабана (футеровки) и степени заполнения объема барабана шаровой нагрузки. При низком коэффициенте трения, небольших шаровых нагрузках (до 30 % объема мельницы) и, главное, малой частоте вращения барабана давление шаров будет относительно небольшим и шаровая нагрузка поднимется на меньшую высоту (точка A_3). В этом случае внешний слой шаров начинает скользить по поверхности барабана и вместе с шарами других слоев скатываться вниз, создавая каскадный режим работы мельницы. При этом происходит не только скольжение одного слоя шаров по другому, но и их вращение.

При водопадном режиме скольжение внешнего слоя практически отсутствует, а скольжение внутренних слоев одного по другому при подъеме вверх наблюдается всегда. Резкого перехода от чисто каскадного к чисто водопадному не наблюдается. Переход происходит постепенно и при промежуточных частотах вращения мельница работает при *смешанном (каскадно-водопадном) режиме*. При таком режиме внешние слои шаров будут падать по параболическим траекториям, но не на свои круговые, а на внутренние слои, скатывающиеся по склону вниз согласно каскадному режиму.

3.5. Критическая частота вращения барабана мельницы

При некоторой скорости v движение шара любого слоя по круговой траектории в точке A_4 (рис. 3.7), расположенной в верхнем квадранте, радиальная сила N может стать равной центробежной

силе $F_{ц.б.}$. Тангенциальная сила T погашается реакцией опоры в виде сопротивления последующего ряда шаров того же слоя и шар становится свободным.

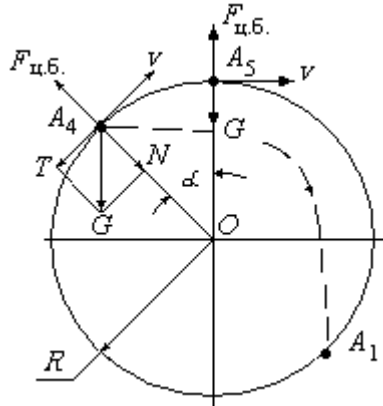


Рис. 3.7. Схема к определению критической частоты вращения барабана мельницы

Обладая скоростью v , равной окружной скорости движения его центра по круговой траектории радиуса R , шар от точки A_4 будет двигаться только под действием силы тяжести как тело, брошенное со скоростью v под некоторым углом α к горизонту, т.е. по параболической траектории. Угол отрыва шара от круговой траектории будет равен α и в точке A_4 будет справедливо соотношение

$$F_{о.а.} = N \quad \text{или} \quad \frac{mv^2}{R} = G \cos \alpha. \quad (3.1)$$

Так как $G = mg$, получим

$$v^2 = Rg \cos \alpha. \quad (3.2)$$

Подставив значение окружной скорости

$$v = \frac{\pi R n}{30},$$

где n – частота вращения барабана (мин⁻¹), в (3.1) и сделав соответствующее преобразование, получим

$$n = \frac{30\sqrt{g}}{\pi\sqrt{R}} \cdot \sqrt{\cos \alpha}. \quad (3.3)$$

Формула (3.3) определяет частоту вращения барабана, которая необходима для того, чтобы шар перешел с круговой траектории радиуса R на параболическую при угле отрыва α .

Когда шар поднимется по круговой траектории до наивысшей точки A_5 (до зенита) из уравнения (3.1) получим

$$F_{\text{о.а.}} = G \quad \text{или} \quad \frac{mv^2}{R} = G. \quad (3.4)$$

Таким образом, чтобы шар поднялся по круговой траектории до наивысшей точки A_5 , должно быть $F_{\text{о.а.}} = G$, а угол отрыва $\alpha = 0$. В этом случае шар все время будет двигаться по круговой траектории или, как говорят, будет центрифугировать, т.е. начинается критическая частота вращения барабана мельницы. Сократив ($\sqrt{g} \approx \pi$), из уравнения (3.3) окончательно получим критическую частоту вращения барабана мельницы

$$n_{\text{крит}} = \frac{30}{\sqrt{R}} \text{ мин}^{-1}, \quad (3.5)$$

где R – внутренний радиус барабана, м.

Если внутренний диаметр барабана обозначить $D = 2R$, то из выражения (3.5) получим

$$n_{\text{ед}} = \frac{30\sqrt{2}}{\sqrt{D}} = \frac{42,3}{\sqrt{D}} \text{ мин}^{-1}. \quad (3.6)$$

Все эффективные режимы работы барабанной мельницы должны осуществляться при условии $n < n_{\text{кр}}$.

3.6. Масса шаровой дробящей нагрузки

Масса шаровой дробящей нагрузки при данной степени заполнения шарами объема мельницы определяется массой дробящей среды. Объемная масса или масса объемной единицы (например, 1 м^3) шаровой нагрузки, в свою очередь, зависит от плотности дробящих тел и степени заполнения ими объема, занятого шаровой нагрузкой, т.е. от характера укладки шаров при неподвижном барабане.

Плотность кованных и катаных стальных шаров составляет в среднем 7,8; литых – 7,5; чугунных – 7,1; кремневой гальки – 2,5–2,6 г/см³.

При кубической укладке одноразмерных шаров, когда соприкасающиеся шары располагаются в пространстве по вершинам куба, они заполняют 52 % объема, занятого шаровой нагрузкой. Остальные 48 % объема приходятся на промежутки между шарами. При тетраэдрической укладке (тетраэдр – четырехгранник, все грани которого – треугольники), когда соприкасающиеся шары располагаются в пространстве по вершинам тетраэдра, они заполняют 74 % объема шаровой нагрузки, а промежутки между шарами составляют 26 % объема.

Практически шаровая нагрузка мельницы состоит из разноразмерных шаров, беспорядочно уложенных в барабане. Опытным путем определено, что смесь таких шаров заполняет 60–62 % объема шаровой нагрузки, что составляет среднее между заполнением объема при кубической и тетраэдрической укладке одноразмерных шаров. На долю промежутков между шарами остается 38–40 % объема, в которых, по сути, находится измельчаемый материал.

Объемная масса стальных шаров при заполнении ими объема нагрузки на 60 % составляет

$$\gamma = (7,5 - 7,8) \cdot 0,6 \approx 4,6 \text{ т/м}^3. \quad (3.7)$$

Массу $M_{\text{ш.н.}}$ шаровой нагрузки в мельнице с внутренними размерами барабана $D \times L$ (в метрах) при степени заполнения его полного объема, равной φ (в долях единицы), можно определить

$$M_{\text{ш.н.}} = \varphi \frac{\pi D^2}{4} \cdot L \cdot 4,6 \text{ т.} \quad (3.8)$$

Масса стержневой нагрузки. При использовании стержневой объемная масса составляет $\gamma = 6,25 \text{ т/м}^3$. Стержни заполняют 80 % стержневой нагрузки, на долю промежутков приходится 20 %. Масса стержневой нагрузки составляет

$$M_{\text{с.н.}} = \varphi \frac{\pi D^2}{4} \cdot L \cdot 6,25 \text{ т.} \quad (3.9)$$

3.7. Мелющие тела, их форма и процесс изнашивания

При эксплуатации барабанных мельниц расходы на покрытие износа шаров, стержней и футеровки составляют одну из главных статей затрат на измельчение. Например, при обогащении весьма абразивных магнетитовых кварцитов стоимость стержней шаров составляет 30–35 % общей стоимости измельчения. Расход стали при измельчении оказывается в некоторых случаях решающим фактором выбора способа измельчения.

Проведено много исследований по выбору оптимальной формы мелющих тел. Испытывали *шары, шары со сферическими вогнутостями, кубы, тетраэдры, сдвоенные призмы, сдвоенные усеченные конусы, цилиндры, стержни, эллипсоиды и цельныебсы*. Целью этих исследований был переход от точечного контакта (например, между шарами) к более эффективному линейному (например, между стержнями) и контакту между плоскостями (например, между призмами). Однако, всесторонний и значительный износ показал, что лучшими по эффективности являются шары, которые в процессе измельчения уменьшаются в размерах, но не теряют свою сфери-

ческую форму. Для тонкого измельчения в последнее время находят применение цельпессы – стальные цилиндрики, имеющие длину 24–40 мм и диаметр 16–25 мм. Истирающая площадь цельпессы в несколько раз больше, чем шаров того же диаметра, так как шары соприкасаются в одной точке, а цилиндры – по образующей линии. В практике измельчения наибольшее применение нашли шары и стержни.

Шары изготовляют прокаткой, ковкой или штамповкой из различных износостойких марок стали диаметрами от 15 до 150 мм (в диапазоне 30–110 мм через 10 мм). Шары подвергаются закалке и должны иметь высокую твердость. На поверхности шаров не допускаются трещины, пузыри, закаты, шлаковые включения.

Стержни изготовляют прокаткой из углеродистой стали. Они должны разламываться на короткие куски (а не скручиваться) после изнашивания до некоторого диаметра.

Изнашивание шаров, а также стержней и футеровки происходит в результате трения при скольжении тел в среде абразивного материала, при соударении измельчающих тел между собой и футеровкой при наличии прослоек абразивного измельчаемого материала. При этом происходит *абразивное изнашивание*, т.е. микрорезание и микроцарапание металла частицами материала и отрыв частиц металла в виде стружки или выколов.

При сухом измельчении изнашивание шаров происходит в основном за счет абразивного действия. При мокром измельчении в агрессивных (химически активных) водных средах абразивное изнашивание сопровождается *коррозионным* («коррозия» – разъедание) *разрушением металла*, которое происходит вследствие химического или электрохимического взаимодействия со средой. В различных условиях коррозионный износ составляет от 10 до 60 % от абразивного.

Изнашивание измельчающих тел – чрезвычайно сложный процесс, зависящий от многих факторов: свойств металла (сплава), из которого изготовлены шары; их размеров; абразивных свойств измельчаемого материала; его крупности и крупности продукта; способа измельчения (сухое или с водой); агрессивности среды (кислая, щелочная); ее температуры; присутствия в ней поверхностно-активных веществ; скоростного режима мельницы; схемы измельчения (открытый или замкнутый цикл) и др.

На практике износ шаров, как видно из вышесказанного, колеблется в широких пределах и может достигать до 1,5–2 кг при расходе футеровок 0,15–0,2 кг на тонну измельченного продукта.

Чтобы поддерживать массу шаровой нагрузки постоянной, в мельницу, компенсируя износ, периодически добавляют необходимое количество новых шаров.

Износ шара проявляется в уменьшении его диаметра. Так как шары в мельницу поступают одновременно, то в ней будут находиться шары разного размера – от самых крупных, только что загруженных, до самых мелких, поступивших значительно раньше.

Эффективная работа мельницы требует, чтобы шаровая нагрузка содержала в достаточном количестве не только крупные шары для измельчения крупных кусков, но и шары среднего размера и даже мелкие для разрушения мелких зерен. Для поддержания в шаровой нагрузке надлежащего соотношения между крупными, средними и мелкими шарами применяют *рациональную догрузку*, т.е. регулярное добавление в мельницу порций шаров различных размеров.

Размер шаров, загружаемых в мельницу, принимается в зависимости от прочности и величины кусков измельчаемого материала. Они должны быть таковы, чтобы кинетическая энергия шара была достаточной для разрушения измельчаемых частиц. Величина кинетической энергии пропорциональна диаметру мельницы и кубу диаметра мелющего тела. Приблизительный диаметр максимального шара D_{\max} в загрузке для грубого измельчения можно определять по формуле Разумова К.А.

$$D'_{\max} = 28 \sqrt[3]{d_{\max}} \text{ мм}, \quad (3.10)$$

для тонкого

$$D''_{\max} = 6,03 \sqrt[3]{d_{\max}} \text{ мм}, \quad (3.11)$$

где d_{\max} – максимальный размер куска измельчаемого материала, мм.

3.8. Число циклов движения шара при вращении барабана (оборачиваемость шаров в мельнице)

Циклом движения шара называется полный путь, пройденный шаром по круговой и параболической траекториям (рис. 3.8).

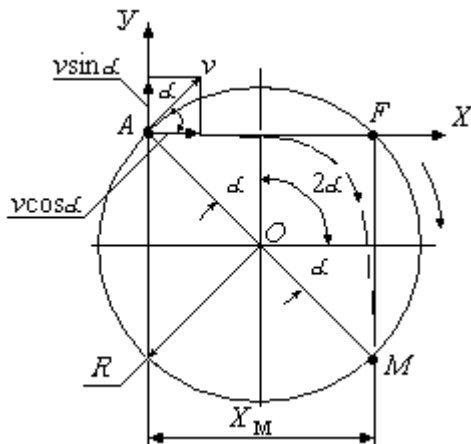


Рис. 3.8. Круговая и параболическая траектории движения шара в мельнице

При движении шара по круговой траектории от точки падения M (начальной точки) до точки отрыва A шар описывает дугу $MA = (2\pi - 4\alpha)$ с угловой частотой, равной частоте вращения барабана мельницы. После отрыва при движении по параболической траектории шар приходит в точку M ранее точки A , расположенной на внутренней поверхности барабана и движущейся по круговой траектории. Вследствие такого опережения число полных циклов движения шара превышает число оборотов барабана мельницы за то же время, т.е. число падающих ударов шара в единицу времени больше числа оборотов барабана.

Время $t_{кр}$ прохождения шара по круговой траектории во столько раз меньше времени t_0 одного оборота барабана, сколько раз дуга $MA = 2(\pi - 2\alpha)$ меньше 2π . Поэтому

$$\frac{t_{\text{e}\bar{\theta}}}{t_a} = \frac{2(\pi - 2\alpha)}{2\pi} \quad \text{и} \quad t_{\text{e}\bar{\theta}} = \frac{\pi - 2\alpha}{\pi} \cdot t_a \quad \text{с.} \quad (3.12)$$

За время $t_{\text{пар}}$ прохождения шара по параболической траектории от точки A до точки M его проекция на ось X пройдет по последней расстояние $AF = X_M$ с постоянной скоростью $v \cos \alpha$.

Следовательно

$$t_{\text{i}\bar{\alpha}\bar{\theta}} = \frac{\bar{O}_1}{v \cos \alpha} = \frac{4R \sin \alpha \cdot \cos^2 \alpha}{v \cos \alpha} = \frac{2R \sin \alpha}{v} \quad \text{с.} \quad (3.13)$$

Так как

$$v = \frac{2\pi R}{t_a} \quad \text{м/с,}$$

то

$$t_{\text{i}\bar{\alpha}\bar{\theta}} = \frac{2R \sin 2\alpha}{2\pi R} \cdot t_a = \frac{2 \sin 2\alpha}{\pi} \cdot t_a. \quad (3.14)$$

Время T одного цикла движения шара

$$T = t_{\text{e}\bar{\theta}} + t_{\text{i}\bar{\alpha}\bar{\theta}} = \frac{(\pi - 2\alpha) + \sin 2\alpha}{\pi} \cdot t_a. \quad (3.15)$$

Число циклов \bar{O} шара за время одного оборота барабана мельницы

$$\bar{O} = \frac{t_a}{\bar{O}} = \frac{\pi}{(\pi - 2\alpha) + \sin 2\alpha}. \quad (3.16)$$

Число циклов шара зависит от угла отрыва α . Оно различно для разных слоев при постоянной частоте вращения барабана мельницы, а для шаров одного и того же слоя изменяется с изменением частоты вращения. Чем выше частота вращения, тем меньше угол α и тем меньше циклов делается за один оборот барабана. При

критической скорости, когда $\alpha = 0$, шары данного слоя будут делать один цикл за один оборот барабана.

3.9. Скорость падения шара и его энергия в момент удара

В барабанных мельницах наибольшее измельчение достигается при частотах вращения, обеспечивающих максимальное число ударов измельчающих тел по измельчаемому материалу (водопадный режим). При ударном разрушении основным влияющим параметром является скорость измельчающего тела в точке падения M (скорость удара, рис. 3.9).



Рис. 3.9. Скорость шара в момент падения

При падении шара на внутреннюю поверхность различают линии *нормального и косоугольного ударов*. Линией нормального удара называется прямая, проходящая через точку касания соударяющихся тел нормально к поверхности соприкосновения. Как показано на рис. 3.9, линия нормального удара совпадает с направлением радиуса барабана OM , проведенного через точку касания M . Направление конечной скорости шара v_p в момент удара в общем случае составляет угол β (*угол косоугольного удара*) с линией косоугольного удара и шар производит косоугольный удар. Практика показывает, что частицы неправильной формы практически могут измельчаться при углах падения менее 30° вследствие наличия зародышевых трещин и перенапряжений.

Разложим скорость V_p на две составляющие: V_n – радиальную (нормальную), направленную по линии нормального удара; V_t – тангенциальную, направленную по касательной к точке соприкосновения М (перпендикулярно к линии нормального удара).

В барабанных мельницах потенциальная энергия тела измельчающей среды зависит от его массы и высоты, отсчитываемой от точки падения. В момент удара кинетическая энергия этого тела равна

$$E = \frac{mV_p^2}{2}, \quad (3.17)$$

где V_p – скорость тела в момент удара.

Только часть этой энергии расходуется на измельчение ударом

$$E_n = \frac{mV_n^2}{2}, \quad (3.18)$$

где V_n – нормальная составляющая скорости падения тела, а другая часть – расходуется на измельчение раздавливанием и истиранием скользящими и перекатывающимися телами

$$E_t = \frac{mV_t^2}{2}, \quad (3.19)$$

где V_t – тангенциальная составляющая скорости падения тела.

Изменяя частоту вращения барабана, можно изменять соотношение E_n и E_t .

3.10. Производительность барабанных мельниц

3.10.1. Измерение производительности барабанных мельниц

Производительность барабанных мельниц измеряют: количеством измельченного материала; количеством вновь образованного определенного (расчетного) класса крупности в единицу времени.

Производительность по количеству исходного материала, измельченного в единицу времени, обязательно сопровождается указанием крупности материала, поступившего в мельницу, и крупности продукта измельчения, так как один тоннаж измельченного продукта не дает представления о выполняемой работе по измельчению.

Крупность исходного материала, так же как и крупность измельченного продукта, обычно указывается одной цифрой, определяющей верхний предел крупности ($-d$). Такая оценка крупности не позволяет судить о величине работы измельчения, так как остаются неизвестными характеристики крупности, но к ним необходимо прибегать, если нет ситовых анализов.

Производительность по количеству вновь образованного определенного (расчетного) класса обычно рассчитывают по классу – 0,074 мм. Так как этот класс обладает большей частью поверхности всего измельченного продукта, то определение производительности мельницы по вновь образованному тоннажу указанного класса является упрощенным способом определения производительности по вновь образованной поверхности. Данный метод определения производительности мельниц прост и широко применяется на практике.

3.10.2. *Факторы, определяющие производительность мельниц*

Производительность мельниц определяется следующими группами факторов:

- зависящими от измельчаемого материала – крупности исходного материала, крупности измельченного продукта, измельчаемости материала (под измельчаемостью материала понимается его способность превращаться при измельчении в продукт заданной крупности);

- зависящими от конструкции мельницы, ее размеров, формы и материала футеровки;

- определяемыми эксплуатационными и технологическими условиями работы мельницы – открытый или замкнутый цикл, эффективность работы классифицирующего аппарата, степень заполнения барабана измельчающей средой, характеристика ее крупности,

форма, плотность, твердость измельчающих тел, скоростной режим работы мельницы.

Регулировке при эксплуатации мельниц поддается третья группа факторов, а также крупность исходного материала и продукта измельчения.

*Влияние на производительность мельницы
измельчаемости, крупности исходного материала и крупности
измельченного продукта*

Производительность мельницы изменяется прямо пропорционально измельчаемости исходного материала, она зависит также от его крупности и крупности продукта измельчения.

При проектировании крупность исходного материала принимается на основании технико-экономических расчетов с учетом наименьших общих затрат на дробление и измельчение. Производительность мельницы тем выше, чем меньше крупность исходного материала и чем крупнее продукт измельчения, и наоборот.

Из практики известно, что оптимальная крупность питания шаровых мельниц составляет 10–15 мм, стержневых – 15–20 мм. Такую крупность можно получить при дроблении в три стадии с замкнутым циклом в третьей стадии. Для мельниц самоизмельчения крупность питания 250–300 мм после одной стадии крупного дробления.

Изменение крупности исходного материала оказывает различное влияние на производительность мельницы в зависимости от крупности измельченного продукта. При мелком конечном продукте измельчения изменение крупности исходного материала оказывает меньшее влияние на производительность мельницы, чем при более крупном продукте измельчения.

При постоянных условиях измельчения определенного материала производительность Q мельницы пропорциональна потребляемой при измельчении полезной мощности N

$$Q = \dot{Y} N, \quad (3.20)$$

где \mathcal{E} – эффективность измельчения, т/кВт ч, которая показывает количество тонн материала, измельченного за 1 час и приходящегося на единицу потребляемой мощности.

*Влияние на производительность мельницы
ее размеров и конструкции*

Полезная мощность, потребляемая мельницей, в зависимости от ее размеров определяется выражением

$$N = K D^{2,5} L. \quad (3.21)$$

Заменяя N в (3.20), получим

$$Q = \mathcal{E} K D^{2,5} L. \quad (3.22)$$

Полагая $\mathcal{E} K = c$, имеем

$$Q = c D^{2,5} L. \quad (3.23)$$

Таким образом, производительность мельницы пропорциональна диаметру D барабана и его длине L , причем показатель степени для шаровых мельниц 2,5, а мельниц самоизмельчения 2,6.

Удельная производительность q , т.е. производительность, приходящаяся на единицу внутреннего объема барабана мельницы (на 1 м^3)

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{c D^{2,5} L}{\frac{\pi D^2}{4} \cdot L} = \frac{4c}{\pi} \cdot D^{0,5} = a D^{0,5}, \quad (3.24)$$

где $a = 4c/\pi$.

Таким образом, удельная производительность мельницы пропорциональна диаметру ее барабана в степени 2,5.

Из изложенного следует, что отношение производительностей двух мельниц разных размеров, измельчающих один и тот же материал при одинаковом режиме работы

$$\frac{Q_2}{Q_1} = \frac{D_2^{2,5} L_2}{D_1^{2,5} L_1}, \quad (3.25)$$

а отношение удельных производительностей

$$\frac{q_2}{q_1} = \left(\frac{D_2}{D_1} \right)^{0,5}. \quad (3.26)$$

Влияние на производительность мельницы условий ее эксплуатации (технологических факторов)

Влияние степени заполнения мельницы дробящей средой. Производительность мельницы пропорциональна расходу энергии на измельчение. Расход энергии связан со степенью заполнения объема мельницы дробящей средой. С ростом степени заполнения мельницы дробящей средой растет расход энергии на измельчение и достигает максимума при степени заполнения 50 %. Соответственно растет и производительность мельницы и достигает максимума при заполнении ее шарами на 50 %. Дальнейшее увеличение степени заполнения мельницы дробящей средой приводит к уменьшению расхода энергии и производительности мельницы.

Практически на обогатительных фабриках шаровые мельницы работают при степени заполнения их шарами от 40 до 50 %, стержневые мельницы – при заполнении их стержнями на 35–45 %, мельницы самоизмельчения – при рудной нагрузке 30–35 %.

Влияние характеристики крупности (размеров), формы, плотности и твердости дробящих тел. Установлено, что нагрузка из шаров различных размеров дает большую производительность, чем производительность при одноразмерных шаровых нагрузках. Крупные и твердые зерна материала требуют шары большего размера, мелкие и мягкие материалы лучше измельчаются шарами меньших размеров.

Число ударов шаров в мельнице увеличивается с уменьшением их размера, так как количество шаров при той же их общей массе становится больше. Поэтому желательнее применение шаров наименьшего размера, при котором они еще способны хорошо измельчать материал данной крупности и твердости.

Производительность мельниц изменяется примерно прямо пропорционально плотности дробящей нагрузки. Увеличение твердости измельчающих тел дает некоторое повышение производительности. Наибольшую производительность мельницы имеют в том случае, если дробящая среда составлена неизношенными, не потерявшими своей формы шарами и стержнями.

Влияние частоты вращения барабана мельницы. Зависимость полезной мощности, потребляемой мельницей, от частоты вращения барабана при разных заполнениях шарами проходит через максимум. Производительность мельницы, как это ранее было показано, пропорциональна потребляемой мощности. Поэтому при такой частоте вращения барабана, при которой потребляемая мощность становится максимальной, должна быть и наибольшая производительность мельницы. Однако во всех случаях частота вращения барабана мельницы не может быть больше критической.

4. ПРИНЦИПИАЛЬНАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ОБОГАЩЕНИЯ СИЛЬВИНИТОВОЙ РУДЫ ФЛОТАЦИОННЫМ МЕТОДОМ

Как и всякий процесс обогащения полезных ископаемых флотация основана на различиях в свойствах разделяемых минералов. При этом используется различие в физико-химических свойствах поверхностей минералов, а именно различие в их удельных свободных поверхностных энергиях. Флотация (от английского слова flotation – всплывание) один из наиболее распространенных методов обогащения основан на использовании различий в естественной или искусственно создаваемой смачиваемости поверхности минералов, входящих в состав обогащаемой руды, водой или насыщенными растворами солей. Степень смачиваемости минералов водой можно измерить искусственно, обрабатывая их поверхность флотационными реагентами – веществами, способными избирательно адсорбироваться на поверхности минералов и уменьшать или увеличивать их смачиваемость.

Добываемые на Старобинском месторождении калийные руды в целом характеризуются относительно невысоким содержанием KCl (23,0–28,7 %) и повышенной концентрацией нерастворимых в воде примесей (3,9–5,6 %). На обогатительных фабриках РУП «ПО «Беларуськалий» применяется на трех рудоуправлениях флотационный и на одном – галургический.

Технологическая схема обогащения калийной руды приведена на рис. 4.1.

Из надшахтных бункеров сильвинитовая руда поступает в корпус дробления, где подвергается классификации на грохотах ГИТ-51 по классу 10,0 мм. Надрешетный продукт грохочения додрабливается в открытом цикле на молотковых дробилках СМ-170Б. Для подготовки руды к флотации по крупности 1,1 (1,0) мм применяется измельчение в стержневых мельницах МСЦ-3200 x 4500, предварительная и поверочная классификация осуществляется на дуговых ситах СД-2 по классу 1,1(1,0). Надрешетный продукт обеих классификаций доизмельчается, а подрешетный продукт является питанием первой стадии обесшламливания.

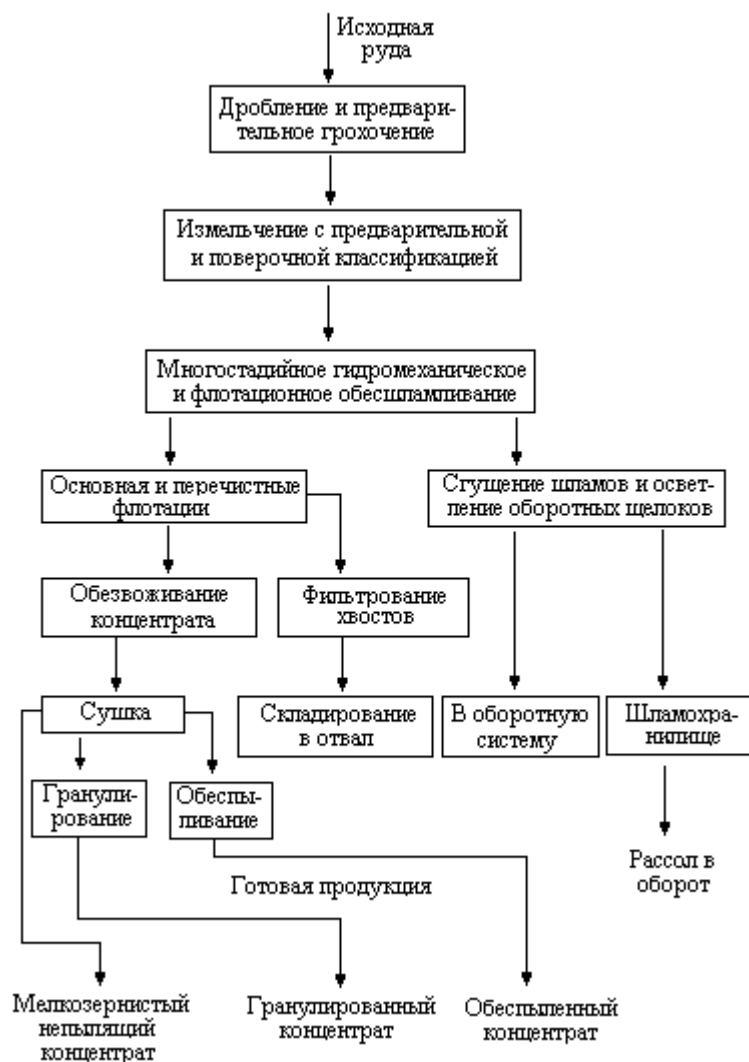


Рис. 4.1. Принципиальная технологическая схема обогащения сальвинитовой руды флотационным методом

Для снижения отрицательного влияния глинисто-карбонатных шламов на флотацию применяют многостадийное обесшламливание (пять стадий) в свободно-вихревых гидроциклонах СВП-710 и СВП-500, в гидросепараторах (сгустители П-30) и флотационных машинах пенной сепарации МПСГИ-4 и пневмомеханических МПМ-30. Обесшламливание обеспечивает снижение нерастворимого остатка в питании флотации до 2,4–2,6 %.

Сильвинитовая суспензия, состоящая из песков гидроциклонов и камерного продукта машин шламовой флотации, раздельно обрабатывается реагентами и флотируется в машинах «кипящего слоя» ФМ-63КСМ, ФКМ-63.

После основной сильвиновой флотации получают хвосты и черновой концентрат, который подвергается перечистке в две-три стадии в аналогичных машинах с разбавлением Ж:Т до 5–7. Применяемые реагенты: собиратель – алифатические амины, депрессор – топиоковая мука, вспениватель – сосновое масло, флотол.

Окончательный концентрат выщелачивается раствором, насыщенным по КСI, для повышения содержания хлористого калия. После выщелачивания концентрат подвергается сгущению на флотационных машинах, в гидроциклонах, на ленточных вакуум-фильтрах, на центрифугах до влажности 6 %. После этого концентрат поступает на сушку в сушильные барабаны или печи «кипящего» слоя. Мелкозернистый концентрат подвергается обеспыливанию, гранулированию и обработке реагентами для получения непылящих удобрений.

Хвосты флотации после сгущения фильтруются на барабанных вакуум-фильтрах БЛК-40 с влажностью до 8–9 %. Обезвоженные хвосты системой конвейеров направляются для складирования на солеотвал (отвалообразователем ОШ-100).

Шламовый продукт с соотношением Ж:Т = 19–20 после сгущения и осветления щелоков в сгустителе П-30 насосами транспортируется на шламохранилище, а осветленный продукт – солевой оборотный раствор сгустителей – направляется в систему оборотного маточника. Рассол со шламохранилища также поступает в оборотную систему.

5. ГАЛУРГИЧЕСКИЙ (ХИМИЧЕСКИЙ) МЕТОД ПЕРЕРАБОТКИ СИЛЬВИНИТА

Технологические процессы галургического метода учитывают природу, термодинамику и кинетику фазовых превращений в системе $KCl-NaCl-H_2O$ и ее подсистемах $KCl-NaCl$, $KCl-H_2O$ и $NaCl-H_2O$.

Переработка сильвинита на хлористый калий галургическим методом базируется на различии растворимостей KCl и $NaCl$ с изменением температуры. Сущность процесса заключается в следующем.

Измельченный до крупности 5 мм сильвинит обрабатывается горячим растворяющим щелоком, в результате чего сильвин почти полностью выщелачивается, а галит лишь незначительно растворяется, т.к. при совместном насыщении растворимость $NaCl$ с повышением температуры понижается. В конечном итоге образуются галитовые отходы и горячий насыщенный щелок, загрязненный взвешенными примесями зерен галита, нерастворимого остатка и сульфата кальция. Поэтому выходящий с отделения растворения горячий насыщенный щелок подвергают осветлению.

Галитовые отходы с отделения растворения поступают на фильтрацию. Отфильтрованные отходы удаляются системой конвейеров на отвальную площадку, а фильтрат поступает в отделение растворения.

При осветлении насыщенного щелока сначала отделяется солевой шлам, который в виде сгущенной суспензии возвращается в отделение растворения. Затем из щелока отделяется глинистый шлам, который в виде сгущенной суспензии периодически выгружается из отстойников и удаляется на шламохранилище. В результате осветления горячего насыщенного щелока образуются насыщенный щелок и сгущенный глинистый шлам.

Образующийся осветленный щелок поступает на вакуум-кристаллизацию. На этой стадии щелок кипит и охлаждается за счет самоиспарения под вакуумом. В результате испарения части воды и охлаждения щелока кристаллизуется хлористый калий с примесью хлористого натрия.

Образующаяся охлажденная хлоркалийевая суспензия подвергается разделению путем сгущения и центрифугирования. Влажный

хлористый калий направляется на сушку, а маточный щелок после предварительного подогрева в поверхностных конденсаторах и пароподогревателях возвращается на растворение. Следовательно, переработка сильвинита сводится к перекристаллизации хлористого калия.

Таким образом, весь процесс переработки сильвинита складывается из следующих стадий (рис. 5.1).

Дробление сильвинита до крупности 5 мм. Эта подготовительная стадия является очень важной в технологическом процессе. Качество рудоподготовки оценивается содержанием в дробленном сильвините классов с размерами зерен более 5 мм и менее 1 мм.

Содержание класса +5 мм можно допустить не более 15 %, а содержание класса –1 мм не более 45 %.

Повышение содержания класса +5 мм приводит к снижению степени выщелачивания сильвина за счет недорастворения крупных зерен. В результате повышается содержание KCl в галитовых отходах, что отражается на снижении коэффициента извлечения KCl .

Повышение содержания класса –1 мм приводит к увеличению выноса солевого шлама с горячим насыщенным щелоком, что требует увеличения отстойных площадей для сгущения, а также возрастает циркуляционная нагрузка на растворители.

Растворение сильвинита горячим растворяющим щелоком с целью возможно более полного выщелачивания сильвина. В результате образуются горячий насыщенный щелок, загрязненный взвешенными примесями зерен галита, нерастворимого остатка и сульфата кальция и галитовые отходы, удаляемые из растворителей наклонными элеваторами с влажностью 12–15 %.

Фильтрация галитовых отходов с возможной промывкой их небольшим количеством воды или рассола с целью снижения потерь хлористого калия. Промытые и отфильтрованные отходы удаляются на отвальную площадку. Фильтрат с проскоком твердых солевых зерен поступает на разбавление солевого шлама.

Очистка горячего насыщенного щелока от взвешенных примесей. Этот процесс осуществляется в две стадии:

- отделение сравнительно крупнозернистых солевых зерен путем отстаивания в сгустителях малого диаметра. Сгущенная солевая суспензия, так называемый солевой шлам, разбавляется фильтратом и возвращается снова на растворение.

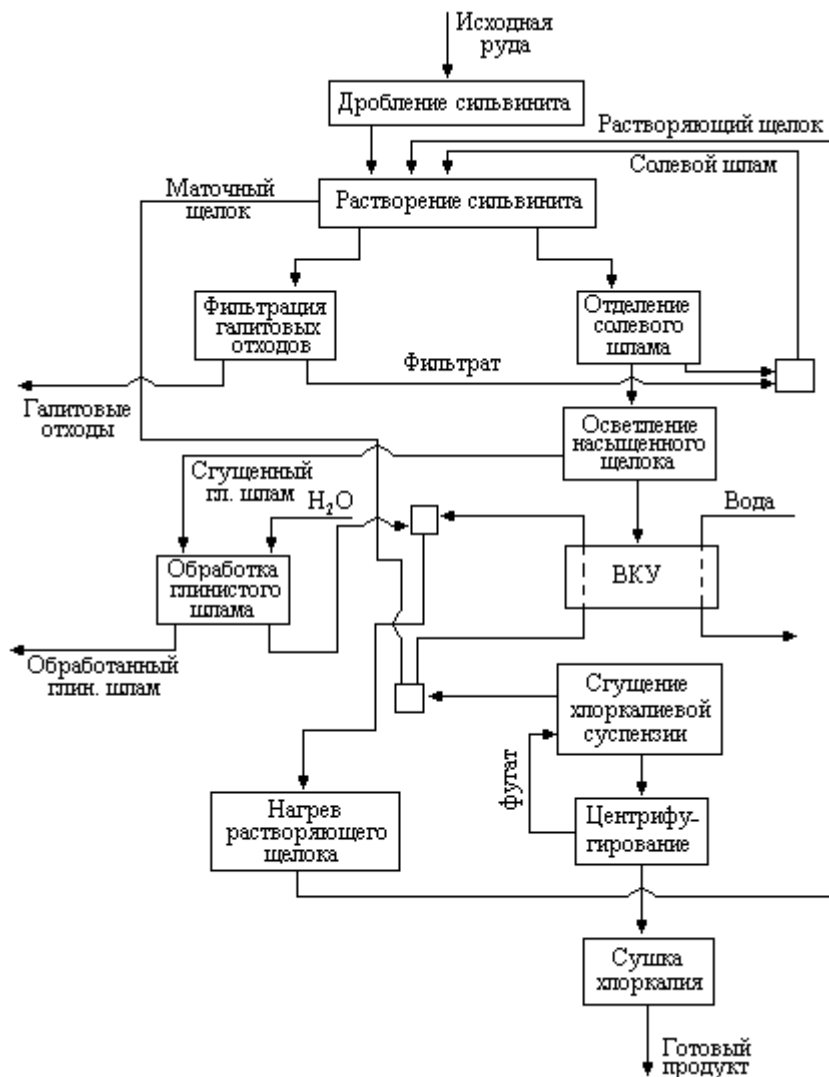


Рис. 5.1. Принципиальная схема производства хлористого калия
 Слив сгустителей, представляющий собой горячий щелок, загрязненный взвешенными тонкодисперсными нерастворимыми примесями, поступает на вторую стадию очистки;

- очистка насыщенного щелока от тонкодисперсных примесей. Эта стадия называется осветлением насыщенного щелока. Процесс осветления осуществляется в отстойниках с большой площадью отстаивания. В результате разделения образуется горячий осветленный щелок и сгущенный глинистый шлам.

Вакуум-кристаллизация хлористого калия. Сущность этой стадии процесса заключается в том, что горячий осветленный насыщенный щелок охлаждается за счет самоиспарения под вакуумом. В результате происходит кристаллизация хлористого калия из раствора. На практике процесс вакуум-кристаллизации осуществляется в многоступенчатых вакуум-кристаллизационных установках (ВКУ), на которых охлаждение кристаллизующегося щелока сочетается с частичной рекуперацией тепла вторичных паров. На галургической фабрике 4РУ на линиях А и Б ВКУ состоят из девятнадцати ступеней.

На выходе с ВКУ получается охлажденная суспензия, жидкая фаза которой представляет собой маточный щелок, а твердая фаза (кристаллизат) – хлористый калий (с примесью NaCl).

Сгущение суспензии хлористого калия. Процесс сгущения осуществляется также путем отстаивания в сгустителях и сводится к тому, чтобы получить более плотную сгущенную суспензию и направить ее на центрифугирование. Слив сгустителей направляется на приготовление растворяющего щелока.

Центрифугирование сгущенной суспензии. В результате получается влажный осадок хлористого калия и фугат, который возвращается на сгущение для улавливания проскока твердой фазы.

Сушка влажного отфугированного хлористого калия. Процесс сушки осуществляется термическим способом при прямом контакте влажного материала с горячими газами. Высушенный хлоркалий является для данного производства готовым продуктом.

Нагрев растворяющего щелока. Слив со стадии сгущения хлоркалиевой суспензии поступает сначала на поверхностные конденсаторы ВКУ, с целью рекуперации тепла вторичных паров; а затем нагревается окончательно в кожухотрубчатых пароподогревателях и подается на растворение сильвинита.

Удаление отходов производства с фабрики. Такими отходами являются отфильтрованные галитовые отходы и сгущенный глинистый шлам. Галитовые отходы удаляются конвейерным транспорто-

ром и складываются на отвальную площадку. Часть галитовых отходов может быть использована для производства технической и пищевой соли.

Сгущенный глинистый шлам удаляется гидротранспортом и складывается в накопительный бассейн. Во избежание быстрого заполнения бассейна осветленный рассол необходимо возвращать на фабрику.

В качестве отдельной стадии процесса можно выделить также охлаждение оборотной воды в градирнях. Дело в том, что для конденсации вторичных паров всех ступеней второй части ВКУ используется холодная вода, которая нагревается за счет конденсируемого пара. При оборотной системе водоиспользования подогретая вода охлаждается в градирнях и снова возвращается на конденсацию паров ВКУ. Эта стадия процесса является исключительно важной, т.к. от температуры охлажденной воды зависит объем циркулирующего щелока на 1 т руды, вынос солевого шлама, степень рекуперации тепла на ВКУ и др.

Лабораторная работа № 1

ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ

Цель работы: определение гранулометрического (фракционного) состава сыпучих материалов ситовым способом.

Общие сведения

Любой материал представляет собой смесь зерен различной крупности. Соотношение массовых содержаний зерен различной крупности, входящих в состав данного сыпучего материала, называется его гранулометрическим (фракционным) составом.

Определение гранулометрического состава заключается в разделении пробы материала на классы, ограниченные узкими пределами крупности.

Гранулометрический состав материала определяют следующими способами:

- ситовым – рассев на ситах на классы крупности для материалов крупнее 0,04 мм. Ситовой способ делится на два вида: сухой и мокрый;
- седиментационным (седиментация – оседание твердых частиц, взвешенных в жидкости или газе, происходящее под влиянием силы тяжести) – разделение материала на классы крупности по скоростям падения частиц в жидкой среде для материалов крупностью до 5–50 мкм;
- микроскопическим – измерение частиц под микроскопом и классификация их на группы в узких границах определенных размеров для материалов крупностью менее 50 мкм.

В данной работе для определения гранулометрического состава материала используется ситовой анализ. Для этого проба сыпучего материала анализируется путем ее просеивания сквозь набор сит с различными размерами отверстий. Набор сит составляется по правилу: от сит с большими отверстиями последовательно к ситам с меньшими отверстиями. Результатом ситового анализа является распределение пробы материала по классам крупности в виде остатков на каждом сите.

Материал, лежащий на сите, называется надрешетным продуктом, прошедший через сито – подрешетным. Надрешетный продукт

обозначают со знаком «плюс», подрешетный – со знаком «минус». Материал, прошедший через сито с отверстиями l_1 и оставшийся на нижестоящем сите с отверстиями l_2 , причем $l_2 < l_1$, представляет собой класс. Крупность класса, например, для случая $l_1 = 2$ мм и $l_2 = 1$ мм, обозначают следующими способами: класс $-2 + 1$ мм или класс $+1 - 2$ мм.

Выходы отдельных классов также называют фракциями.

Средний диаметр (размер) фракции равен полусумме верхней и нижней границы класса.

Средневзвешенный диаметр (размер) частиц всей пробы материала определяется по формуле

$$d_{\text{ср.взв.}} = \frac{d_1 m_1 + d_2 m_2 + \dots + d_n m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n},$$

где d_i ($i = 1, n$) – средние диаметры частиц пробы материала, мм;
 m_i ($i = 1, n$) – масса каждого класса (фракции), г или %.

Аппаратура: набор лабораторных сит; весы лабораторные технические.

Порядок выполнения работы

1. Взять пробу сыпучего материала и произвести ее рассев с помощью набора сит, предварительно взвесив каждое сито и поддон.
2. Определить массу каждого полученного класса материала.
3. Вычислить процентный выход каждого класса.
4. Найти по формуле средневзвешенный диаметр частиц пробы материала.
5. Результаты анализа занести в табл. 1.1.
6. Построить график зависимости выходов отдельных классов от диаметров отверстий.

Таблица 1.1

Границы класса, мм	Средний диаметр класса, мм	Выход класса		Примечание
		г	%	

Контрольные вопросы

1. Что такое гранулометрический (фракционный) состав материала?
2. Способы определения гранулометрического состава.
3. Методика проведения ситового анализа материала.
4. Определение параметров ситового анализа.

Лабораторная работа № 2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК КРУПНОСТИ СЫПУЧЕГО МАТЕРИАЛА С ПОМОЩЬЮ СИТОВОГО АНАЛИЗА

Цель работы: построение характеристик крупности заданного сыпучего материала с помощью ситового анализа.

Общие сведения

Характеристиками крупности называют табличное или графическое изображение гранулометрического состава сыпучего материала. Характеристики крупности делятся на частные, графически показывающие выход отдельных классов, и суммарные (кумулятивные), графически показывающие суммарный выход классов. Зависимость суммарного выхода от диаметра класса (фракции) носит название суммарной характеристики крупности.

Характеристики крупности строят в прямоугольной системе координат. При построении частной характеристики крупности по оси абсцисс откладывают размер отверстий сит, а по оси ординат - выходы соответствующих классов в процентах. Следует заметить, что ординаты, определяющие выходы отдельных классов, строят на большем, меньшем или среднем диаметре, ограничивающем данный класс (чаще используют средний диаметр класса). Полученные точки соединяют ломаной линией, которая и характеризует выход отдельных классов сыпучего материала.

Частная характеристика крупности может быть представлена в виде гистограммы (столбиковой диаграммы). Для этого строят ряд прямоугольников, высота которых пропорциональна выходам классов, а основанием служит интервал крупности классов.

Суммарные характеристики крупности графически представляют в виде суммарного выхода по плюсу или суммарного выхода по минусу.

Суммарным выходом по плюсу называют полный остаток материала в процентах от массы взятой пробы на данном сите, если бы оно было первым в комплекте.

Суммарным выходом по минусу называют выход (проход) материала, выраженный в процентах от массы взятой пробы и прошедший через данное сито, если бы оно было последним в комплекте.

Аппаратура: набор лабораторных сит; весы лабораторные технические.

Порядок выполнения работы

1. Взять пробу сыпучего материала и произвести ее рассев с помощью набора сит.
2. Определить массу каждого полученного класса материала.
3. Вычислить процентный выход каждого класса.
4. Результаты анализа занести в таблицу.
5. Определить суммарные выходы по плюсу и минусу и также занести в табл. 2.1.
6. Построить следующие графики: частную характеристику крупности в виде зависимости выхода отдельных классов от среднего диаметра класса; зависимость суммарного выхода по плюсу и минусу также от среднего диаметра класса.

Таблица 2.1

Границы класса, мм	Средний диаметр класса, мм	Выход класса, мм		Суммарный выход, %	
		г	%	по плюсу	по минусу

Контрольные вопросы

1. Что понимают под характеристиками крупности сыпучего материала? Частные и суммарные характеристики крупности.
2. Графическое построение характеристик крупности.
3. Что такое суммарный выход по плюсу?
4. Что такое суммарный выход по минусу?
5. Недостатки частных характеристик крупности и достоинства суммарных.

Лабораторная работа № 3

ВЛИЯНИЕ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ РАССЕВА МАТЕРИАЛА НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГРОХОЧЕНИЯ

Цель работы: определение эффективности грохочения в зависимости от продолжительности отсева сыпучего материала.

Общие сведения

Для количественной оценки полноты отделения заданного класса от всей массы материала при грохочении вводится понятие эффективности грохочения (точности грохочения).

Эффективностью грохочения называется выраженное в процентах или долях единицы отношение массы подрешетного продукта к массе нижнего класса в исходном материале, т.е. эффективность грохочения можно определить как извлечение нижнего класса в подрешетный продукт по отношению к теоретически возможному извлечению.

Нижним классом называется весь материал, находящийся в исходном, крупность которого меньше размера отверстия сита грохота. Содержание нижнего класса в заданном материале можно определить тщательным и продолжительным севом пробы на лабораторном сите с размерами отверстий, равными размерам отверстий сита грохота.

Эффективность грохочения E определяется по формуле

$$E = \frac{C}{Q\alpha} 10^2 = \frac{C}{Q\alpha} 10^4 \%,$$

где C – масса подрешетного продукта, кг;

Q – масса исходного продукта, кг;

α – содержание нижнего класса в исходном материале, %.

На эффективность грохочения решающее влияние оказывает гранулометрический состав материала. Просеивание зерен нижнего

класса сыпучего материала при грохочении можно рассматривать как операцию, состоящую из двух стадий:

- первая – зерна нижнего класса должны пройти сквозь слой зерен верхнего класса, чтобы достигнуть поверхности сита;
- вторая – зерна нижнего класса должны пройти через отверстия сита.

Практика показала, что зерна с размерами $d \leq 0,75 \ell$, где d – диаметр зерна, ℓ – диаметр отверстия, легко проходят в промежутках между крупными зернами и по достижении ими сита проваливаются через отверстия (такие зерна получили название «легкие»). Зерна с размерами крупнее $0,75 \ell$, проходят с трудом в промежутках между крупными зернами и через отверстия сита. Эта трудность резко возрастает по мере приближения диаметра зерен к величине отверстия сита. Зерна с размерами $0,75 \ell < d < \ell$ называют «трудными».

Зерна, диаметр которых больше полуторной величины отверстия сита, не оказывают существенного влияния на перемещение «легких» и «трудных» зерен к поверхности сита. Но нижний слой материала на сите, состоящий из зерен $\ell < d \leq 1,5 \ell$, затрудняет проникновение к его поверхности близких к ним по величине «трудных» зерен. Кроме того, зерна, несколько большие по размеру диаметра отверстий сита, легко застревают в отверстиях и «заслепляют» сита. Зерна, размер которых больше отверстий сита, но меньше их полуторной величины, т.е. $\ell < d \leq 1,5 \ell$, называют «затрудняющими».

Аппаратура: набор лабораторных сит; весы лабораторные технические.

Порядок выполнения работы

1. Взять пробу сыпучего материала и произвести в течение достаточно продолжительного промежутка времени ее тщательный рассев на заданном сите или наборе сит. Рассев следует производить до тех пор, пока масса подрешетного продукта не станет практически постоянной. Полученная масса подрешетного продукта

представляет собой содержание нижнего класса в материале, т.е. можно принять $C = Q\alpha$, и, следовательно, $E = 100\%$.

2. Путем смешивания нижнего класса с подрешетным продуктом привести пробу материала в исходное состояние.

3. По заданному временному ряду (например, 5, 10, 15, 20, 30, 60 с) произвести многократный последовательный просев пробы сыпучего материала, определяя после каждого временного интервала выход нижнего класса C_t .

4. По формуле

$$E = \frac{C_t}{Q\alpha} 10^4 \%,$$

произвести расчет эффективности грохочения после каждого заданного временного интервала грохочения.

5. Результаты опыта занести в табл. 3.1.

6. По полученным данным построить график зависимости эффективности грохочения от продолжительности отсева.

Таблица 3.1

Границы подрешетного продукта	Его средний диаметр, мм	Время отсева t , с	Выход нижнего класса C_t		Эффективность грохочения после времени отсева E_t , %	Примечание
			г	%		

Контрольные вопросы

1. Что понимается под эффективностью грохочения?
2. Что такое нижний класс и как определяется его содержание в исходном продукте?
3. Формула для определения эффективности грохочения.
4. Как влияет гранулометрический состав материала на эффективность грохочения? Понятие о «легких», «трудных» и «затрудняющих» зернах.

Лабораторная работа № 4

ВЛИЯНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ (НАГРУЗКИ) ГРОХОТА НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГРОХОЧЕНИЯ

Цель работы: определение эффективности грохочения в зависимости от нагрузки грохота.

Общие сведения

Машины и устройства для грохочения называют грохотами. Всякий грохот имеет одну или несколько рабочих (просеивающих) поверхностей. В качестве просеивающей (рабочей) поверхности используют сита из проволочной сетки, листовые сита (решета) и колосниковые решетки. Сита изготавливают с круглыми, квадратными, прямоугольными, щелевидными и другими формами отверстий. Проволочные сита изготавливают из стальной, латунной, бронзовой, медной, никелевой проволоки. В последнее время для изготовления сит стали использовать новые материалы (износостойкую резину, синтетические материалы, пластмассы и т.д.).

Одной из важнейших характеристик сита, определяющей его производительность, является живое сечение. Отношение площади отверстий сита в свету к общей площади сита, выраженной в процентах, называется коэффициентом живого сечения $K_{ж.с.}$. Коэффициент живого сечения сит из проволочной сетки выше, чем у решет (соответственно 50–70 % против 35–50 % у решет).

Производительностью грохота по исходному материалу называют количество материала (в тоннах или m^3), проходящего через грохот в единицу времени (например, в течение часа). Производительность грохота прямо связана с нагрузкой грохота, т.е. количеством материала, приходящимся на $1 m^2$ просеивающей поверхности грохота в течение единицы времени. Размерность производительности: $t/ч$, $m^3/ч$ и их производные; размерность нагрузки грохота: $t/(m^2 \cdot ч)$, $m^3/(m^2 \cdot ч)$ и их производные. При постоянной и равномерной нагрузке ее размерность: t/m^2 , m^3/m^2 и их производные.

При постоянных условиях грохочения материала с увеличением нагрузки грохота эффективность грохочения понижается. Сначала с повышением нагрузки эффективность падает медленно, а затем

быстро. При перегрузке грохота слой материала на сите достигает такой толщины, что за время продвижения его по сити не происходит должного расслоения зерен по крупности и почти весь материал сходит в виде надрешетного продукта, т.е. грохот превращается как бы в транспортирующее средство.

Эффективность грохочения в связи с нагрузкой грохота зависит от многих условий: характеристики крупности материала и содержания в нем «трудных», «легких» и «затрудняющих» зерен; влажности материала; размера отверстий сит, длины и угла наклона короба грохота и др.

Высота слоя материала на сите определяется нагрузкой грохота по исходному материалу. Чем выше нагрузка, тем больше высота слоя и ниже эффективность грохочения, т.к. нижний класс проникает к сити через более толстый слой материала. Для достижения той же эффективности при больших нагрузках необходимо увеличить продолжительность грохочения при той же высоте слоя материала на сите.

Аппаратура: набор лабораторных сит; весы лабораторные технические.

Порядок выполнения работы

1. Взять пробу сыпучего материала и произвести ее тщательный просев на заданном сите до тех пор, пока масса подрешетного продукта не станет практически постоянной (можно условно принять, что масса подрешетного продукта представляет собой содержание нижнего класса в материале). Следовательно, $C = Q\alpha$ и $E = 100\%$, где Q – масса исходного материала, г; α – содержание нижнего класса в исходном материале, %; C – масса подрешетного продукта.

2. Последовательно увеличивая нагрузку сита путем просева 20, 40, 60, 80 и 100 % взятой пробы сыпучего материала в течение заданного промежутка времени, определить текущую эффективность грохочения для каждой нагрузки по формуле

$$E_q = \frac{C_q}{Q\alpha} 10^4 \%,$$

где $Q\alpha = C$ – содержание нижнего класса при $E = 100\%$ (см. п.1);
 C_q – содержание (масса) нижнего класса, полученное в течение заданного промежутка времени для разной нагрузки сита.

3. Определить нагрузку сита при разном количестве взятой пробы по формуле

$$q = \frac{Q}{F},$$

где Q – количество взятой пробы (20, 40, 60, 80 и 100 %), кг;
 F – площадь сита, см^2

$$F = \frac{\pi d^2}{4},$$

где d – диаметр сита, см.

4. Рассчитать площадь живого сечения сита.

5. Результаты исследований занести в табл. 4.1.

6. Построить график зависимости эффективности грохочения от нагрузки сита, т.е. $E = f(q)$.

Таблица 4.1

Границы подрешетного продукта	Количество взятой пробы		Выход нижнего класса C_q г	Эффективность грохочения E_q %	Площадь сита F , см^2	Нагрузка q , $\text{г}/\text{см}^2$
	%	г				

Контрольные вопросы

1. Что представляет собой рабочая поверхность грохота?
2. Что такое живое сечение сита? Коэффициент живого сечения сита.
3. Производительность и нагрузка грохота. Их связь, размерность.
4. Зависимость эффективности грохочения от нагрузки грохота.

Лабораторная работа № 5

РАСЧЕТ ВИБРАЦИОННЫХ И ГИРАЦИОННЫХ ГРОХОТОВ

Цель работы: обучение расчету грохотов.

Общие сведения

Обычно расчет грохотов проводят для определения необходимой площади F просеивающей поверхности по заданной производительности Q технологического процесса при необходимой эффективности грохочения E . После определения необходимой площади F просеивающей поверхности по каталожным данным и конструктивным параметрам подбирают марку грохота.

Зачастую необходимо проводить расчет уже имеющегося грохота. В этом случае по заданной просеивающей поверхности F имеющегося грохота определяют его производительность Q

$$Q = q k_0 \rho F ,$$

где q – удельная производительность грохота, $\text{м}^3/(\text{м}^2\text{ч})$ (табл. 5.1);

Таблица 5.1

Удельная производительность вибрационных и гирационных грохотов, $\text{м}^3/(\text{м}^2\text{ч})$

Размеры квадратных отверстий, мм	0,5	0,8	1	2	3	5	7	10	14	16
Удельная производительность, $\text{м}^3/(\text{м}^2\text{ч})$	3,0	3,5	4,0	5,5	7,5	12	16	23	32	37
Размеры квадратных отверстий, мм	18	20	25	35	37	40	42	65	80	
Удельная производительность, $\text{м}^3/(\text{м}^2\text{ч})$	40	43	46	56	60	62	64	80	82	

k_0 – общий поправочный коэффициент, $k_0 = k_1 k_2 \dots k_n$ (табл. 5.2).

Таблица 5.2

Поправочные коэффициенты к формуле для расчета грохотов

Содержание в исходном материале зерен размером меньше половины размера сита %, K_1	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90		
	0,4	0,5	0,6	0,8	0,9	1,0	1,4	1,6	1,8	2,0		
Содержание нижнего класса %, K_2	10	20	30	40	50	60	70	80	90			
	0,58	0,66	0,76	0,84	0,92	1,0	1,08	1,17	1,25			
Содержание в исходном материале зерен крупнее размера отверстий сита, %, K_3	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90		
	0,94	0,97	1,0	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,0	3,36		
Эффективность грохочения E, %, K_4	40	50	60	70	80	85	90	92	94	95	96	98
	2,3	2,1	1,9	1,65	1,35	1,28	1,11	1,0	0,9	0,8	0,67	0,44
Форма зерен K_5	дробленый материал 1,0				округленная галька, гравий 1,25				песок 1,3			
Влажность материала K_6	для отверстий сита < 25 мм сухой влажный комкующийся 1,0 0,75-0,85 0,2-0,6				для отверстий сита > 25 мм в зависимости от влажности 0,9-1,0							
Угол наклона грохота к горизонту, %, K_7	6	8	10	12	14	15	16	17	18	20	22	24 30
	0,29	0,39	0,5	0,61	0,73	0,8	0,86	0,92	1,0	1,18	1,37	1,5 2
Форма отверстий сита K_8	квадратные 1		круглые 0,8		прямоугольные 2:1 1,15				соотношение сторон 3:1 1,20 4:1 1,25			

ρ – насыпная плотность материала, т/м³;

F – рабочая площадь сита, м²;

Порядок выполнения работы

1. Определить необходимую площадь просеивающей поверхности.
2. Подобрать марку грохота по каталожным данным и конструктивным параметрам.
3. Определить производительность грохота путем расчетов.

Контрольные вопросы

1. Как определяется необходимая площадь просеивающей поверхности?
2. Как подбирается марка грохота?
3. Как рассчитывается производительность грохота?

Лабораторная работа № 6

ВЛИЯНИЕ ВЛАЖНОСТИ МАТЕРИАЛА НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГРОХОЧЕНИЯ

Цель работы: определение эффективности грохочения в зависимости от влажности материала.

Общие сведения

Для грохочения имеет значение содержание влаги, покрывающей пленкой поверхность зерен материала. Эта влага называется поверхностной или внешней. Вода, находящаяся в порах и трещинах зерен, а также связанная (химическим и физическим способами), называется внутренней. Внутренняя влага не оказывает влияния на процесс грохочения. Например, грохочение некоторых каменных углей практически невозможно при их влажности более 6–8 %, так как влага, в основном, представлена поверхностными пленками. В то же время сильно пористые бурые угли просеиваются даже при влажности до 45 %. Фрезерный торф хорошо просеивается при влажности до 50 %.

Особенно сильно влияет влажность материала при грохочении его на ситах с мелкими отверстиями. Мелкие классы имеют наибольшую поверхностную влажность вследствие их большой удельной поверхности (удельная поверхность – суммарная поверхность, образованная частицами материала, упакованными в единице объема, например, в 1 см^3). Поверхностная влага в материале вызывает слипание мелких частиц между собой, налипание их на крупные куски и замазывание отверстий сит вязким материалом. Кроме того, вода смачивает проволоки сита и может под действием сил поверхностного натяжения образовывать пленки, затягивающие отверстия. Все это препятствует расслоению материала по крупности на сите и затрудняет прохождение мелких зерен через отверстия, в результате чего они остаются в надрешетном продукте.

При некотором предельном содержании влаги, зависящей от свойств материала и размера отверстий сита, эффективность грохочения резко падает. С увеличением влажности некоторых материалов (щебень, гравий, уголь) сверх этого предела подвижность зерен

возрастает, и постепенно наступают условия для мокрого грохочения, т.е. грохочения материала с водой. Следует заметить, что не все материалы могут подвергаться мокрому грохочению. Таким образом, следует различать сухое и мокрое грохочение.

Для проведения сухого грохочения влажных материалов применяют следующие способы:

- добавление поверхностно-активных веществ к влажному материалу, что улучшает его сыпучесть и подвижность (этот способ экономически дорог);

- применение сит из несмачиваемых водой материалов, что в некоторых случаях улучшает работу грохота.

Если в материале есть комкующие примеси, например, глина, то грохочение даже при малой влажности затрудняется. Глинистые материалы образуют при грохочении комки, уносящие мелочь в надрешетный продукт. Кроме того, глина быстро заклепывает отверстия сита.

Для грохочения глинистых и тому подобных материалов применяют специальные меры: производят грохочение мокрым способом, орошая материал водой во время его движения по ситам; перед грохочением специально отмывают глину; подсушивают материал; используют сита с подогревом.

Производительность грохотов при мокрому грохочению некоторых материалов по сравнению с сухим грохочением возрастает. Расход воды зависит от количества и свойств глинистых примесей, мелочи и пыли, подлежащих удалению в подрешетный продукт. Он колеблется от 0,5 до 1,5 м³ на 1 м³ исходного материала (щебень, гравий, уголь). Вода подается при помощи форсунок (брызгал) под давлением 0,2–0,3 МПа. Мокрое грохочение, если оно допустимо по условиям технологического процесса, предпочтительнее сухого при борьбе с запыленностью производственных помещений для улучшения общей экологической обстановки. Недостатки мокрого грохочения: увеличенный расход энергии, более сложная конструкция грохотов, необходимость наличия шламового хозяйства.

Сухое грохочение технологически проще, требует меньших капитальных затрат, экономичнее. Для получения более качественного продукта в виде песка, щебня, гравия и др. необходимо применять мокрое грохочение для удаления вредных примесей.

Аппаратура: набор лабораторных сит; весы лабораторные технические; буюксы для определения влажности; шкаф сушильный.

Порядок выполнения работы

1. Приготовить несколько одинаковых по массе проб сыпучего материала разной влажности и отобрать из каждой пробы две навески для определения влажности. Можно также использовать первоначальную пробу наименьшей влажности путем последовательного добавления порций воды и тщательного перемешивания.

2. На заданном наборе сит произвести тщательный рассев пробы сыпучего материала наименьшей влажности до тех пор, пока масса подрешетного продукта не станет постоянной. Полученная масса подрешетного продукта на каждом сите представляет собой все возможное содержание каждого нижнего класса в материале, т.е. эффективность грохочения для каждого класса можно принять $E_t = 100 \%$.

3. Привести первоначальную пробу материала в исходное положение. По заданному временному интервалу произвести рассев пробы с помощью набора сит.

4. Определить массу каждого полученного класса материала и вычислить процентный выход.

5. Рассчитать эффективность грохочения для каждого класса по формуле

$$E_t = \frac{C^t}{C_i} 100 \%,$$

где C^t – масса подрешетного продукта при заданном временном интервале t ;

C_i – масса максимально возможного подрешетного продукта (нижний класс).

6. Результаты анализа занести в табл. 6.1.

7. Определить суммарные выходы по плюсу и минусу и также занести в табл. 6.1.

Таблица 6.1

Границы подрешетного продукта, мм	Ср. диаметр, мм	Максимальный выход нижнего класса		Выход подрешетного продукта в опыте C^t , %	Суммарный выход, %		Влажность	Эффективность грохочения, %	Примечание
		г	C_i , %		по плюсу	по минусу			

8. По тому же заданному временному интервалу произвести рассев более влажной пробы. Выполнить п.п. 4, 5, 6, 7. Взять очередную пробу и т.д.

9. Построить следующие графики: частную характеристику крупности в виде зависимости выхода отдельных классов от среднего диаметра класса для разной влажности; зависимость суммарного выхода по плюсу и минусу от среднего диаметра класса для разной влажности.

10. Построить график зависимости эффективности грохочения от влажности материала.

Контрольные вопросы

1. Какие виды влаги сыпучих материалов вы знаете?
2. Как влияет влажность материала на процесс грохочения?
3. Способы улучшения процесса сухого грохочения влажных материалов.
4. Грохочение глинистых и вязких материалов.
5. Сухое и мокрое грохочение. Достоинства и недостатки.

Лабораторная работа № 7

ОЗНАКОМЛЕНИЕ С КОНСТРУКЦИЯМИ И РАСЧЕТ ДРОБИЛОК УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

Цель работы: ознакомление с конструкциями дробилок; расчет дробилок ударного действия.

Общие сведения

Дробилками ударного действия называются дробилки, у которых материал разрушается за счет кинетической энергии быстровращающихся тел. Дробилки ударного действия делятся на дробилки с шарнирно подвешенными на вращающемся роторе молотками (молотковые) и дробилки с жестко закрепленными на вращающемся роторе молотками (роторные). Жестко закрепленные на вращающемся роторе молотки зачастую называют билами.

Дробилки ударного действия применяют для дробления и измельчения материалов низкой и средней прочности (известняки, доломиты, гипс, мел, мергель, уголь, торф и т.п.). На подобных материалах такие дробилки позволяют достичь больших степеней дробления и производительности.

Дробилки ударного действия отличают: простота конструкции, низкая металлоемкость, большая производительность, удобство обслуживания, высокая степень дробления, доходящая до 30 (средняя степень дробления 3–6).

Основными типами дробилок ударного действия являются: однороторные, двухроторные параллельного дробления, двухроторные последовательного дробления, реверсивные.

Однороторная дробилка состоит из корпуса с загрузочным отверстием, внутри которого находится вращающийся ротор с рабочими молотками. На внутренней поверхности корпуса закреплены отбойные плиты. В нижней части корпуса находится колосниковая решетка, через которую выгружается дробленый материал. Привод ротора осуществляется от электродвигателя.

Дробимый материал поступает в рабочее пространство дробилки через загрузочное отверстие и попадает в зону действия вращающихся молотков, которые ударяют по кускам и с силой отбрасыва-

ют их к стенкам корпуса на отбойные плиты. Таким образом, разрушение кусков вызывается ударом молотков, далее - ударом кусков о плиты, их соударением, а также раздавливанием и истиранием кусков молотками на колосниковой решетке. Дробленый продукт разгружается вниз.

Глубина проникновения кусков дробимого материала в зону вращающегося ротора влияет на гранулометрический состав дробленого продукта, производительность дробилки, расход энергии при дроблении. Дробящее действие наиболее эффективно, если молотки производят дробление центральным, а не скользящим ударом по кускам материала.

При скользящем ударе наблюдается обкалывание и истирание кусков в месте ударов, при этом готовый продукт получается с большим содержанием мелочи. Ударные детали быстро изнашиваются, истираясь по верхней поверхности; производительность дробилки снижается. Проникновение кусков в зону вращающегося ротора на глубину не менее 0,6 максимального размера куска обеспечивает разрушение куска центральными ударами. В этом случае молоток наносит удар большей частью своей рабочей поверхности. Дробление осуществляется во всем объеме летящего куска при минимальном истирании. Содержание мелких классов в дробленом продукте меньше, а производительность – выше, чем при дроблении скользящими ударами.

Частота вращения ротора определяет преобладание скользящего или центрального ударов. Поэтому наибольшая окружная скорость молотков находится в пределах 100–115 м/с, оптимальная – 35–65 м/с.

Производительность (т/ч) однороторной дробилки определяется по формуле

$$Q = \frac{k D^2 L n^2 \rho}{3600 (i-1)},$$

где D , L – диаметр и длина ротора, м;

ρ – насыпная плотность, т/м³;

n – число оборотов ротора, мин⁻¹;

k – коэффициент, зависящий от свойств материала, $k = 0,4-0,5$;

i – степень дробления материала, $i = 3-6$.
Потребляемая мощность (кВт) однороторной дробилки

$$N = k_7 Q i,$$

где k_7 – коэффициент, зависящий от свойств материала, $k_7 = 0,10-0,15$.

Кроме того, для расчета частоты вращения n ротора можно использовать формулу

$$v = \frac{\pi D n}{60} \text{ м/с},$$

где v – окружная скорость молотков (бил) ротора, м/с;

D – диаметр ротора, м;

n – частота вращения ротора, мин^{-1} .

$$\omega = \frac{\pi n}{30} \text{ рад/с},$$

где ω – угловая частота вращения ротора, рад/с.

Порядок выполнения работы

1. Определить производительность однороторной дробилки.
2. Определить потребляемую мощность дробилки.
3. Рассчитать частоту вращения ротора.

Контрольные вопросы

1. Что называется дробилками ударного действия?
2. Основные типы дробилок ударного действия.
3. Конструкция однороторной дробилки.
4. Что влияет на производительность дробилки?
5. Как определяется производительность однороторной дробилки?

Лабораторная работа № 8

ЗАВИСИМОСТЬ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА МАТЕРИАЛА ОТ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Цель работы: определение изменения гранулометрического состава материала в зависимости от продолжительности измельчения.

Общие сведения

Дробление и измельчение – процессы уменьшения размеров кусков (зерен) материала путем разрушения их действием внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления. Принципиально процессы дробления и измельчения не различаются между собой. Условно считают, что при дроблении получают продукты с размерами частиц преимущественно более 5 мм, а при измельчении – менее 5 мм (табл. 8.1).

Таблица 8.1

Стадия	Крупность продукта, мм		Степень дробления (измельчения)
	исходный	дробленый или измельченный	
Дробление			
крупное	1500–500	350–100	4–5
среднее	350–100	100–40	3–4
мелкое	100–40	40(30) –5	3–8
Измельчение			
грубое	40(30) –5	5–1	6–10
тонкое	5–1	1–0,5 и менее	5–10
сверхтонкое	1–0,5 и менее	0,074 и менее	8–10

Для измельчения применяются мельницы, которые подразделяются для работы в режиме сухого и мокрого измельчения. Наиболее распространенной конструкцией являются барабанные мельницы. Барабанные мельницы, в свою очередь, делятся на шаровые, стержневые и самоизмельчения. В барабанных мельницах различают из-

мельчаемый материал (то, что измельчается) и измельчающую среду (то, чем измельчают). Измельчающая среда может быть представлена шарами, стержнями, крупными кусками измельчаемого материала, рудной галей.

В шаровых мельницах в качестве измельчающей среды применяют стальные и чугунные шары различного диаметра, в стержневых - стержни на всю длину барабана.

При вращении барабана измельчающая среда и измельчаемый материал благодаря трению поднимается на некоторую высоту, а затем сползает, скатывается или падает вниз. Измельчение происходит за счет удара падающей измельчающей среды, раздавливания и трения между перекатывающимися слоями содержимого мельницы.

Сущность процесса самоизмельчения в мельницах аналогичного типа заключается в том, что крупные куски материала, находящиеся в барабане мельницы, измельчаясь сами, в то же время измельчают более мелкие куски. Крупные куски материала выполняют роль дробящей среды (например, шаров), мелкие - измельчаемого материала.

Аппаратура: мельница барабанная; набор лабораторных сит; весы лабораторные технические.

Порядок выполнения работы

1. Взять пробу сыпучего материала и определить исходный гранулометрический состав.
2. Загрузить заданную порцию материала в барабанную мельницу. Загрузить измельчающую среду.
3. Через заданные интервалы времени отбирать пробы измельчаемого материала.
4. Пронумеровать отобранные пробы материала и определить их гранулометрический состав, суммарные выходы по плюсу и минусу. Данные занести в табл. 8.2.
5. Построить следующие графики: частную характеристику крупности в виде зависимости выхода отдельных классов от сред-

него диаметра класса; зависимость суммарного выхода по плюсу и минусу от среднего диаметра класса.

6. Сравнить и проанализировать данные, полученные при разной продолжительности измельчения.

Таблица 8.2

Границы измельченного подрешетного продукта	Средний диаметр, мм	Выход класса		Суммарный выход, %		Время измельчения, мин
		г	%	по плюсу	по минусу	

Контрольные вопросы

1. Что такое дробление и измельчение? Чем они отличаются?
2. Стадии дробления и измельчения.
3. Понятие измельчаемого материала и измельчающей среды. За счет чего происходит процесс измельчения?
4. Устройства для измельчения материала и их классификация.

Лабораторная работа № 9

ВЛИЯНИЕ КОЛИЧЕСТВА МЕЛЮЩИХ ТЕЛ БАРАБАННОЙ МЕЛЬНИЦЫ НА ПРОЦЕСС ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Цель работы: определение влияния разного количества мелющих тел (шаровой нагрузки) барабанной мельницы на процесс измельчения материала.

Общие сведения

В шаровых барабанных мельницах в качестве измельчающей среды применяют стальные и чугунные шары различного диаметра (в среднем от 15 до 150 мм).

В зависимости от частоты вращения барабана мельницы мелющие тела имеют различный скоростной характер движения внутри барабана. Различают следующие скоростные режимы движения мелющих тел: каскадный, водопадный, смешанный, со сверхкритической скоростью.

Каскадный режим осуществляется при малой частоте вращения барабана посредством перекатывания измельчающих тел без их полета. Все измельчающие тела поднимаются в сторону вращения на некоторый угол. Поднимаясь по концентрическим круговым траекториям вместе с вращением барабана, в определенный момент измельчающие тела скатываются параллельными слоями и «каскадом» вниз. Измельчение материала при каскадном режиме происходит, главным образом, за счет раздавливания и истирания перекатывающими шарами.

По мере повышения частоты вращения барабана мельницы, угол подъема шаровой нагрузки увеличивается, шары по круговым траекториям в барабане поднимаются все выше. Когда шары поднимутся до еще большей высоты, определяемой частотой вращения мельницы, они, как тела, брошенные под углом к горизонту, по параболическим траекториям будут падать водопадом обратно вниз. Такой режим называется водопадным. В этом случае измельчение материала происходит, главным образом, ударом падающих с высоты шаров и отчасти истиранием и раздавливанием.

Смешанный режим характеризуется переходом от каскадного к водопадному. Такой режим наблюдается при промежуточных значениях частоты вращения барабана.

Сверхкритический режим наступает при частоте вращения барабана выше критической (критической называют частоту, при которой начинают центрифугировать мелющие тела, расположенные на внутренней поверхности барабана). Когда наступает центрифугирование всех слоев измельчающей среды, то барабан мельницы уподобляется маховому колесу, и работа по измельчению материала равна нулю.

Экспериментально установлено, что более грубое измельчение целесообразно осуществлять при водопадном режиме, а тонкое – при каскадном, когда разрушение происходит в основном вследствие раздавливания и истирания.

Для измельчения крупных и твердых материалов необходимо применять измельчающие тела (шары) больших размеров, а для мелких и мягких – меньших размеров. При постоянном коэффициенте заполнения мельницы с уменьшением размера шаров число ударов в мельнице увеличивается. Поэтому необходимо стремиться применять измельчающие тела наименьших допустимых размеров. Установлено, что при заполнении мельницы шарами одного размера измельчение менее эффективно, чем при использовании шаров разных размеров.

Шаровая нагрузка, заполняющая внутреннее пространство барабана, существенным образом влияет на процесс измельчения. Увеличение шаровой нагрузки приводит к улучшению эффективности процесса измельчения, но одновременно падает производительность.

Данная работа ставит своей целью выяснить влияние различного количества мелющих тел, находящихся в барабане, на процесс измельчения материала.

Аппаратура: мельница барабанная; набор лабораторных сит; весы лабораторные технические.

Порядок выполнения работы

1. Взять пробу сыпучего материала и определить исходный гранулометрический состав.
2. Загрузить заданную порцию материала в барабанную мельницу. Загрузить измельчающую среду в барабан, приняв ее за 100 %.
3. В течение заданного промежутка времени осуществить измельчение, выгрузить измельченный материал и отобрать пробу.
4. Уменьшить шаровую нагрузку (например, на 10 %) и произвести измельчение материала в течение того же заданного промежутка времени. Отобрать пробу.
5. Процесс последовательного уменьшения нагрузки и отбора проб повторить указанное количество раз.
6. Определить гранулометрический состав, суммарные выходы по плюсу и минусу отобранных проб материала, данные занести в табл. 9.1.
7. Построить графики зависимости суммарного выхода по плюсу и минусу от среднего диаметра класса.
8. Сравнить и проанализировать данные, полученные при разном количестве мелющих тел (шаровой нагрузке).

Таблица 9.1

Границы измельченного подрешетного продукта	Средний диаметр, мм	Выход		Суммарный выход, %		Шаровая нагрузка, % от максимальной
		г	%	по плюсу	по минусу	

Контрольные вопросы

1. Понятие о различных скоростных режимах движения мелющих тел.
2. Чем отличается водопадный режим от каскадного?
3. Что такое критическая частота вращения барабана мельницы?
4. Влияние различной шаровой нагрузки и ее скоростного режима на процесс измельчения.

Лабораторная работа № 10

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БАРАБАННОЙ МЕЛЬНИЦЫ

Цель работы: определение производительности барабанной мельницы.

Общие сведения

Условия работы мельницы могут изменяться в широких пределах, поэтому определение ее производительности по теоретическим формулам крайне затруднительно. Поэтому производительность мельниц для вновь проектируемых производств рассчитывают на основе метода подобия, т.е. исходя из практических данных работы мельниц на действующих установках при режиме, близком к оптимальному.

При расчете учитывают влияние на производительность типа и размеров мельницы, измельчаемости материала, крупности исходного материала и крупности измельченного продукта. Влияние на производительность эксплуатационных условий не учитывают, полагая, что проектируемая мельница будет работать при режиме, который не ниже оптимального режима действующей мельницы.

Под производительностью барабанной мельницы понимают количество переработанного материала в единицу времени.

Производительность барабанных мельниц измеряют двумя способами:

1. Количеством измельченного исходного материала.
2. Количеством вновь образованного определенного заданного или расчетного класса крупности. За такой расчетный класс крупности принимают класс – 0,074 мм.

Один тоннаж измельченного исходного материала по первому способу не дает представления о выполненной работе по измельчению. Этот способ измерения производительности применяют в тех случаях, когда не столь важен класс крупности получаемого продукта.

Более употребителен второй способ, который дает четкое представление о проделанной работе по измельчению материала.

Для определения производительности барабанной мельницы используют расчет по удельной производительности. Удельной производительностью барабанной мельницы называется производительность, приходящаяся на 1 м³ внутреннего объема барабана. Предварительно экспериментально определяют удельную производительность эталонной (работающей на действующем предприятии) мельницы по вновь образованному расчетному классу.

Удельная производительность проектируемой мельницы q_2 (т/м³ч) рассчитывается по формуле

$$q_2 = q_1 k_e k_k k_D k_T, \quad (10.1)$$

где q_1 – удельная производительность эталонной мельницы;

k_u – коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости материала (определяется экспериментальным путем и представляет собой отношение производительностей мельницы по вновь образованному расчетному классу при измельчении исследуемого и эталонного материала);

k_k – коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного материала и измельченного продукта.

При расчетах принимают $k_k = \frac{m_2}{m_1}$, где m_2 и m_1 – относительные удельные производительности мельниц при проектируемой и эталонной крупности исходного материала и измельченного продукта (см. табл. 10.1);

Таблица 10.1

Значения относительной производительности шаровых барабанных мельниц (m_1 и m_2)

Крупность исходного материала, мм	Содержание класса – 0,074 мм в измельченном продукте, %					
	40	48	60	72	85	95
40 + 0	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
20 + 0	0,39	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
10 + 0	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,85
5 + 0	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85

k_D – коэффициент, учитывающий различие в размерах мельниц,
 $k_D = \left(\frac{D_2}{D_1} \right)^{0,5}$; D_2 – диаметр проектируемой мельницы; D_1 – диа-

метр эталонной мельницы;

k_T – коэффициент, учитывающий различие в конструкции мельниц; при переходе от шаровой мельницы с центральной разгрузкой к мельнице с решеткой (с принудительной разгрузкой) $k_T = 1,10–1,15$; при переходе от шаровой мельницы с решеткой к мельнице с центральной разгрузкой $k_T = 0,90–0,85$; если мельница одна и та же, $k_T = 1$.

Удельная производительность проектируемой мельницы q_2 , т/м³ч с учетом содержания расчетного класса в исходном материале и измельченном продукте

$$q_2 = \frac{q_1 k_e k_k k_D k_T}{b_2 - b_1}, \quad (10.2)$$

где b_1 и b_2 – содержание расчетного класса в исходном материале и измельченном продукте (доли единицы или проценты).

Производительность Q_2 (т/ч) проектируемой мельницы

$$Q_2 = q_2 V_2 = q_2 \frac{\pi D_2^2}{4} L_2, \quad (10.3)$$

где V_2 – объем барабана проектируемой мельницы, м³;

D_2 – диаметр, м;

L_2 – его длина, м.

Пример. Рассчитать производительность шаровой барабанной мельницы с решеткой и размерами $D_2 \times L_2 = 4000 \times 5000$ мм. Крупность исходного материала 0–40 мм. Содержание расчетного класса – 0,074 мм в исходном материале и измельченном продукте соответственно $b_1 = 5\%$ и $b_2 = 48\%$.

На действующей фабрике измельчается материал крупностью 0–20 мм в шаровой барабанной мельнице $D_1 \times L_1 = 3600 \times 4000$ мм

также с решеткой. Удельная производительность по расчетному классу $q_1 = 1,4 \text{ т/м}^3\text{ч}$. Содержание класса – $0,074 \text{ мм}$ в исходном материале $a_1 = 8 \%$, в измельченном продукте $a_2 = 40 \%$. Коэффициент измельчаемости k_u материала, который будет перерабатываться на проектируемой фабрике по отношению к материалу, измельчаемому на действующей фабрике, равен $k_u = 1,12$.

Порядок выполнения работы

1. Вначале определяем параметры эталонной мельницы:

1) удельная производительность эталонной мельницы по исходному материалу

$$q_1' = \frac{q'}{a_2 - a_1} = \frac{1,4}{0,40 - 0,08} = 4,38 \text{ т/(м}^3\text{ ч)};$$

2) внутренний объем эталонной мельницы

$$V_1 = \frac{\pi D_1^2}{4} L_1 = \frac{3,14 \cdot 3,6^2}{4} = 40,69 \text{ м}^3;$$

3) производительность эталонной мельницы по исходному материалу

$$Q_1 = q_1' V_1 = \frac{q_1 V_1}{a_2 - a_1} = 4,38 \cdot 40,69 = 178,2 \text{ т/ч.}$$

2. Далее определяем параметры проектируемой мельницы:

1) находим коэффициенты, входящие в уравнение (10.2)

$$k_k = \frac{m_2}{m_1} = \frac{0,81}{0,89} = 0,91; \quad k_D = \left(\frac{D_2}{D_1} \right)^{0,5} = \left(\frac{4}{3,6} \right)^{0,5}; \quad k_T = 1,1;$$

2) удельная производительность по расчетному классу

$$q_2 = q_1 k_e k_k k_D k_T = 1,4 \cdot 1,12 \cdot 0,91 \cdot 1,05 \cdot 1,1 = 1,5 \text{ т/м}^3\text{ч};$$

3) внутренний объем проектируемой мельницы

$$V_2 = \frac{\pi D_2^2}{4} L_2 = \frac{3,14 \cdot 4^2}{4} \cdot 4,8 = 55 \text{ м}^3;$$

4) удельная производительность по исходному материалу

$$q_2' = \frac{q_2}{b_2 - b_1} = \frac{1,5}{0,48 - 0,05} = 3,49 \text{ т/м}^3\text{ч};$$

5) производительность проектируемой мельницы по расчетному классу

$$Q_2 = q_2 V_2 = 1,5 \cdot 55 = 82,5 \text{ т/ч};$$

6) производительность проектируемой мельницы по исходному материалу

$$Q_2' = q_2' V_2 = \frac{q_2 V_2}{b_2 - b_1} = 3,49 \cdot 82,5 = \frac{1,5 \cdot 55}{0,48 - 0,05} = 192 \text{ т/ч}.$$

Контрольные вопросы

1. Как рассчитывается производительность барабанных мельниц?
2. Какие параметры учитывают при расчете мельниц?
3. Что такое производительность барабанной мельницы?
4. Способы измерения производительности.
5. Что такое удельная производительность мельницы?

Лабораторная работа № 11

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СКОРОСТИ ОСАЖДЕНИЯ ЧАСТИЦ В СТЕСНЕННЫХ УСЛОВИЯХ И УДЕЛЬНОЙ ПЛОЩАДИ СГУЩЕНИЯ

Цель работы: изучение процесса осаждения частиц в стесненных условиях, определение скорости осаждения частиц и удельной площади сгушения.

Общие сведения

Процесс сгушения применяется в практике обогащения для обезвоживания продуктов. Сгушение – это осаждение из пульпы твердых частиц под воздействием силы тяжести или центробежной силы.

При сгушении получают два продукта: сгущенный, содержащий в единице объема значительно больше твердой фазы, чем в исходном питании, и слив, обычно условно чистый или с небольшим содержанием твердого. В реальных условиях в одном аппарате осуществляется сгушение и осветление.

Сгушение широко используется в технологических схемах обогастительных фабрик. Сгушению подвергают различные продукты обогащения: промпродукты сгушают для удаления воды перед их дальнейшей переработкой, концентраты – перед фильтрованием, хвосты – для получения оборотной воды и уменьшения объемов хвостохранилищ.

На эффективность процесса сгушения влияют: минеральный и гранулометрический состав твердой фазы; плотность и форма частиц; содержание твердого в исходной суспензии и сгушенном продукте; вязкость, рН и температура суспензии; конструктивные особенности используемых сгустительных аппаратов.

При технологическом расчете и выборе сгустителей необходимо знать скорость осаждения частиц в стесненных условиях. Расчет ее по приведенной в литературе формуле часто приводит к значительным отклонениям от действительной скорости в силу сложности процесса сгушения. Поэтому в настоящее время основным является

эмпирический метод определения скорости осаждения по результатам лабораторных опытов.

Аппаратура: цилиндры мерные емкостью 1,0 или 0,5 (0,15) литра; весы ВЛКТ; секундомер.

Порядок выполнения работы

1. Взвесить пустой цилиндр (P_1).
2. Засыпать в мерный цилиндр до указанной на цилиндре отметки исходный материал и содержимое взвесить вместе с цилиндром (P_2), определить объем, занимаемый исходным материалом V_T .
3. Залить в цилиндр с материалом воду до верхней отметки («0») на цилиндре и взвесить заполненный цилиндр (P_3).
4. Определить массу твердого и воды в мерном цилиндре, отношение Ж:Т

$$M_T = P_2 - P_1; \quad M_B = P_3 - P_2.$$

Объем пульпы в цилиндре

$$V_i = \frac{M_T}{\rho} + \frac{M_B}{\rho_{AE}}.$$

Начальное значение (R_N) отношения Ж:Т

$$R_N = \frac{M_{AE}}{M_T}.$$

5. Опыты провести при различных значениях Ж:Т (обычно от трех до восьми) по указанию преподавателя.
6. Содержание цилиндра тщательно перемешать. По окончании перемешивания отсчитать время осаждения. Через определенное время появляется заметная граница между слоем осветленной воды

А и осаждающейся твердой фазой (рис.11.1). При этом происходит расслаивание суспензии и появляются зоны.

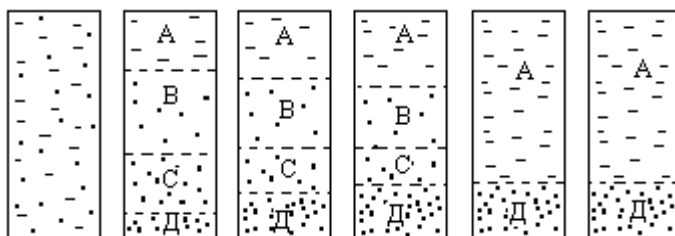


Рис. 11.1. Зоны:

В – свободного осаждения; *С* – естественного осаждения;

Д – уплотнения осадка

7. На шкале цилиндра периодически, через 3–4 секунды, отмечать границу между зонами А и В и время. Зона А постепенно увеличивается, увеличивается зона Д, а зоны В и С уменьшаются. В начальный момент частицы оседают относительно быстро, а затем оседание замедляется. Через определенное время зоны А и Д приходят в соприкосновение – исчезают зоны В и С. Этот момент называют критическим: скорость осаждения твердой фазы резко снижается. Наблюдение прекращают, когда положение границы не изменяется в течение часа, а последний раз положение границы раздела определяют через 24 ч после начала опыта.

8. Результаты наблюдений записать в табл. 11.1. Повторность опытов – трехкратная.

Таблица 11.1

Отсчет по шкале цилиндра							
Время осаждения, с							

Обработка результатов опытов

По данным, приведенным в табл. 11.1, построить график (рис.11.2).

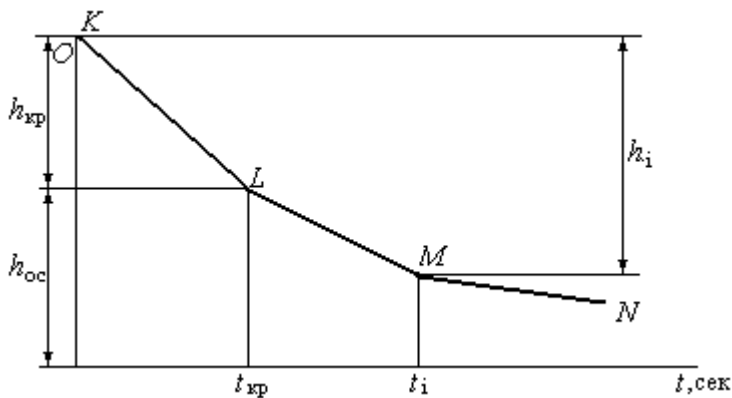


Рис. 11.2.

На оси абсцисс откладывают время осаждения, а на оси ординат – высоту осветленного слоя H (мм). Максимальное значение ординаты H должно соответствовать высоте столба суспензии в цилиндре. Через характерные точки провести прямые, соответствующие трем зонам в сгустителе. Скорость осаждения твердого в зоне свободного падения характеризуется прямой KL , а в зоне сжатия или уплотнения осадка – прямой LM . Прямая MN , слабо наклоненная к оси абсцисс, характеризует состояние сгущенного продукта.

Точку L , находящуюся на пересечении прямой KL и LM , называют критической: она соответствует моменту перехода от зоны свободного падения частиц к зоне сжатия. В этот момент определяют объем суспензии V_k (по градуировке цилиндра), а также $h_{кр}$ и $t_{кр}$ по графику. Отношение Ж:Т, в этот момент равно $R_{кр}$,

$$R_{\text{кр}} = \frac{\lambda_{\text{ж}}}{\lambda_{\text{т}}} = \frac{(V_{\text{ж}} - V_{\text{т}})\rho_{\text{ж}}}{\lambda_{\text{т}}}$$

Принимаем $R_{кр} = R_{\text{конечн.}}$, т.е. критическое значение Ж:Т равно конечному. Скорость осаждения твердой фазы

$$V = \frac{h_{\text{e}\delta}}{t_{\text{e}\delta}}.$$

Если необходимо получить более плотный осадок ($R_{\text{кр}} < R_{\text{кр}\delta}$), то в расчете принимают время осаждения t_i и высоту слоя осветленной жидкости h_i .

Тогда

$$V_{\text{e}\delta} = \frac{h_i}{t_i}.$$

Удельную площадь сгущения и производительность сгустителя принимают по данным, полученным при сгущении аналогичного продукта в промышленных условиях. Если таких данных нет, то удельную площадь сгущения определяют по экспериментально полученному значению скорости V осаждения твердой фазы пульпы с отношением Ж:Т, находящимся в пределах от R_N до $R_{\text{кр}}$.

$$S_{\text{о}\delta} = \frac{R_N - R_{\text{e}\delta}}{V \rho_{\text{ж}}}$$

Иногда удельная площадь сгущения, рассчитанная на основании лабораторных экспериментов, оказывается заниженной. Поэтому в отечественной и зарубежной практике расчетную $S_{\text{уд}}$ увеличивают на 20–30 %.

Общая площадь сгущения S

$$S = G_T \cdot S_{\text{уд}},$$

где G_T – производительность по твердому.

Лабораторная работа № 12

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ОБОГАТИМОСТИ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Цель работы: получение кривых обогатимости полезного ископаемого по результатам разделения на фракции различной плотности.

Общие сведения

Под характеристикой обогатимости понимается количественное и качественное соотношение фракций различной плотности в полезном ископаемом. Классификация полезного ископаемого по обогатимости может производиться графическими и аналитическими методами. Графические методы оценки обогатимости основаны на использовании кривых обогатимости, которые строятся по результатам фракционного, магнитного, гравитационного или флотационного анализа.

Сущность фракционного анализа заключается в последовательном расслоении представительной пробы, например, угля, на фракции в жидкостях различной плотности; определении выхода и зольности полученных фракций. Анализуют различные классы крупности. В качестве разделительных сред используются водные растворы минеральных солей, органические жидкости, суспензии, плотность которых более 1000 кг/м^3 . Для фракционного анализа применяют растворы хлористого цинка (ZnCl_2) или хлористого кальция (CaCl_2) в воде, четыреххлористого углерода (CCl_4) в бензоле (C_6H_6) и бромформа (CHBr_3) в четыреххлористом углероде (или бензоле, бензине, ацетоне).

Анализ полезных ископаемых крупностью до 1,0 мм производится в статических условиях разделения с применением небольших емкостей со средами различных жидкостей, а крупностью менее 1,0 мм – в динамических условиях разделения с применением центрифуг ЦЭ-3.

Перед фракционным анализом угля отбираются пробы отдельных классов крупности в следующих количествах:

Размер наибольшего куска, мм,	100	50	25	13	6,3	1,0	0,5
Наименьшая масса пробы, кг,	100	50	25	13	6,3	1,0	0,6

Каждая проба перед расслоением обесшламливается путем промывки водой на сите с отверстиями 0,5 мм.

Аппаратура: сосуды, заполненные водными растворами хлористого цинка с плотностью 1100, 1200, 1300, 1400, 1500, 1600, 1700 кг/м³; сетчатый бачок; сосуд с водой; сетчатый черпак; весы ВЛКТ; муфельная печь; тигли, бюксы.

Порядок выполнения работы

1. В сетчатый бачок засыпать 75 г промытой и подсушенной пробы угля заданного класса крупности.

2. Сетчатый бачок с пробкой поместить в сосуд с плотностью жидкости 1100 кг/м³.

3. Всплывшие на поверхность легкие фракции собрать сетчатым черпаком и после промывки в емкости с водой поместить в бюкс для последующей подсушки.

4. Вынуть сетчатый бачок с осевшими частицами, дать стечь жидкости.

5. Поместить сетчатый бачок с частицами плотностью более 1100 кг/м³ в сосуд с плотностью жидкости 1200 кг/м³. Далее операции 3 и 4 повторить, помещая последовательно сетчатый бачок в сосуды, заполненные водными растворами с возрастающей плотностью.

6. Легкие всплывшие и последнюю тяжелую (потонувшую) фракции подсушить, взвесить.

7. Все пробы разделить и определить зольность. Результаты определения зольности и фракционного состава записать в табл. 12.1 и табл. 12.2.

Таблица 12.1

№ тигля	Масса пустого тигля, г	Масса тигля с углем, г	Масса навески, г	Масса тигля с золой, г	Масса золы, г	Зольность, %

Таблица 12.2

Плотность фракций, кг/м ³	Средняя плотность, кг/м ³	Выход			Зольность, %	Произведение граф 4 и 6	Суммарные произведения	
		От класса		От исходной пробы, %			сверху графе 7	снизу вверх по графе 7
		г	%					
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Итого:	-		100				-	-

Продолжение табл. 12.2

Суммарные, %				Результаты расслоения				Расчетный фракционный состав или эквивалентное исходное	Распределительные числа	
всплывшие фракции		утонувшие фракции		Выход фракций концентрата		Выход фракций породы			для кривой концентрата	для кривой породы
выход	зольность	выход	зольность	от концентрата	от исходного	от концентрата	от исходного			
10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
				100		100		100		

Обработка результатов опытов

Выход фракций от класса (графа 4) определяют делением частного значения (графа 3) на суммарную массу (помещенную в сетчатый бачок) всех фракций и умножением на 100 %.

Выход взятого для анализа класса крупности составляет, например, 12,5 % от исходной пробы. Масса пробы определяется в этом случае делением массы фракций в сетчатом бачке на 12,5 % и умножением на 100 %. Выход фракций от исходной пробы (графа 5) определяется аналогично выходу фракций от класса с учетом массы пробы.

Графы 7, 8, 9 являются вспомогательными, они необходимы для расчета суммарных процентов зольности во всплывших и утонувших фракциях (графы 11,13). Суммарный выход всплывших фракций (графа 10) вычисляется путем суммирования цифр графы 4 сверху вниз, а суммарный выход утонувших фракций (графа 12) – путем суммирования цифр графы 4 снизу вверх.

Средневзвешенная зольность всплывших фракций (графа 11) вычисляется путем деления суммы произведений сверху (графа 8), расположенных выше данной строки, на суммарный выход всплывших фракций (графа 10). Аналогично рассчитываются цифры графы 13 путем деления цифр графы 9 на цифры графы 12.

Данные граф 14–18 заполняются по результатам фракционного анализа продуктов обогащения в отсадочной машине. Выход концентрата (всплывших) и породы (утонувших) пусть соответственно составил 85,58 % и 14,42 %. В этом случае «Итого» по графе 15 – 85,58 %, а по графе 17–14,42 %.

Результаты фракционного состава эквивалентного исходного (графа 18) совпадают с результатами реального исходного класса (графа 4). Фактически в большинстве случаев имеет место некоторое расхождение. Но на основании этого в графу 18 можно занести данные графы 4. Данные графы 18 по горизонтали равны сумме граф 15 и 17. Пусть первые четыре строчки графы 15 совпадают с данными графы 18. Тогда в графе 17 в этих строчках будут нули.

Данные граф 14 и 16 пересчитываются по данным граф 15 и 17 на 100 %.

Расчет числовых значений графы 19 производится путем деления данных графы 15 на данные графы 18; аналогично расчет чис-

ловых значений графы 20 производится путем деления данных графы 17 на данные графы 18. Данные граф 19 и 20 представляют собой распределительные числа, необходимые для изображения результатов разделения материала в обогащательном аппарате в виде кривой распределения.

Распределительное число представляет собой отношение количества отдельной фракции в продукте обогащения к количеству одноименной фракции в исходном продукте. Если, например, фракция плотностью 1500–1600 кг/м³ полностью перешла в концентрат, то ее распределительное число для концентрата составляет 100 %, а для породы – 0 %. Фракция плотностью 1600–1800 кг/м³ при содержании ее в исходном, равном 3,94 %, в процессе обогащения в отсадочной машине распределилась между концентратом и породой так, что в концентрате ее содержится 3,83 % исходного, а в породе – 0,11 % исходного.

Распределительное число показывает, в каком соотношении произошло это распределение.

$$T_e = \frac{3,83}{3,94} \cdot 100 = 97,21 \% \text{ – перешло в концентрат;}$$

$$Q_i = \frac{0,11}{3,94} \cdot 100 = 2,79 \% \text{ – перешло в породу.}$$

Числа 97,21 и 2,79 являются разделительными и распределительными. Аналогично рассчитывают распределительные числа для других фракций, при этом

$$T_k + T_{\Pi} = 100 \% .$$

По результатам анализов построить кривые обогатимости (рис. 12.1) и кривые распределения (рис. 12.2).

По данным граф 4 и 6 построить кривую (λ) распределения зольности по элементарным слоям в зависимости от выхода определенной плотности.

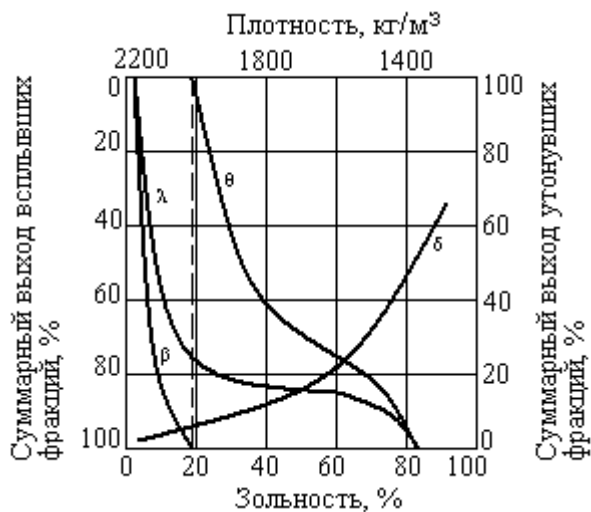


Рис. 12.1. Кривые обогатимости

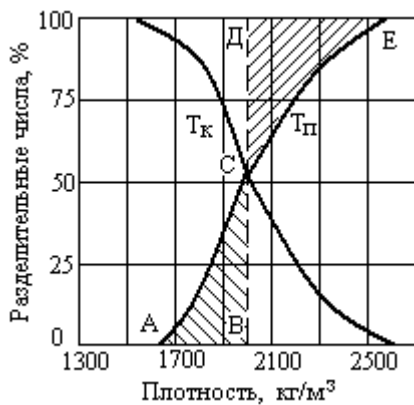


Рис. 12.2. Кривые распределения:
 T_k – концентрата; T_n – породы

По данным граф 10 и 11 построить кривую зависимости между суммарным выходом всплывших фракций (концентрата) и содержанием в них золы.

По данным граф 12 и 13 строится кривая θ – зависимость между суммарным выходом утонувших фракций (породы) и содержанием в них золы.

По данным граф 1 и 10 построить кривую δ – зависимость между суммарным выходом всплывших фракций и плотностью разделения.

При построении кривых необходимо иметь в виду, что:

- конечная точка кривой β и начальная точка кривой θ должны лежать на прямой, параллельной оси ординат и проходящей через точку на оси абсцисс, которая соответствует зольности исходной пробы угля;

- начальные точки кривых β и λ , а также конечные точки кривых λ и θ должны совпадать;

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

По данным граф 19 и 20 построить кривые распределения в координатах, на оси абсцисс которых откладывается средняя плотность фракций, а по оси ординат – разделительное число.

Начальные и конечные точки кривых обогатимости отражают зольности в верхнем и нижнем элементарных слоях или зольности соответственно чистого куска угля и чистого куска породы.

Площадь, ограниченная кривой λ снизу, указывает на количество золы, находящейся в исходном угле, а площадь выше кривой λ – количество горючей массы в исходном угле.

По кривым обогатимости возможно решение целого ряда практических задач:

- определение теоретических выходов и зольностей продуктов обогащения;

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

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

Уголь, состоящий из чистых легких угольных частиц и тяжелых частиц породы, легко разделяется. Значительно труднее разделить частицы, близкие по плотности. В идеальном случае ни одна частица плотностью больше базовой не должна попасть в концентрат (всплывший продукт) и ни одна плотностью меньше базовой – в породу (утонувший продукт). Считают, что чем меньше выход фракции $\pm 100 \text{ кг/м}^3$ по отношению к выбранной плотности, тем легче обогатимость угля.

Характеристики обогатимости характеризуются следующими данными:

Выход промежуточных фракций, %	0–7	7–10	10–15	15–20	20–25	25
Обогатимость	легкая	средняя	трудная	очень трудная	исключит. трудная	сверх-трудная

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

Оценку эффективности процесса обогащения производят по кривым распределения (рис. 12.2), которые строят по данным граф 19 и 20 в зависимости от плотности. Кривые распределения концентрата и породы симметричны и пересекаются в точке, ордината которой соответствует распределительному числу 50 %. По кривым распределения определяют плотность разделения, соответствующую распределительному числу 50 %.

Плотность разделения есть плотность, при которой соответствующая ей бесконечно узкая фракция распределяется равными количествами между двумя продуктами обогащения. Чем круче кривая распределения, тем точнее происходит разделение в обогатительном аппарате.

Площадь ABC показывает, какая часть суммарной фракции плотностью от минимальной в пробе до плотности разделения, выраженной в процентах от этой фракции, перешла в породу, а площадь CDE показывает выход фракции плотностью от плотности

разделения до максимальной (в процентах от этой фракции) в концентрат. Условно считают вероятным отклонением от теоретических условий разделения полуразность между абсциссами (плотностями) точек кривой распределения Δ , соответствующих ординатам (распределительным числам) 25 и 75 % (50 ± 25 %),

$$\dot{A} = \frac{\Delta_{75} - \Delta_{25}}{2}.$$

Чем меньше E , тем выше точность разделения в обогатительном аппарате.

Лабораторная работа № 13

РАЗДЕЛЕНИЕ МАТЕРИАЛА ПО КРУПНОСТИ В ВОСХОДЯЩЕМ ПОТОКЕ ВОДЫ

Цель работы: изучить процесс разделения смеси мелких и тонких зерен на отдельные классы крупности, основанный на различиях скоростей их падения в водной среде.

Общие сведения

Схема разделения материала по крупности при гидравлической классификации показана на рис. 13.1.

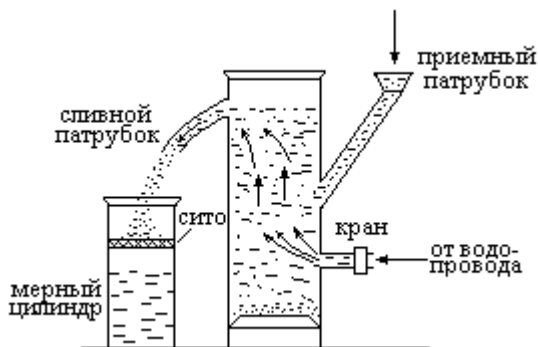


Рис 13.1. Установка для гидравлической классификации

В вертикально установленной трубе имеется непрерывно восходящий поток воды, движущийся со скоростью $v_{ж}$. Внутрь трубы поступает смесь зерен различной крупности. Скорость падения зерен в неподвижной водной среде при прочих равных условиях (плотности зерен и форме) будет зависеть только от их размеров: чем крупнее зерна, тем больше их скорость. При попадании в восходящий водный поток смесь зерен разделяется на два продукта. Относительно крупные частицы, скорость падения которых больше скорости восходящего потока, опускаются в нижнюю часть трубы. Этот продукт называют «пески». Более мелкие частицы, скорость

падения которых меньше скорости восходящего потока воды, увлекаются этим потоком вверх и выносятся из трубы. Этот продукт называют «слив». В реальных условиях, поскольку частицы имеют не только различные размеры, но и плотность и форму (отличную от шарообразной), закономерность распределения частиц по продуктам разделения имеет более сложный характер.

Гидравлическая классификация применяется как самостоятельная конечная операция для отделения крупнозернистого материала от илистых (тонких, шламовых) частиц при промывке бурожелезняковых и марганцевых руд. Широкое применение гидравлическая классификация как самостоятельный процесс получила при промывке и подшихтовке кварцевых песков.

В качестве вспомогательной операции гидравлическая классификация наиболее часто применяется в замкнутых циклах измельчения для выделения крупнозернистых частиц (песков) и возврата их на доизмельчение, а также для обесшламливания измельченной руды перед ее обогащением. Крупность материала, подвергаемого гидравлической классификации, не превышает: для руд – 3–5 мм, для углей – 10–13 мм.

К основным технологическим показателям обогащения относятся:

- содержание компонента в исходном сырье и продуктах обогащения;
- выход продуктов обогащения;
- извлечение компонентов в продуктах обогащения;
- степень концентрации полезного компонента и степень сокращения, достигаемые при обогащении;
- эффективность обогащения.

Содержанием компонента называют отношение массы этого компонента к массе продукта, в котором он находится (в пересчете на сухое вещество). Выражают в процентах, долях единицы. Обычно обозначают:

α – содержание продукта в исходном материале;

β – содержание продукта в концентрате (песках) или промпродукте;

θ – содержание продукта в хвостах (сливе).

Выходом продукта обогащения (γ) называют отношение массы полученного продукта к массе исходного сырья.

Извлечением продукта обогащения ε называют отношение массы компонента в продукте к массе того же компонента в исходном полезном ископаемом.

Степенью концентрации или степенью обогащения K называют отношение содержания полезного компонента в концентрате к содержанию его в исходном сырье. Она показывает, во сколько раз увеличилось содержание полезного компонента по сравнению с содержанием его в исходном сырье. Чем больше K , тем выше эффективность процесса обогащения.

Степенью сокращения R называют величину, обратную выходу концентрата. Она показывает, во сколько раз масса концентрата меньше массы сырья, из которого он получен, и определяет, какую массу исходного сырья необходимо переработать для получения единицы массы концентрата.

Эффективностью обогащения E называют отношение приращения массы ценного компонента в концентрате при реальном обогащении к приращению массы концентрата при теоретически достижимом обогащении, когда в концентрат выделяют весь ценный продукт. Она характеризует степень приближения реального процесса обогащения к идеальному.

Все технологические показатели взаимосвязаны: зная значения одних, можно выразить другие. Обозначим массу исходного сырья – Q_c , массу продуктов обогащения концентрата – Q_k , хвостов – Q_x . Тогда выход концентрата

$$\gamma_{\varepsilon} = \frac{Q_{\varepsilon}}{Q_n} \cdot 100 \%$$

Выход хвостов

$$\gamma_{\circ} = \frac{Q_{\circ}}{Q_n} \cdot 100 \%$$

$$Q_c = Q_k + Q_x \quad \text{или} \quad \gamma_c = \gamma_{\varepsilon} + \gamma_{\circ}$$

Зная, что $\gamma_c = 100\%$, можно записать $\gamma_{\dot{e}} + \gamma_{\dot{o}} = 100$.

Суммарная масса ценного компонента в продуктах обогащения должна соответствовать массе его исходного сырья. Это условие называют балансом ценного компонента

$$100\alpha = \gamma_k \cdot \beta + \gamma_x \cdot \theta.$$

С учетом $\gamma_o = 100 - \gamma_{\dot{e}}$ получим $\gamma_{\dot{e}} = \frac{100(\alpha - \theta)}{\beta - \theta}$.

Из условия $\gamma_o = 100 - \gamma_{\dot{e}}$ получим $\gamma_o = \frac{\beta - \alpha}{\beta - \theta} \cdot 100$.

Извлечение полезного компонента в концентрат $\varepsilon_{\dot{e}} = \frac{\gamma_{\dot{e}} \cdot \beta}{\alpha}$.

Извлечение полезного компонента в хвосты $\varepsilon_{\dot{o}} = \frac{\gamma_{\dot{o}} \cdot \theta}{\alpha}$.

Если выходы концентрата и хвостов неизвестны, то

$$\varepsilon_{\dot{e}} = \frac{100 \cdot \beta(\alpha - \theta)}{\alpha(\beta - \theta)}; \quad \varepsilon_{\dot{o}} = \frac{100 \cdot \theta(\beta - \alpha)}{\alpha(\beta - \theta)}.$$

Степень обогащения $K = \frac{\beta}{\alpha}$.

Степень сокращения $R = \frac{1}{\gamma_{\dot{e}}}$ – если выход в долях единицы;

$R = \frac{100}{\gamma_{\dot{e}}}$ – если выход в процентах.

Эффективность обогащения

$$E = \frac{\gamma_{\dot{e}}(\beta - \alpha)}{\alpha\beta_1^{-1}(\beta_1 - \alpha)} \quad \text{или} \quad E = \frac{\varepsilon_{\dot{e}} - \gamma_{\dot{e}}}{1 - \alpha\beta_1^{-1}},$$

где β_1 – содержание полезного компонента в минерале, %;

$1 - \alpha\beta_1^{-1}$ – содержание «пустой» породы в исходном сырье, выраженное в долях единицы. Для определенной руды эта величина иногда бывает постоянной. В этом случае $E = \varepsilon_{\hat{e}} - \gamma_{\hat{e}}$.

Технологические показатели служат критерием оценки процессов обогащения действующих обогатительных фабрик.

Аппаратура: установка для гидравлической классификации; измерительный стакан; секундомер; весы; набор сит; емкость для исходного материала.

Порядок выполнения работы

1. Подготовить к анализу пробу материала массой 3 кг с максимальным размером зерен не более 3 мм.

2. Разделить пробу на классы путем тщательного просеивания ее через набор сит с размером отверстий 20, 10, 5, 2,5 мм.

3. Определить путем взвешивания содержание каждого класса по массе и в процентах.

4. Ссыпать по 1/3 массы каждой фракции в отдельную емкость для исходного материала и тщательно перемешать.

5. Путем открытия крана в положение I установить скорость восходящего потока воды V_1 . Численные значения скорости V_1 определить экспериментально путем трехкратного замера объема воды V_1 через сливной патрубков и времени заполнения этого объема t_1 . Результаты записать в табл. 13.1.

Таблица 13.1

№ измерения	V_1	t_1	V_2	t_2	V_3	t_3
1						
2						
3						

$$V_1 = \frac{\sum V_1}{S \sum t_1},$$

где S – поперечное сечение трубки, m^2 .

6. Ввести мелкими порциями через приемный патрубок приготовленную пробу массой один килограмм.

7. После окончания процесса разделения определить после высушивания массу материала в песках и в сливе, содержание каждого класса в сливе.

8. Повторить опыт (пункты 5, 6 и 7) при установлении крана в положение 2 и 3.

9. Произвести обработку результатов анализа при всех скоростях восходящего потока, определив основные технологические показатели обогащения.

10. Результаты замеров и расчетов записать в табл. 13.2.

Таблица 13.2

Класс	Исходный продукт	Обогащенный продукт при скорости						Показатели обогащения					
		$V_1 =$		$V_2 =$		$V_3 =$		v	γ	ϵ	к	R	ξ
		слив	пески	слив	пески	слив	пески						
m								V_1					
%								V_2					
m								V_3					
%								V_1					
m								V_2					
%								V_3					
								V_1					
								V_2					
								V_3					

11. Построить графические зависимости показателей обогащения от скорости восходящего потока.

Лабораторная работа № 14

ОЦЕНКА КАЧЕСТВА УСРЕДНЕНИЯ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО ПРИ ОБОГАЩЕНИИ

Цель работы: определение эффективности процесса усреднения при смешивании полезного ископаемого различного качественного состава.

Общие сведения

Повышение качества выпускаемой продукции и рост технико-экономических показателей горно-обогатительных предприятий во многом зависит от однородности качественного состава поступающих на переработку полезных ископаемых. Процесс, включающий комплекс технологических операций и организационных мероприятий, направленных на повышение однородности качественного состава добываемого полезного ископаемого или продуктов его переработки, называется усреднением.

Необходимость усреднения возникает в тех случаях, когда колебания содержания какого-либо компонента в добываемом полезном ископаемом настолько значительны, что требуют постоянного резкого изменения параметров технологического процесса переработки и ведут к усложнению управления процессом. Усреднение начинается при добыче полезного ископаемого, продолжается на складах карьеров и шахт, на дробильно-сортировочных, обогатительных и агломерационных фабриках и заканчивается на предприятиях, выпускающих конечную продукцию.

Для оценки усреднительных свойств смесительного устройства применяют различные методы и критерии. Большинство современных методов оценки качества усреднения основаны на методах статистического анализа. Чаще, чтобы оценить качество смешивания одной случайной величиной, смесь условно считают двухкомпонентной, хотя в процессах обогащения смесь фактически является многокомпонентной. В этом случае случайной величиной является содержание ценного компонента в полезном ископаемом.

Среднее содержание α (%) расчетного компонента в усредненной руде

$$\alpha_{\text{ср}} = \frac{Q_1\alpha_1 + Q_2\alpha_2 + \dots + Q_n\alpha_n}{Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n},$$

где Q_1, Q_2, \dots, Q_n – масса полезного ископаемого на отдельных участках;

$\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_n$ – содержание расчетного компонента в ископаемом отдельных участков, %.

Основным критерием оценки качества усредненного сырья считают среднее квадратическое отклонение σ содержания ценного компонента в пробах, отобранных из смеси, от среднего его содержания или коэффициент вариации V .

Среднее квадратическое отклонение

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (\alpha_i - \alpha_{\text{ср}})^2}{n-1}},$$

где α_i – значение расчетного компонента в i -ой пробе;

$\alpha_{\text{ср}}$ – среднее арифметическое содержание ценного компонента во всех пробах;

n – общее число отобранных проб.

Коэффициент вариации

$$V = \frac{\sigma}{\alpha} \cdot 100 \text{ \%}.$$

Для оценки эффективности усреднения полезного ископаемого различного качественного состава применяют коэффициент усреднения K и эффективность усреднения η .

$$\text{Коэффициент усреднения } K = \frac{V_2}{V_1},$$

где V_1 и V_2 – коэффициенты вариации рассматриваемого показателя качественного состава соответственно до и после усреднения.

Эффективность усреднения

$$\eta = 1 - K.$$

Аппаратура: сушильный шкаф; весы ВЛКТ; бюксы; противни.

Порядок выполнения работы

1. Подготовить образцы материала (торф) с различным содержанием абсолютно сухого вещества (0,50; 0,55; 0,60; 0,65).

2. Для смешивания взять три образца (по указанию преподавателя). Из каждого образца отобрать по две пробы для определения влажности.

3. Взвесить по 0,5 кг материала каждой пробы, высыпать на противни и тщательно перемешать. Из приготовленной однородной массы отобрать шесть проб для определения влажности усредненного продукта.

4. Определить влажность всех отобранных проб. Результаты записать в табл. 14.1.

Таблица 14.1

№ образца	№ бюкса	Масса пустого бюкса, г	Масса бюкса с образцом, г	Масса навески, г	Масса после сушки, г	Масса сухого вещества, г	Масса воды, г	Влажность, %	Влагодержание, кг/кг

5. Определить среднее содержание сухого вещества во всех пробах, среднее квадратическое отклонение и коэффициент вариации абсолютно сухого вещества до и после усреднения, коэффициент усреднения и эффективность усреднения.

Лабораторная работа № 15

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГРОХОЧЕНИЯ ВРАЩАЮЩЕГОСЯ БАРАБАННОГО ГРОХОТА

Цель работы: изучение процесса непрерывного разделения полезного ископаемого на классы по крупности и определение эффективности грохочения.

Общие сведения

Грохочение – процесс разделения полезного ископаемого на классы по крупности путем просеивания его через одно или несколько сит (решет). Материал, поступающий на грохочение, называется исходным, а продукты грохочения – классами крупности. Оставшийся на сите материал называется надрешетным продуктом, а провалившийся через отверстия сита – подрешетным. Класс, используемый в народном хозяйстве как готовый товарный продукт, называется сортом.

Различают следующие виды грохочения: вспомогательное, подготовительное, самостоятельное, с целью обезвоживания (обесшламливания) и избирательное.

Вспомогательное грохочение применяется для отделения готового по крупности материала от исходного, поступающего на дробление, или же для контроля крупности дробленного продукта. Первый вид грохочения называется предварительным, второй – контрольным.

Подготовительное грохочение применяется для разделения исходного материала по крупности на классы перед последующими операциями обогащения с целью повышения их эффективности.

Самостоятельным называется грохочение, продукты которого являются товарными и направляются потребителю.

Грохочение с целью обезвоживания находит применение для первичного отделения воды от продуктов обогащения. При обогащении в минеральных суспензиях попутно с обезвоживанием продуктов обогащения на грохотах производится отделение кондици-

онных суспензий и отмыв с поверхности частиц полезного ископаемого остатка утяжелителя.

Избирательное грохочение применяется в тех случаях, когда различные классы полезного ископаемого отличаются по качеству. Этот вид грохочения можно называть также операцией обогащения по крупности.

В зависимости от крупности исходного материала и размера отверстий просеивающей поверхности грохота различают следующие виды грохочения: крупное – с размерами отверстий просеивающей поверхности 300–100 мм, среднее – 60–25 мм, мелкое – 25–6 мм, тонкое – 5–0,5 мм, особо тонкое – до 0,05 мм.

Машины и устройства, выполняющие процесс грохочения, называются грохотами. В зависимости от характера движения просеивающей поверхности и способа перемещения по ней материала грохоты подразделяют на неподвижные (с неподвижной просеивающей поверхностью), частично подвижные (с движением отдельных элементов просеивающей поверхности), вращающиеся, плоские подвижные (с колебательным движением), гидравлические (с применением материала в струе воды или суспензии). К основным показателям, характеризующим работу грохота, относятся его производительность и эффективность грохочения.

Эффективность грохочения характеризует полноту разделения исходной смеси зерен различной крупности на просеивающей поверхности. Эффективность грохочения E по классу, в котором зерна мельче отверстий сита, представляет собой отношение массы этого класса в подрешетном продукте Q_n к массе того же класса Q_u в исходном материале, выраженное в процентах,

$$E = \frac{Q_n}{Q_u} \cdot 100.$$

В реальных условиях непрерывного процесса на обогатительных фабриках определить массу подрешетного продукта затруднительно. Поэтому эффективность грохочения рассчитывается по «засорению» надрешетного продукта нижним классом, т.е. по содержанию нижнего класса α в исходном и надрешетном θ продуктах

$$E = \frac{\alpha - \theta}{(100 - \theta)} \cdot 10^4 \%$$

Эффективность грохочения зависит от механических, технологических параметров работы и свойств грохотимого материала, режима работы грохота, продолжительности отсева, вида и содержания рабочей поверхности, производительности грохота, влажности материала и др.

Аппаратура: весы ВЛКТ; набор сит; вращающийся барабанный грохот.

Порядок выполнения работы

1. Из общей массы материала взять продукт массой один килограмм.
2. Пробу засыпать на верхнее сито набора 20; 10; 5; 2,5; 0.
3. Произвести рассев пробы на классы встряхиванием в течение 10 мин.
4. Взвесить остаток на каждом сите.
5. Определить выход каждого класса. Общая масса всех классов крупности принимается за 100 %. Выход каждого класса (в %) получают делением массы класса на общую массу пробы и умножением на 100. Результаты отсева записать в табл. 5.1.

Таблица 5.1

Класс, мм	Исходный продукт		Подрешетный продукт				Надрешетный продукт			
	Выход класса									
	частный		суммарный, %	частный		суммарный, %	частный		суммарный, %	
кг	%	кг		%	кг		%			
+20										
-20 +10										
-10 +5										
-5 +2,5										
-2,5-0										
ИТОГО: 100										

6. Содержание всех сит и поддона сыпать вместе и тщательно перемешать.
7. Пробу засыпать в приемный бункер вращающегося барабанного грохота.
8. По окончании процесса грохочения взвесить надрешетный и подрешетный продукт.
9. Выполнить пункты 2–5 для надрешетного и подрешетного продукта.
10. Построить гранулометрические характеристики для исходного материала и продуктов грохочения в координатах: по оси ординат – суммарный выход класса в %, по оси абсцисс – диаметр отверстий сита в мм.
11. Определить эффективность E процесса грохочения по нижнему классу.
12. Сравнить выход подрешетного продукта с теоретическим выходом этого класса (по кривой суммарной характеристики).

Лабораторная работа № 16

ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА ФИЛЬТРОВАНИЯ

Цель работы: определение удельных сопротивлений осадка и фильтровальной ткани, производительности фильтра; исследование влияния режимных параметров на производительность фильтра и влажность осадка.

Общие сведения

Фильтрованием называется процесс разделения твердой и жидкой фаз тонкозернистых и шламовых суспензий, основанный на принудительном (под действием давления или разрежения) удалении содержащейся в них воды через пористую фильтрующую перегородку.

Твердые частицы, удерживаемые на пористой перегородке, называют осадком, а прошедшую через фильтрующую перегородку жидкую фазу – фильтратом. На фильтрование подают суспензию, крупность твердых частиц в которой менее одного миллиметра, так как обезвоживать их другими методами нецелесообразно из-за малой скорости фильтрации жидкости и значительной влажности получаемых осадков.

Фильтрование – широко распространенный метод разделения твердой и жидкой фаз. Процесс фильтрования протекает под действием разности давлений по обе стороны фильтровальной перегородки. В зависимости от способа создания требуемой разности давлений различают вакуум-фильтры и фильтр-прессы. В первых аппаратах разность давлений по обеим сторонам фильтрующей перегородки создают с помощью разрежения, во вторых – с помощью избыточного давления.

Различают фильтрование при постоянной разности давлений и при постоянной скорости истечения фильтрата. Фильтрование при постоянной разности давлений осуществляется в случае, если пространство за фильтровальной перегородкой сообщается с источником постоянного вакуума или пространство перед суспензией – с источником постоянного давления. При таком методе фильтрования

в связи с увеличением сопротивления слоя осадка скорость фильтрования является переменной величиной. Если обеспечена постоянная подача суспензии поршневым насосом, то происходит фильтрование при постоянной скорости. В данном случае переменной величиной является разность давлений.

Аппаратура: лабораторная вакуум-фильтровальная установка; весы ВЛКТ; прибор для ускоренного определения влажности; мерный стакан.

Схема лабораторной вакуум-фильтровальной установки показана на рис. 16.1. Установка состоит из ванны 1 с мешалкой 2, фильтровальной воронки 3, мерного цилиндра 5, ресивера 11, манометра 8, вакуум-насоса 10, кранов 7, 9, 12, тройника с краном 6 л резиновых трубок 4. Фильтровальная воронка имеет приспособление для зажима фильтровальной ткани.

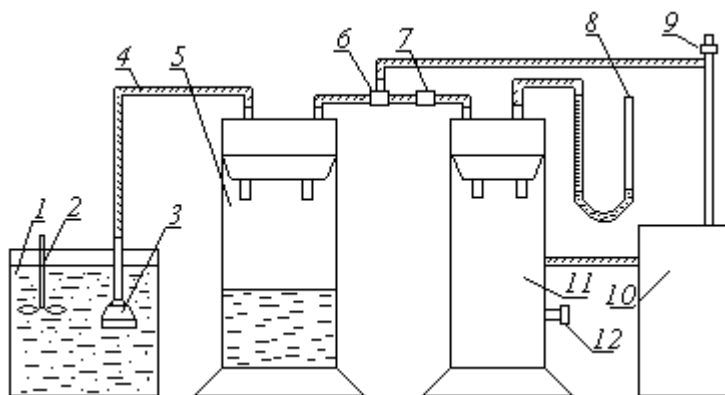


Рис. 16.1. Лабораторная вакуум-фильтровальная установка:
1 – ванна; 2 – мешалка; 3 – фильтровальная установка; 4 – резиновая трубка;
5 – мерный цилиндр; 6 – тройник с краном; 7, 9, 12 – краны; 8 – манометр;
10 – вакуум-насос; 11 – ресивер

Порядок выполнения работы

1. Подготовить с соотношением Ж:Т = 1:1 суспензию и залить ее в ванну I.

2. Включить в работу мешалку для предотвращения расслоения суспензии. Перемешивание не должно быть слишком интенсивным во избежание смывания осадка с фильтровальной ткани.

3. При открытом кране 9 и закрытых 6, 7 и 12 включить в работу вакуум-насос.

4. Когда разрежение достигнет заданного значения, в суспензию опустить воронку 3, открыть кран 7 и включить секундомер. В течение опыта разрежение поддерживать постоянным. Если значение вакуума возрастает, приоткрыть кран 12 и впустить в ресивер атмосферный воздух.

5. В течение определенного времени на фильтрующую поверхность набрать осадок, одновременно фиксируя в принятые промежуточные моменты времени объем фильтрата в мерном сосуде.

При фильтровании тонкоизмельченных продуктов в начале опыта объем фильтрата определяют через 5–10 с, а затем через 15–20 с.

6. После набора осадка воронку вынуть из суспензии и через осадок прососать воздух для подсушки осадка.

7. По окончании просушки закрыть краны 7 и 9. Открыть кран тройника 6 для отдувки осадка в приемную емкость (чашку).

8. Полученный осадок взвесить во влажном состоянии.

9. Определить объем фильтрата в конце опыта V и объем осадка $V_{\text{ос}}$.

10. Определить ускоренным методом влажность осадка.

II. Провести опыты при трех-четырёх значениях вакуума.

Обработка результатов опыта

1. По полученным данным построить график фильтрования, отражающий зависимость t / V от V при всех значениях вакуума (рис. 16.2).

2. Определить удельное сопротивление осадка:

$$\rho = \frac{2\Delta P \cdot F^2 \cdot K}{\mu \cdot V_{\text{ос}}},$$

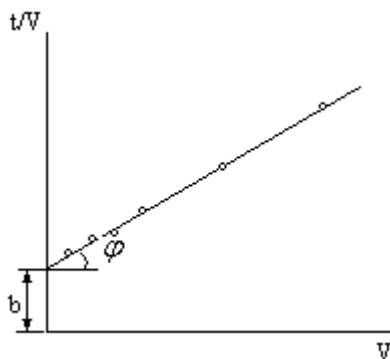


Рис. 16.2

где P – значение вакуума;

F – площадь фильтрования, м^2 ;

$V_{\text{уд}} = \frac{V_{\text{ос}}}{V}$ – удельный объем осадка, равный отношению объема

осадка $V_{\text{ос}}$ к объему фильтрата V ;

μ – вязкость.

3. Определить сопротивление фильтроткани:

$$\rho_0 = \frac{\Delta P \cdot F \cdot b}{\mu}$$

Значение « b » определяется по графику.

4. Построить зависимость удельного сопротивления осадка от создаваемой разности давлений.

5. По экспериментальным данным рассчитать удельную производительность фильтровальной установки по сухому осадку:

$$q = 0,06 \frac{G}{F \cdot t'}$$

где G – масса сухого осадка, кг;

F – площадь фильтрования, м^2 ;

t' – продолжительность полного цикла фильтрования, мин;

q – производительность фильтровальной установки, $\text{т}/\text{м}^2 \text{ ч}$.

Лабораторная работа № 17

ОБОГАЩЕНИЕ МАТЕРИАЛА НА СТРУЙНОМ ЖЕЛОБЕ

Цель работы: изучение процесса расслоения зернистой смеси при движении ее в виде пульпы по суживающемуся наклонному желобу.

Общие сведения

К струйным аппаратам, обогащение в которых происходит в наклонном потоке за счет различия в характере и скорости движения минеральных частиц в текучих средах под действием силы тяжести и сил сопротивления, относят струйные желоба и конусные сепараторы.

Струйный желоб представляет собой короткий (до 1000–1200 мм) клиновидный желоб с плоским и гладким дном (рис. 17.1). Устанавливается он под углом $15\text{--}20^\circ$ к горизонту, узкой частью вниз.

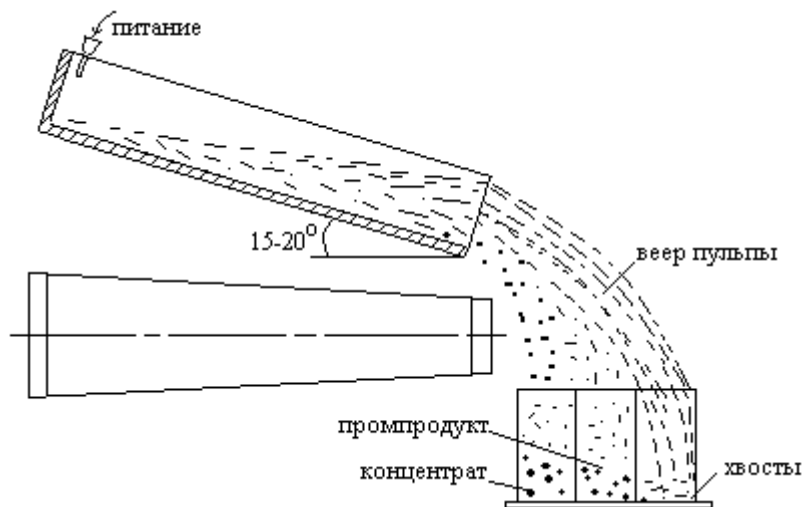


Рис. 17.1. Струйный желоб

Процесс обогащения происходит следующим образом. Мелкозернистый и обесшламленный материал подается на верхнюю (широкую) часть аппарата в виде плотной пульпы, содержащей 50–60 % твердого. Стекая по наклонному желобу вниз, зернистая смесь расслаивается по вертикали так, что мелкие частицы тяжелых минералов оказываются в придонной области, а более крупное зерно легких минералов остается в верхних зонах потока. Придонные слои в своем движении вниз несколько отстают по скорости от верхних, более быстрых слоев потока. Постепенное сужение потока приводит к увеличению глубины потока. Постоянное изменение гидродинамических свойств потока (сечение, скорость, характер режима и др.) по длине желоба обуславливает протекание процесса расслоения зерен. Но в целом одновременное изменение величины поперечного сечения потока F и его скорости v происходит так, что их произведение, т.е. секундный расход Q , остается постоянным в каждом сечении желоба

$$Q = F_1 v_1 = F_2 v_2 = \text{const.}$$

Сечение потока равно произведению его ширины b на глубину h

$$F = b \cdot h.$$

Характер движения жидкости в желобе изменяется от ламинарного в самой широкой части желоба до турбулентного в узкой части желоба, о чем можно судить по зависимости скорости потока от его гидравлического радиуса R .

Гидравлический радиус $R = \frac{F}{b + 2h}$ увеличивается в узкой части желоба. Увеличение R свидетельствует о том, что удельная величина периметра смачивания на единицу площади потока снижается, т.е. уменьшаются и потери на пристенное трение потока. Скорость потока растет.

Аппаратура: струйный желоб; весы ВЛКТ; приемные сосуды.

Порядок выполнения работы

1. Приготовить пять литров пульпы с содержанием 50–60 % твердого (определив массу его и объем) и известным содержанием полезного минерала.

2. Установить заданный угол наклона желоба (в пределах 15–20°).

3. Сосуд для питания желоба заполнить водой. Установить расход $100 \text{ см}^3/\text{с}$.

4. При движении водного потока по желобу определить высоту потока через каждые 20 см длины желоба.

5. По результатам эксперимента определить и построить графические зависимости высоты потока, сечения потока и средней скорости потока по длине желоба (рис. 17.2), зависимость средней скорости потока от гидравлического радиуса потока по длине желоба (рис. 17.3).

6. Пункты 3–5 повторить для приготовленной пульпы с определением массы и объема твердого и содержания полезного минерала в концентрате, промпродукте, хвостах.

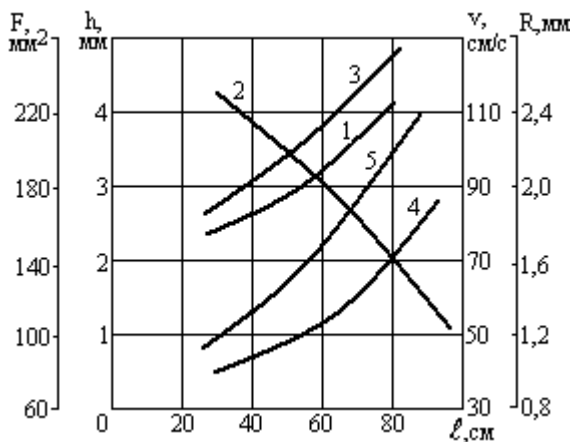


Рис. 17.2. Изменение глубины потока h (1), сечения желоба F (2), средней скорости потока воды v (3) и пульпы (4), гидравлического радиуса R (5) по длине ℓ струйного желоба

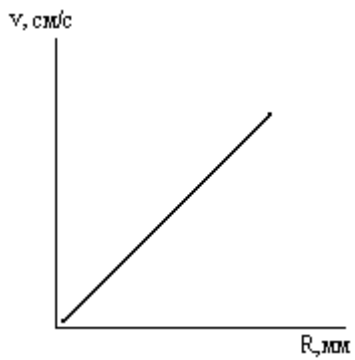


Рис. 17.3. Зависимость средней скорости потока от гидравлического радиуса

Лабораторная работа № 18

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НЕРАСТВОРИМОГО В ВОДЕ ОСТАТКА В КАЛИЙНОЙ РУДЕ

Общие сведения

Руды Старобинского месторождения отличаются повышенным содержанием нерастворимого остатка (карбонаты, сульфаты, полевой шпат, кварц и глинистые минералы, представленные гидрослюдой).

Содержание нерастворимого остатка в руде первого калийного горизонта 12–26 %, второго калийного горизонта 5–6 %, третьего 5–12 % и четвертого 3–10,8 %.

Повышенное содержание нерастворимого остатка (н.о.) в калийной руде оказывает существенное влияние на степень извлечения хлористого калия из руды, качество калийных концентратов, способы обезвоживания, а также требует дополнительных технологических операций для удаления и обработки шламов.

Одним из замечательных свойств руды Старобинского месторождения является избирательное распределение хлористого калия и нерастворимого остатка по классам крупности:

Крупность, мм	+10	+5,0	+3,0	+2,0	+0,8	+0,5	+0,3	-0,3
Содержание КС ℓ	24,1	24,1	23,6	25,1	28,1	28,6	31,6	27,7
Содержание н.о.	12,7	7,9	5,0	3,6	2,9	2,6	2,7	5,3

Наличие в измельченных рудах, направляемых на флотацию, тонкодисперсных глинисто-карбонатных шламов (н.о.) приводит к снижению селективности процесса флотации и создает значительные трудности при обезвоживании глинисто-солевых суспензий. Это объясняется образованием шламовой пленки на поверхности минералов сильвина, высокой адсорбционной активностью глинистых частиц, имеющих большую удельную поверхность, к аминам и блокированием пузырьков воздуха. При содержании н.о. в калий-

ной руде более 2–3 % в технологические схемы флотационного обогащения включаются операции предварительного выделения глинистых шламов. Известно несколько способов устранения вредного влияния глинисто-карбонатных шламов на процесс флотации.

На Солигорских обогатительных фабриках для снижения отрицательного влияния н.о. на флотацию применяют многостадийное обесшламливание (5 стадий) в свободно-вихревых гидроциклонах СВП-710, СВП-500 (диаметр гидроциклона 710 и 500 мм), гидросепараторах (сгустители с периферийным приводом П-30) и флотационное в машинах МПСГИ-4 (машина пенной сепарации, глубокая, импеллерная, 4 камеры), пневмомеханических МПМ-30 машинах (объем камеры 30 м³).

Обесшламливание обеспечивает снижение нерастворимого остатка в питании флотации до 2,4–2,6 %.

В процессе обогащения практически при проведении всех операций (подготовительных, основных и вспомогательных) необходимо знать содержание нерастворимого в воде остатка.

Метод определения нерастворимого в воде остатка в соответствии с Межгосударственным стандартом (ГОСТ 20851.3-93) основан на отделении нерастворимого остатка путем фильтрования растворенной анализируемой пробы с последующим высушиванием и взвешиванием осадка.

Аппаратура: электроплитка закрытого типа с переключателем, мощностью до 800 Вт; воронка В-75-110ХС, В-59-95ХС; весы лабораторные 2 класса точности с наибольшим пределом взвешивания 200 г.; стаканчики для взвешивания 100 или 150 см³; колба 20500-2; сосуд из темного стекла; серебро азотнокислое по ГОСТ 1277, раствор массовой концентрации 5 г/дм³; фильтры бумажные «белая лента» или фильтры из лабораторной фильтровальной бумаги.

Порядок выполнения работы

1. Фильтр «белая лента» поместить в стаканчик для взвешивания, высушить в сушильном шкафу при температуре 105 ± 5 °С в течение 30 мин и после охлаждения в эксикаторе взвесить.
2. Приготовить раствор азотнокислого серебра, для чего взвесить 0,5 г азотнокислого серебра с точностью до второго десятичного

знака, навеску поместить в мерную колбу вместимостью 100 см³, добавить воды до метки, перемешать. Раствор перелить в сосуд из темного стекла.

3. Взвесить 10 г хлористого калия. Навеску поместить в стакан вместимостью 400 см³, прибавить 150 см³ воды, перемешать.

4. Стакан поставить на плитку и довести до кипения.

5. Раствор отфильтровать в мерную колбу вместимостью 500 см³ через предварительно высушенный и взвешенный фильтр.

6. Нерастворимый остаток перенести на фильтр и промыть горячей водой (с раствором азотнокислого серебра) до исчезновения реакции на хлор-ион в промывных водах. Отсутствие мути свидетельствует о полноте отмывки осадка. Раствор, содержащий ионы серебра, слить в емкость для утилизации отработанных растворов серебра. Общий расход азотнокислого серебра на одно определение не должен превышать 0,001 г.

7. Фильтр с нерастворимым остатком поместить в стаканчик для взвешивания и высушить в сушильном шкафу при температуре 105 °С в течение одного часа и после охлаждения в эксикаторе в течение 45 минут взвесить.

8. Колбу с фильтратом долить водой до метки и тщательно перемешать. Раствор в дальнейшем использовать для определения растворимых примесей: хлористого натрия пламенно-фотометрическим методом, сернокислого кальция комплексно-метрическим методом, шестиводного хлористого магния комплексно-метрическим методом. По этим данным можно определить массовую долю калия в хлористом калии расчетным методом. Метод заключается в вычислении массовой доли хлористого калия вычитанием из 100 % суммы компонентов (массовых долей нерастворимого в воде остатка, хлористого натрия, сернокислого кальция, шестиводного хлористого магния и воды), измеренных физическими и химическими методами.

9. Вычислить массовую долю нерастворимого в воде $m_{i.i.}$ остатка в %

$$m_{i.i.} = \frac{m_2 - m_1}{m} \cdot 100,$$

где m_2 – масса стаканчика для взвешивания с фильтром и осадком;

m_1 – масса стаканчика для взвешивания с пустым фильтром;

m – масса навески анализируемого продукта.

За результат анализа принимают среднее арифметическое результатов двух параллельных измерений с округлением до первого десятичного знака.

Лабораторная работа № 19

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТЕПЕНИ РАЗЖИЖЕНИЯ ПУЛЬПЫ

Общие сведения

Степенью разжижения пульпы R называют отношение массы жидкой фазы пульпы к массе твердой (Ж:Т).

Полезные ископаемые обогащают в большинстве случаев в водной среде. Поэтому в получаемых продуктах обогащения содержание воды колеблется в широких пределах (от 30 до 90 %). Для флотационных обогатительных фабрик характерен большой расход воды на технологические нужды, например, флотационные концентраты могут содержать до 4 м^3 , а хвосты – до 10 м^3 воды на одну тонну твердого. Для получения высоких показателей обогащения каждую операцию обработки продукта необходимо проводить при оптимальном отношении Ж:Т, т.е. при оптимальном значении R . Эти значения устанавливают по данным испытаний обогатимости исходного сырья с учетом опыта действующих обогатительных фабрик. Установленные значения R являются исходными показателями для расчета шламовой схемы.

Так как разжижение любого продукта можно измерить путем добавки к нему или, наоборот, выделения из него воды, то отсюда следует принципиальная возможность создания оптимальных разжижений во всех операциях обогащения. Однако, если увеличение значения R легко достигается добавкой воды, то уменьшение его требует операций обезвоживания, громоздких в конструктивном оформлении. Поэтому операции обезвоживания продуктов следует вводить в схему в тех случаях, когда они существенно необходимы для повышения технологических показателей.

Во многих операциях обработки не имеется возможности регулировать влажность некоторых продуктов, выходящих из этих операций. Так, например, в операциях флотации при заданном выходе, качестве концентрата и реагентном режиме нельзя в широких пределах регулировать влажность концентрата. Изменение разжижения не будет изменять влажности получаемых концентратов, но будет значительно влиять на влажность хвостов.

Для успешного осуществления некоторых технологических операций необходимо не только обеспечить оптимальное отношение Ж:Т в питании, но и подавать в операцию определенное количество дополнительной воды (например, при отсадке, промывке).

Из сказанного следует, что оптимальные отношения Ж:Т в операциях и продуктах, а также расход дополнительной воды колеблются в широких пределах в зависимости от свойств обрабатываемого материала и требований, предъявляемых к продуктам обработки.

Степень разжижения пульпы определяется способом, который основан на определении действительной массы жидкой и твердой фаз в отобранной пробе путем ее фильтрации под вакуумом.

Аппаратура: весы; электрошкаф сушильный типа «СНОЛ»; фарфоровая воронка Бюхнера; стеклянная или металлическая колба Бюнзена; бумага фильтровальная; стакан стеклянный; чашки металлические.

Порядок выполнения работы

Пробу объемом не менее 200 мл, отобранную щелевым пробником с соблюдением требований «Основных правил отбора проб от неподвижных и перемещаемых масс», подвергают фильтрации.

Фильтрация пробы осуществляется под вакуумом на воронке Бюхнера и колбе Бюнзена.

Осадок с воронки переносят в заранее взвешенные металлические чашки. Бумажный фильтр тщательно очищают ножом, соединяя весь счищенный материал с основным осадком.

Взвешивают влажный осадок с чашкой, по разности определяют массу влажного осадка $M_{сыр}$.

Осадок сушат при температуре 100–105 °С в сушильном шкафу до постоянной массы. Высушенный и охлажденный до комнатной температуры осадок взвешивают и записывают в журнал массу сухого остатка.

Фильтрат из колбы переносят в заранее взвешенный мерный стакан, определяют массу фильтрата $M_{ф}$ и объем.

Примечание. Для предотвращения кристаллизации KCl предлагается вводить в пробу раствор соли свинца (2,5 % $Pb(NO_3)_2$) из расчета на каждые 100 мл суспензии 1,0–1,5 мл раствора соли.

Масса воды в отфильтрованном осадке

$$M_B = M_{\text{сыр}} - M_c,$$

где $M_{\text{сыр}}$ – масса сырого осадка;

M_c – масса сухого осадка.

Для пересчета влаги на жидкую фазу (маточник) массу воды M_B умножают на коэффициент K ,

$$M_M = M_B K,$$

где M_M – масса маточника, содержащегося в отфильтрованном осадке.

Коэффициент пересчета K определяется по химическому анализу маточника

$$K = \frac{100}{100 - \sum \text{п\%}}.$$

Маточник содержит 10 % KCl и 22 % NaCl.

Общая масса жидкой фазы в пробе $M_{\text{ж}}$

$$M_{\text{ж}} = M_{\text{ф}} + M_M,$$

где $M_{\text{ф}}$ – масса фильтрата.

Истинная масса твердой фазы M_T

$$M_T = M_{\text{сыр}} - M_M.$$

Степень разжижения пульпы

$$R = \frac{M_{\text{ж}}}{M_T}.$$

По имеющимся данным может быть определена и влажность осадка

$$\omega = \frac{\lambda_{\text{н\%}} - \lambda_{\text{н\%}}}{\lambda_{\text{н\%}}} \cdot 100 \%.$$

Лабораторная работа № 20

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ И СКОРОСТИ ОСВЕТЛЕНИЯ ШЛАМОВОЙ СУСПЕНЗИИ

Цель работы: изучение механизма флокуляции, определение скорости и длительности осветления шламовых суспензий.

Общие сведения

В технологических схемах обогатительных фабрик широко применяется сгущение. Процесс сгущения заключается в повышении концентрации твердой фазы в сгущенном продукте по сравнению с исходной пульпой или суспензией. При сгущении могут ставиться две задачи:

- получение сгущенного продукта с максимально возможной концентрацией твердого;
- получение слива с минимальной концентрацией твердых частиц. В этом случае сгущение называют осветлением.

Но чаще эти две задачи решаются одновременно.

Сгущению подвергают различные продукты обогащения:

- пром. продукты сгущают для удаления воды перед их дальнейшей переработкой;
- концентраты перед фильтрованием;
- хвосты – для получения оборотной воды и уменьшения объемов хвостохранилищ.

На эффективность процесса сгущения среди прочих факторов значительное влияние оказывает крупность частиц: чем они крупнее, тем большая скорость их осаждения. В реальных условиях крупность осаждаемых частиц регулируют с помощью эффектов коагуляции и флокуляции. В пульпу добавляются реагенты – коагулянты или флокулянты. В качестве коагулянтов используются вещества, распадающиеся в воде на ионы (известь, едкий натр, хлорное железо и др.). При флокуляции применяют высокомолекулярные вещества (ВМВ) или как их называют поверхностно-активные вещества. ПАВ`ы – это полиакриламид, гипан, этилоксилен.

Необходимым условием флокуляции является адсорбция одной макромолекулы ВМВ или ассоциата макромолекул на нескольких

мелкозернистых частицах и образование хлопьев, состоящих из частиц, связанных полимерными мостиками, которые оседают под действием силы тяжести. Длительность осветления суспензии зависит от числа мелкодисперсных частиц; расстояния, на которое должны приблизиться частицы для того, чтобы произошла адсорбция; дозы флокулянта, вводимого в суспензию; интенсивности и длительности перемешивания шламовой суспензии с введенным в него раствором флокулянта. Все вышеперечисленные факторы влияют на размеры и плотность образующихся хлопьев и в конечном итоге – на скорость и длительность осаждения (осветления).

Скорость оседания частиц под действием силы тяжести отписывается уравнением Стокса

$$V = \frac{gd^2(\rho - \rho_a)}{18\nu},$$

где g – ускорение свободного падения, m/c^2 ;

d – диаметр частиц (для несферических частиц – диаметр шара равновеликого объема), м;

ν – вязкость воды, Пас;

ρ, ρ_a – плотность соответственно частиц и воды, kg/m^3 .

В процессе флокуляции размеры хлопьев и их плотность постоянно меняются, что создает определенные трудности в использовании данной формулы. Поэтому скорость осветления определяют экспериментально.

Существует ряд методов непосредственного определения скорости осветления шламовой суспензии. Одним из наиболее распространенных методов является метод, используемый в ПО «Беларуськалий», имитирующий процесс осветления суспензии.

Аппаратура: рабочий водный раствор полиакриламида с концентрацией $C = 0,1 \%$; мерные цилиндры объемом 250 мл; дисковая мешалка; мелкодисперсная глина; пипетки; весы; химические стаканы (400 мл); секундомер.

Порядок выполнения работы

1. На электронных весах взвешивается не менее 6–7 проб глины массой 10 г каждая, высыпается в химические стаканы, заливается водой (50 мл) и выдерживается в течение 10–15 мин.

2. После замачивания суспензию переливают в мерные цилиндры и доводят объем до 250 мл водой.

3. Производится перемешивание суспензии дисковой мешалкой возвратно-поступательными движениями. Длительность одного возвратно-поступательного перемещения мешалки должно быть постоянным и составлять 4 с.

4. После перемешивания из рабочего раствора флокулянта пипеткой отбирается требуемая доза флокулянта (0,1 мл; 0,2 мл; 0,3 мл; 0,4 мл; 0,5 мл; 0,6 мл и т.д.) и переносится в шламовую суспензию.

5. Производится перемешивание шламовой суспензии с раствором флокулянта (см. п. 3).

6. После окончания перемешивания в течение 2–3 сек. происходит образование хлопьев и их осаждение (визуально видна граница раздела фаз).

7. Длительность осветления определяется как время прохождения раздела фаз между двумя метками на цилиндре. Верхняя метка наносится на 2 см ниже уровня суспензии в мерном цилиндре. Вторая метка наносится на 10 см ниже первой.

8. По результатам опытов определяется скорость осветления для каждой дозы флокулянта по формуле

$$v = \frac{L}{t},$$

где v – скорость осветления суспензии, мм/с;

L – расстояние между метками, мм. $L = 100$ мм;

t – время осветления суспензии, с.

Результаты опытов и данные расчетов сводятся в табл. 20.1 и строится график $v = F(Q)$.

Таблица 20.1

Влияние расхода флокулянта на скорость осветления
шламовой суспензии

Доза флокулянта V_i мм	Расход флокулянта Q_i г/т шлама	Длительность осветления суспензии t_i с	Скорость осветления шламовой суспензии V_i мм/с

Лабораторная работа № 21

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАССОВОЙ ДОЛИ ХЛОРИСТОГО КАЛИЯ В СИЛЬВИНИТЕ И ПРОДУКТАХ ЕГО ОБОГАЩЕНИЯ РАДИОМЕТРИЧЕСКИМ МЕТОДОМ

Цель работы: ознакомление с методами определения массовой доли хлористого калия и экспериментальное определение его содержания в калийной руде радиометрическим методом.

Общие сведения

Сырьем для получения калийных удобрений являются главным образом калийные минералы (сильвин, карналлит, лангбейнит, каинит и др.), генетически связанные с соленистыми формациями.

Разрабатываемые в мире месторождения калийных солей относятся к трем промышленным типам:

- бессульфатному (сильвинитовые и карналлит-сильвинитовые);
- сульфатному (каинитовые и ланг-бейнитовые);
- озерному (рапа и рассолы).

Общие запасы калийных солей в мире составляют более 40 млрд. т., подтвержденные 11,7 млрд. т и связаны главным образом с месторождениями бессульфатного типа. Мировые прогнозные ресурсы калийных солей оцениваются в 250 млрд. т. Преобладающая часть их сосредоточена в Канаде, России, Беларуси, США и Германии. Лидерами в добыче калийных солей и производстве калийных удобрений являются Канада, Германия, Россия и Беларусь. По содержанию полезного компонента (K_2O) калийные руды месторождений мира делятся на богатые (более 18 % K_2O), средние (14–18 %) и бедные (менее 14 %). Добываемые на Старобинском месторождении калийные руды характеризуются относительно невысоким содержанием KCl (23,0–28,7 %). При флотационном обогащении содержание KCl в концентратах-удобрениях составляет 90,5–92,5 %, при галургическом 96–98 %.

На различных стадиях технологической переработки требуется контроль за содержанием KCl .

В соответствии с ГОСТ 20851.3–93 «Методы определения массовой доли хлористого калия» установлены следующие методы определения массовой доли калия (K_2O) или хлористого калия (KCl) в сильвините молотом и продуктах его обогащения:

- весовой тетрафенилборатный;
- пламенно-фотометрический;
- расчетный;
- весовой-перхлоратный;
- радиометрический.

Весовой тетрафенилборатный метод определения массовой доли калия в однокомпонентных удобрениях применяется при определении массовой доли калия от 9 до 63 % в пересчете на K_2O в однокомпонентных калийных удобрениях и основан на осаждении калия тетрафенилборатом натрия в уксуснокислой среде и последующем высушивании и взвешивании полученного осадка тетрафенилбората калия.

Весовой тетрафенилборатный метод определения массовой доли калия от 3 до 39 % в пересчете на K_2O в сложных удобрениях основан на осаждении калия тетрафенилборатом натрия в слабощелочной среде с предварительным связыванием мешающих определению примесей формалином и триалоном Б и последующим высушиванием и взвешиванием полученного осадка тетрафенилбората калия.

Пламенно-фотометрический метод применяется при определении массовой доли калия от 3 до 53 % в пересчете на K_2O в сложных и однокомпонентных удобрениях и основан на сравнении интенсивности излучения резонансных линий калия, образующихся в пламени при введении в него анализируемых растворов и растворов сравнения.

Расчетный метод определения массовой доли калия от 54 до 63 % в пересчете на K_2O в хлористом калии заключается в вычислении массовой доли хлористого калия вычитанием из 100 % суммы компонентов (массовых долей нерастворимого в воде остатка, хлористого натрия, сернокислого кальция, шестиводного хлористого магния и воды), измеренных химическими и физическими методами.

Весовой перхлоратный метод применяется при определении массовой доли калия от 9 до 63 % в пересчете на K_2O в однокомпо-

нентных удобрениях и основан на образовании нерастворимого в этиловом спирте осадка перхлората калия и определении его массы.

Радиометрический метод основан на измерении интенсивности излучения, возникающего при распаде естественного радиоактивного изотопа K^{40} проб анализируемых продуктов. Естественный калий состоит из следующих изотопов K^{39} (93,08 %), K^{40} (0,012 %) и K^{41} (6,91 %), один из которых K^{40} – радиоактивен. Содержание изотопа K^{40} в смеси изотопов калия постоянно и составляет $0,0119 \pm 0,0001$ % по массе. Он испускает β –частицы с энергией 1,3 МЭВ (88 %) и γ –лучи с энергией 1,46 МЭВ. Период полураспада радиоактивного изотопа K^{40} составляет более одного миллиарда лет, поэтому интенсивность излучения практически не зависит от времени.

Преимущества применения β –метода:

- интенсивность излучения β –частиц на порядок выше, чем γ –излучения;
- взаимодействие β –частиц с веществом в сотни раз сильнее;
- длина свободного пробега β –частицы в веществе составляет несколько миллиметров, поэтому требуется гораздо меньший объем пробы продукта.

Установка для измерения массовой доли хлористого калия в сильвините молотом и продуктах его обогащения «Экспресс – 1» состоит из следующих функциональных узлов (рис. 21.1): измерительная кассета 1–2 шт.; блок формирования сигналов 2–1 шт.; прибор счетный одноканальный ПСО 2-5 3–2 шт.

Для регистрации β –частиц применяется счетчик Гейгера-Мюллера. Измерительная кассета содержит три счетчика марки СБМ-19, в которых происходит регистрация β –излучения. К электродам счетчиков, подводится постоянное напряжение, порядка 400 В. Анод выполнен в виде тонкой нити и расположен по центру цилиндрического катода. Пространство между электродами заполнено парами ионизирующего газа. В обычном состоянии ток через счетчик не течет. Попадая внутрь счетчика, β –частица ионизирует газ, в результате чего возникает импульс тока. Данный импульс тока передается в блок формирования сигналов, в котором формируется выходной сигнал в виде импульса напряжения 10 ± 2 В длительностью 10 ± 5 Мкс. Выходной сигнал регистрируется пересчетным прибором ПСО 2–5. Длительность одного измерения 600 с.

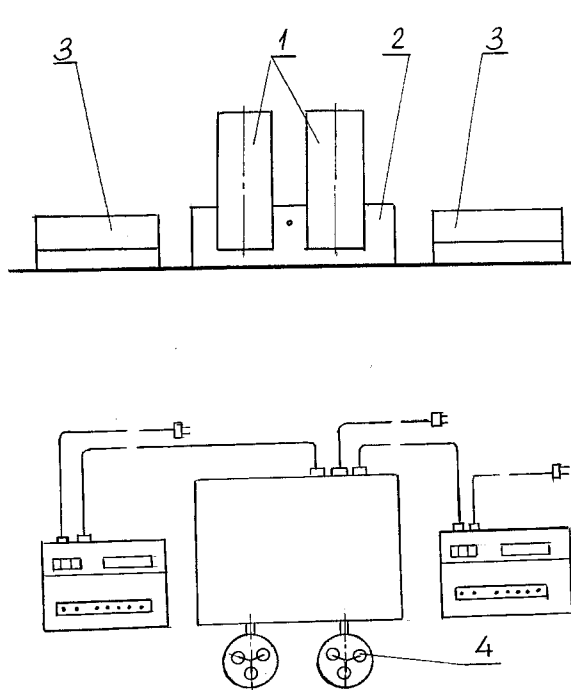


Рис. 21.1. Установка для измерения массовой доли калия в руде:
 1 – кассета; 2 – блок формирования сигналов; 3 – прибор счетный;
 4 – счетчик Гейгера-Мюллера

Использование данного метода дает возможность:

- контролировать качество сырья и продуктов обогащения с целью оперативного вмешательства в технологический процесс для устранения его нарушений;
- предупреждать выпуск и отгрузку продукции, не соответствующей требованиям нормативной документации по массовой доли хлористого (оксида) калия;
- оперативно информировать технологические службы обогатительных фабрик и рудоуправлений о результатах контроля сырья и продуктов обогащения;
- оформлять и выдавать техническим службам обогатительных фабрик и рудоуправлений документацию о качестве сырья и продуктов обогащения.

Содержание массовой доли хлористого (оксида) калия в исходной руде и продуктах ее обогащения приведены в табл. 21.1.

Таблица 21.1

Содержание массовой доли калия хлористого (оксида) в исходной руде и продуктах ее обогащении

Наименование продукта	Содержание продукта	
	доли хлористого калия, %, KCl	доли оксида калия, %, K_2O
Сильвинит молотый	20,6–34,8	13,0–22,0
Кек хвостов флотации	1,0–8,5	0,6–5,4
Калий хлористый (флотационный, галургический)	85,5–99,0	54,0–63,0
Соль калийная смешанная (40 %)	61,7–68,0	39,0–43,0

Примечание: $X, \% K_2O = 0,6317 X, \% KCl$

Перед началом выполнения работы проводится проверка работоспособности составных частей и установки в целом. По трем стандартным образцам массовой доли калия, распределенным по диапазону измерения, производится градуировка установки.

Для градуировки установки используется зависимость

$$C = BN + A,$$

где C – значение массовой доли хлористого калия;

N – измеренное количество импульсов,

$$N = \frac{\sum_{j=1}^K N_{jk}}{K},$$

где B и A – коэффициенты регрессии.

Коэффициенты В и А рассчитываются методом наименьших квадратов:

$$B = \frac{3 \sum_{m=1}^3 (N_m C_m) - \sum_{m=1}^3 N_m \sum_{m=1}^3 C_m}{3 \sum_{m=1}^3 N_m^2 - \left[\sum_{m=1}^3 N_m \right]^2},$$

$$A = \frac{\sum_{m=1}^3 C_m - B \sum_{m=1}^3 N_m}{3},$$

где m – количество стандартных образцов, шт.;

N_m – среднее из K -х измерений импульсов (K – не менее 5-ти) соответствующего стандартного образца;

C_m – массовая доля KCl (K_2O) в соответствующем стандартном образце предприятий (СОП) – определяется весовым тетрафенилборатным методом.

Путем подстановки в уравнение прямой градуировки (2) среднего значения импульсов из нескольких измерений, получают значение массовой доли KCl (K_2O) в данной партии продукта.

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с устройством установки и принципом измерения доли калия в руде.
2. Подготовить для измерений материал способом ручного дробления в ступе с использованием сита № 20 (ГОСТ 214–83).
3. Тщательно перемешать материал перед заполнением кассеты.
4. Засыпать материал в кассету до ее верхнего уровня, обеспечивая при этом максимально постоянную плотность засыпки материала путем встряхивания кассеты.
5. Включить счетный прибор установки. Время измерений – 600 с (отключение автоматическое).

6. Провести не менее трех измерений в одной кассете с рабочей пробой и не менее двух измерений со стандартным образцом в той же кассете.

7. Данные измерения заносятся в табл. 21.2. Вычисляется массовая доля KCl (K_2O) в пробе.

Таблица 21.2

Данные измерения массовой доли хлористого (оксида) калия в пробном материале и образце

№ пп	Число импульсов пробы	Число импульсов в СОП	Массовая доля KCl в СОП, %	Массовая доля KCl (K_2O) в пробе, %
1	$I_{п1}$	I_{10}	X_0	$X_i = \frac{I_{п0i}}{I_{п0i}} \bar{O}_i$
2	$I_{п2}$	I_{20}		
3	$I_{п3}$			
	$I_{п0i} = \frac{I_1 + I_2 + I_3}{3}$	$I_{п0i} = \frac{I_{10} + I_{20}}{2}$		

Массовая доля оксида калия K_2O определяется пересчетом с использованием формулы (см. табл. 21.1).

Л и т е р а т у р а

1. Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учебник для вузов по спец. «Обогащение полезных ископаемых». Т.1: Обогащительные процессы и аппараты. – М.: МГГУ, 2004. – 470 с.

2. Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учебник для вузов по спец. «Обогащение полезных ископаемых». Т.2: Технология обогащения полезных ископаемых. – М.: МГГУ, 2004. – 510 с.

3. Авдохин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых: учебник для вузов по спец. «Обогащение полезных ископаемых». Т.1: Обогащительные процессы. – М.: МГГУ, 2006. – 417 с.

4. Авдохин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых: учебник для вузов по спец. «Обогащение полезных ископаемых». Т.2: Технология обогащения полезных ископаемых. – М.: МГГУ, 2006. – 310 с.

5. Андреев, С.Е., Перов, В.А., Зверевич, В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учебник для вузов по спец. «Обогащение полезных ископаемых». – М.: Недра, 1980. – 415 с.

6. Перов, В.А., Андреев, С.Е., Биленко, Л.Ф. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учебное пособие по спец. «Обогащение полезных ископаемых». – М.: Недра, 1990. – 300 с.

7. Серго, Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учебник для вузов по спец. «Обогащение полезных ископаемых». – М.: Недра, 1985. – 285 с.

8. Технология калийных удобрений (под ред. Печковского В.В.) – Мн.: Высшая школа, 1978. – 301 с.

9. Тетерина, Н.Н., Сабаров, Р.Х., Сквирский, Л.Я., Кириченко, Л.Л. Технология флотационного обогащения калийных руд. – Пермь–Соликамск–Березники, 2002. – 482 с.

Л и т е р а т у р а

1. Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учебник для вузов по спец. «Обогащение полезных ископаемых». Т.1: Обоганительные процессы и аппараты. – М.: МГГУ, 2004. – 470 с.
2. Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учебник для вузов по спец. «Обогащение полезных ископаемых». Т.2: Технология обогащения полезных ископаемых. – М.: МГГУ, 2004. – 510 с.
3. Авдохин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых: учебник для вузов по спец. «Обогащение полезных ископаемых». Т.1: Обоганительные процессы. – М.: МГГУ, 2006. – 417 с.
4. Авдохин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых: учебник для вузов по спец. «Обогащение полезных ископаемых». Т.2: Технология обогащения полезных ископаемых. – М.: МГГУ, 2006. – 310 с.
5. Андреев, С.Е., Перов, В.А., Зверевич, В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учебник для вузов по спец. «Обогащение полезных ископаемых». – М.: Недра, 1980. – 415 с.
6. Перов, В.А., Андреев, С.Е., Биленко, Л.Ф. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учебное пособие по спец. «Обогащение полезных ископаемых». – М.: Недра, 1990. – 300 с.
7. Серго, Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учебник для вузов по спец. «Обогащение полезных ископаемых». – М.: Недра, 1985. – 285 с.
8. Технология калийных удобрений (под ред. Печковского В.В.) – Мн.: Высшая школа, 1978. – 301 с.
9. Тетерина, Н.Н., Сабаров, Р.Х., Сквирский, Л.Я., Кириченко, Л.Л. Технология флотационного обогащения калийных руд. – Пермь–Соликамск–Березники, 2002. – 482 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Техническая характеристика инерционных грохотов

183

Параметры	Обозначения					
	ГИЛ-32	ГИЛ-42	ГИЛ-43	ГИЛ-52	ГИС-42	ГИС-52
Размеры просеивающей поверхности, мм:						
ширина	1250	1500	1500	1750	1500	1750
длина	2500	3750	3750	4500	3750	4500
Количество сит	2	2	3	2	2	2
Размеры отверстий сит, мм:						
верхнего	50	25-50	25-50	20-25	40	40
нижнего	6-25	6-13	20-32 6-13	6-13	12	12
Допускаемая крупность кусков материала, мм	100	150	200	300	150	150
Угол наклона короба, град	10-15	10-25	10-25	10-25	10-25	10-25
Амплитуда (полуразмах) колебаний короба, мм	2,5	3; 3,5	2,5; 3	2,5; 3	4,5	3,7
Частота вращения вала вибратора, мин ⁻¹	1150	900	900	900	900	900
Мощность электродвигателя, кВт	4	10	10	10	10	10

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Техническая характеристика самобалансных грохотов

Параметры	Обозначения				
	ГСЛ-42	ГСЛ-62	ГСЛ-72	ГСС-22 (С861)	ГСС-32 СМ742
Размеры просеивающей поверхности, мм:					
ширина	1500	2000	2500	1000	1250
длина	5000	5000	6000	2500	3000
Количество сит	2	2	2	2	2
Размеры отверстий сит, мм:					
верхнего	6-32	6-32	6-32	5 x 20	11,26
нижнего	6-26; 0,5-2	6-26; 0,5-2	6-26; 0,5-2	5 x 15	5 x 20
Допускаемая крупность кусков материала, мм	300	300	300	100	150
Угол наклона короба, град	0-8	0-8	0-8	35	-
Амплитуда (полуразмах) колебаний короба, мм	4,85	4,35	4,25	9,5	9
Частота колебаний, мин ⁻¹	840	840	820	740	760
Мощность электродвигателя, кВт	17	17	13	5,5	5,5

Техническая характеристика щековых дробилок с простым движением щеки

Параметры	ЩДП-4x6	ЩДП-6x9	ЩДП-9x12 (СМД-111)	ЩДП-12x15 (СМД-118)	ЩДП-15x21 (СМД-117)
Размеры приемного отверстия, мм:					
ширина	400	600	900	1200	1500
длина	600	900	1200	1500	2100
Наибольшая крупность исходного материала, мм	340	510	750	1000	1300
Номинальная ширина разгрузочной щели, мм	60	100	130	150	180
Пределы регулирования щели, мм	± 15	± 25	± 35	± 40	± 45
Ход щеки, мм	20	30	36	40	44
Угол захвата, град	18	20	22	24	23
Частота вращения эксцентрикового вала, мин ⁻¹	260	275	170	150	125
Производительность на номинальной щели, м ³ /ч	15	50	160	280	550
Мощность электродвигателя, кВт	40	75	100	160	250
Масса без электродвигателя, т	8	22	72	145	250

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

Техническая характеристика щековых дробилок со сложным движением щеки

186

Параметры	ЩДС-1,6x2,5 (СМД-115)	ЩДС-2,5x4 (СМД-116)	ЩДС-2,5x9 (СМД-108)	ЩДС-4x9 (СМД-109)	ЩДС-6x9 (СМД-110)
Размеры приемного отверстия, мм:					
ширина	160	250	250	400	600
длина	250	400	900	900	900
Наибольшая крупность исходного материала, мм	140	210	210	340	510
Номинальная ширина разгрузочной щели, мм	30	40	40	60	100
Пределы регулирования щели, мм	15–45	20–60	20–60	40–90	75–125
Ход щеки, мм	10	10	10	10	24
Угол захвата, град	15	15	15	17	19
Частота вращения эксцентрикового вала, мин ⁻¹	240	250	250	290	250
Производительность на номинальной щели, м ³ /ч	3,0	7,8	18,0	30	55
Мощность электродвигателя, кВт	10	17	40	55	75
Масса без электродвигателя, т	1,5	3,0	8,0	12,0	20,0

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Техническая характеристика конусных дробилок крупного дробления

Параметры	С механическим регулированием разгрузочной щели					С гидравлическим регулированием разгрузочной щели (ГРЩ)						
	ККД-500/75	ККД-900/140	ККД-1200/150	ККД-1500/180	ККД-1500/300	для первичного дробления				для вторичного дробления (редукционные)		
						ККД-500/75	ККД-900/140	ККД-1200/160	ККД-1500/180	КРД-500/60	КРД-700/75	КРД-900/100
Диаметр основания подвижного конуса, мм	1220	1640	1900	2520	3200	1220	1640	1900	2520	1680	2040	2340
Наибольший размер кусков в питании, мм	400	750	1000	1000	1200	420	750	1000	1300	400	550	750
Размер выходной щели, мм	75	140	150	180	300	75	110 140 160	130 150 180	160 180 200	60	75	100
Число качаний подвижного конуса, мин ⁻¹	160	140	120	80	82	160	140	120	100	145	135	110
Производительность, м ³ /ч	150	400	560	1150	2600	160	330 420 480	550 680 800	1200 1350 1500	200	400	680
Мощность электродвигателя, кВт	125	250	2 х х200	2 х х320	2 х х400	132	250	320	400	210	250	400
Масса, т	38,5	135	229	393	610	42,4	148,5	240	406	92	164	262

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

Техническая характеристика конусных дробилок среднего дробления

Параметры	КСД-600Г	КСД-600Гр	КСД-900Г	КСД-900Гр	КСД-1200Г	КСД-1200Гр	КСД-1750Г	КСД-1750Гр	КСД-2200Г	КСД-2200Гр
Диаметр основания подвижного конуса, мм	600	600	900	900	1200	1200	1750	1750	2200	2200
Наибольшая крупность загружаемого материала, мм	40	80	60	120	100	150	160	215	250	300
Размер выходной щели, мм	3-13	12-25	5-20	15-50	10-15	20-50	15-30	25-60	15-30	30-60
Частота вращения эксцентриковой втулки, мин ⁻¹	350	350	330	330	260	260	260	260	242	242
Производительность, м ³ /ч	6-18	19-32	9-45	36-62	38-85	70-105	90-180	160-300	170-34	340-580
Мощность электродвигателя, кВт	30	30	55	55	75	75	160	160	250	250
Масса (без электродвигателя), т	3,6	3,7	10	10,3	26,8	27,0	50	50	90	89

Техническая характеристика конусных дробилок мелкого дробления

Параметры	КМД-1200Т	КМД-1200Гр	КМД-1750Т	КМД-1750Гр	КМД-2200Т	КМД-2200Гр
Диаметр основания подвижного конуса, мм	1200	1200	1750	1750	2200	2200
Наибольшая крупность загружаемого материала, мм	40	80	70	100	85	110
Размер выходной щели, мм	3–12	5–15	5–15	9–20	5–15	10–20
Частота вращения эксцентриковой втулки, мин ⁻¹	260	260	260	260	242	242
Производительность, м ³ /ч	24–90	40–130	80–100	90–130	160–220	180–260
Мощность электродвигателя, кВт	75	75	160	160	250	250
Масса (без электродвигателя), т	28,3	29,2	50,2	50,2	90,7	90,5

ПРИЛОЖЕНИЕ 8

Техническая характеристика однороторных молотковых дробилок

Параметры	М-6-4 СМД-112)	М-8-6 (СМ-431)	М-10-8	М-10-12	М-13-12	М-13-16 (СМ-170Б)	М-20-21 (СМД-97А)	М-20-30 (СМД-98А)
Размеры ротора, мм диаметр	600	800	1000	1000	1300	1300	2000	2000
длина	400	600	800	1200	1200	1600	2100	3000
Наибольшая крупность загружаемого материала, мм	150	250	300	300	300	300	400	400
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	1250	1000 1300	580 950	580 950	600 800	730	490	500
Производительность, т/ч	12–15	20–48	34–54	52–84	67–170	150– 200	600	850– 1000
Мощность электродвигателя, кВт	10	17	76–120	110– 180	135– 210	200– 250	100	1250
Масса, т	1,3	2,3	5,8	7,1	15,0	12,5	46,3	54,1

Техническая характеристика роторных дробилок

Параметры	Для крупного дробления				Для среднего и мелкого	
	ДРК-8-6,3 (СМД-85)	ДРК-12,5-10 (СМД-86)	ДРК-16-12,5 (СМД-95)	ДРК-20-16 (СМД-87)	ДРС-10-10 (СМД-75)	ДРС-12,5-12,5 (СМД-94)
Размеры ротора, мм						
диаметр	800	1250	1600	2000	1000	1250
длина	630	1000	1250	1600	1000	1250
Наибольшая круп- ность загружаемого материала, мм	400	600	800	1100	300	375
Окружная скорость бил ротора, м/с	20; 26,5; 35				20; 24; 28; 34; 41; 50	
Производительность, м ³ /ч	50	125	200	370	125	200
Мощность электро- двигателя, кВт	40	100	160	250	125	200
Масса, т	6	15	30	68	10	18

ПРИЛОЖЕНИЕ 10

Техническая характеристика двухвалковых дробилок с гладкими валками

Параметры	ДГ-4-2,5	ДГ-6-4	ДГ-8-5	ДГ-10-5,5	ДГ-15-6
Размеры валков, мм диаметр	400	600	800	1000	1500
длина	250	400	500	550	600
Ширина щели между валками, мм	2-12	2-14	4-16	4-18	4-20
Наибольшая крупность загру- жаемого материала, мм	20	30	40	50	75
Частота вращения валков, мин ⁻¹	200	180	150	100	83
Производительность, м ³ /ч	3-12	4-24	6-35	10-46	15-75
Мощность электродвигателя, кВт	4,5 x 2	7,5 x 2	28	40	55
Масса, т	2,2	3,4	12,5	16,0	32,3

Учебное издание

КУПТЕЛЬ Георгий Александрович
ЯЦКОВЕЦ Аркадий Иосифович
КОЛОГРИВКО Андрей Андреевич

ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Теоретические и методические основы
лабораторных работ

Учебно-методическое пособие

Ответственный за выпуск И.Ю. Никитенко

Подписано в печать 09.12.2009.

Формат 60×84¹/₁₆. Бумага офсетная.

Отпечатано на ризографе. Гарнитура Таймс.

Усл. печ. л. 11,22. Уч.-изд. л. 8,77. Тираж 200. Заказ 477.

Издатель и полиграфическое исполнение:

Белорусский национальный технический университет.

ЛИ № 02330/0494349 от 16.03.2009.

Проспект Независимости

Гомель.