

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева»

Г. Л. ЕВМЕНОВА

**ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ
ОБОГАЩЕНИЯ:
ПОСОБИЕ ПО КУРСОВОМУ ПРОЕКТИРОВАНИЮ**

Допущено Учебно-методическим объединением вузов Российской Федерации по образованию в области горного дела в качестве учебного пособия для студентов вузов, обучающихся по направлению подготовки (специальностям) «Горное дело» и «Физические процессы горного или нефтегазового производства»

Кемерово 2013

УДК 622.73.74 (075.8)

Рецензенты:

Кафедра обогащения полезных ископаемых ГБОУ ВП СибГИУ (заведующий кафедрой Н. Л. Лысенко)

Зам. генерального директора обогатительной фабрики ООО СП «Барзасское товарищество» Д. И. Вахонин

Евменова, Г. Л. Подготовительные процессы обогащения: пособие по курсовому проектированию / Г. Л. Евменова ; Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева. – Кемерово, 2013. – 96 с.
ISBN 978-5-89070-913-4

Подготовлено по дисциплине «Подготовительные процессы обогащения». Кратко изложены основы теории процессов грохочения, дробления, измельчения. Описаны схемы, конструкции и устройство рудоподготовительного оборудования: грохотов, дробилок и мельниц. Рассмотрены методы расчета и выбора технологического оборудования для цеха дробления на примере трехстадиальной схемы и цеха измельчения с одностадиальной схемой.

Предназначено для студентов, обучающихся по специальности 130400.65 «Горное дело», специализация «Обогащение полезных ископаемых».

УДК 622.73.74 (075.8)

© Кузбасский государственный
технический университет
имени Т. Ф. Горбачева, 2013

ISBN 978-5-89070-913-4

© Евменова Г. Л., 2013

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие.....	5
ВВЕДЕНИЕ.....	6
1. КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ И ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	7
1.1. Грохочение.....	7
1.1.1. Основные понятия и назначение операций грохочения...	7
1.1.2. Гранулометрический состав и методы его определения..	9
1.1.3. Характеристики крупности.....	12
1.1.4. Эффективность грохочения.....	14
1.1.5. Просеивающие поверхности.....	16
1.1.6. Конструкции грохотов.....	19
1.2. Дробление.....	27
1.2.1. Основные понятия и назначение процессов дробления и измельчения.....	27
1.2.2. Способы дробления.....	31
1.2.3. Щековые дробилки.....	32
1.2.4. Конусные дробилки.....	38
1.3. Измельчение.....	47
1.3.1. Устройство и принцип действия вращающихся барабанных мельниц.....	47
2. РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ	54
2.1. Исходные данные для расчета.....	54
2.1.1. Производительность обогатительной фабрики и время работы дробильного отделения.....	54
2.1.2. Выбор схемы дробления.....	55
2.1.3. Число стадий дробления.....	58
2.1.4. Характеристика исходных данных.....	58
2.2. Расчет трехстадиальной схемы дробления с замкнутым циклом в третьей стадии	60
2.3. Расчет первой стадии дробления.....	61

2.3.1. Расчет и выбор дробилок.....	61
2.3.2. Расчет колосникового грохота.....	64
2.4. Расчет второй стадии дробления.....	66
2.4.1. Расчет и выбор дробилок.....	66
2.4.2. Расчет грохота второй стадии дробления.....	69
2.5. Расчет третьей стадии дробления.....	74
2.5.1. Расчет и выбор дробилок.....	74
2.5.2. Расчет грохота третьей стадии дробления.....	75
2.6. Расчет схемы измельчения и выбор оборудования для измельчения и классификации.....	76
2.6.1. Выбор мельницы.....	76
2.6.2. Выбор спиральных классификаторов.....	79
Приложение 1.....	83
Приложение 2.....	84
Приложение 3.....	85
Приложение 4.....	87
Приложение 5.....	88
Приложение 6.....	89
Приложение 7.....	92
Приложение 8.....	94
Приложение 9.....	95
Приложение 10.....	96
Приложение 11.....	97
Приложение 12.....	98
Список рекомендуемой литературы.....	99

Предисловие

Учебное пособие предназначено для выполнения курсового проекта и составлено в полном соответствии с требованиями Федерального государственного образовательного стандарта высшего профессионального образования по специальности 130400.65 «Горное дело», специализации 130406.65 «Обогащение полезных ископаемых».

Выпуск этого пособия необходим в настоящее время в связи с ограниченным количеством учебников и справочных материалов по дисциплине «Подготовительные процессы обогащения».

Пособие состоит из двух разделов. В первом разделе кратко изложены основы теории процессов грохочения, дробления, измельчения. Описаны схемы, конструкции и устройство рудоподготовительного оборудования: грохотов, дробилок и мельниц.

Во второй части пособия предложена методика расчета технологической схемы подготовки руды к обогащению полезных ископаемых. На примере трехстадиальной схемы дробления и одностадиальной схемы измельчения руды представлены методы расчета и выбора технологического оборудования с учетом затрат электроэнергии на тонну дробленого и измельченного продуктов.

Учебное пособие иллюстрировано схемами, рисунками и графиками, необходимыми для успешного усвоения материала дисциплины.

В приложении пособия приведены технические характеристики современных грохотов, щековых и конусных дробилок, шаровых мельниц и спиральных классификаторов.

ВВЕДЕНИЕ

Процессы дробления, измельчения и грохочения издавна широко применяются в производственной деятельности человека. Трудно назвать отрасль промышленности, в которой в том или ином виде не применялись бы эти процессы. Подсчитано, что одна двадцатая часть электроэнергии, производимой в мире, расходуется на дробление и измельчение твердых материалов [1].

Процесс обогащения полезных ископаемых можно подразделить на два этапа: *разъединение* минералов, т. е. высвобождение зерен ценного минерала от окружающих зерен других минералов и пустой породы с образованием механической смеси кусков разного минерального состава; *разделение* минералов (собственно обогащение), т. е. выделение свободных зерен ценного минерала в концентрат.

Разъединение (раскрытие) минералов достигается уменьшением крупности кусков, т. е. с помощью операций дробления и измельчения с получением механических смесей, которые затем разделяют путем грохочения и классификации на зерна различного размера. Операции дробления, измельчения, грохочения и классификации получили название *подготовительных процессов* в технологической цепи последовательной обработки полезных ископаемых на обогатительных фабриках. Эти процессы в обогащении полезных ископаемых имеют важное технологическое и экономическое значение.

Технологическое назначение операций дробления и измельчения заключается в том, чтобы раскрыть минералы при максимально возможной крупности, при минимальном переизмельчении, т. е. осуществить принцип «не дробить ничего лишнего».

Экономическое значение этих операций определяется тем, что на обогатительных фабриках на дробление и измельчение падает 50–70 % общих капитальных затрат и такая же доля общих эксплуатационных расходов. При операциях дробления и измельчения расходуется много энергии и стали. Удельный расход энергии по фабрикам колеблется в пределах 7–20 кВт·ч/т руды, расход стали – от 1 до 3 кг/т руды [1]. Поэтому дальнейшее совершенствование этих процессов и оборудования, упрощение схем и компоновочных решений цехов дробления и измельчения имеют большое значение для промышленности.

1. КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ И ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1.1. Грохочение

1.1.1. Основные понятия и назначение операций грохочения

Грохочение – процесс разделения сыпучих материалов на классы крупности путем просеивания через одно или несколько сит или классификация материала на просеивающих поверхностях.

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 продуктом*, остающийся на сите – *надрешетным (верхним)* продуктом, проваливающийся через отверстия сита – *подрешетным (нижним)* продуктом.

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 абсолютных значений величин отверстий сит (от больших к меньшим), применяемых при грохочении, называется *шкалой грохочения или классификации*.

Модуль шкалы классификации – постоянное отношение размера отверстий предыдущих сит к размеру отверстий последующих. Например, для шкалы классификации 100; 50; 25; 12,5; 6,25 мм модуль равен 2.

Размер d наибольших зерен (кусков) подрешетного продукта, так же как и размер наименьших кусков надрешетного продукта, условно принимают равным величине отверстий сита, через которое производится просеивание материала, т. е. $d = l$. Соответственно обозначают: подрешетный продукт $-l$ (минус l) или $-d$ (минус d); надрешетный продукт $+l$ (плюс l) или $+d$ (плюс d).

Материал, прошедший через сито с отверстиями l_1 и оставшийся на сите с отверстиями l_2 , причем $l_2 < l_1$, называется *классом*. Крупность класса обозначают следующими тремя способами: $-l_1+l_2$

(минус l_1 , плюс l_2) или $-d_1+d_2$; l_1-l_2 или d_1-d_2 ; l_2-l_1 или d_2-d_1 . Например, класс $-25+10$ мм, класс $20-10$ мм, класс $10-25$ мм. Из приведенных способов обозначения крупности классов наиболее широко применяют первый и третий, обязательный для применения при грохочении углей.

В получаемых при грохочении классах размер наибольших кусков материала d_1 всегда меньше величины отверстий сита l_1 и размер наименьших кусков d_2 меньше отверстий l_2 . Обозначения крупности классов $-d_1+d_2$ или d_1-d_2 указывают лишь на то, что данный класс был получен последовательным просеиванием материала на двух ситах с отверстиями размером $d_1 = l_1$ и $d_2 = l_2$.

Операции грохочения широко применяют на обогатительных фабриках и сортировках, в промышленности строительных материалов, химической, абразивной и многих других отраслях промышленности.

По технологическому назначению различают четыре вида операций грохочения:

- *вспомогательное грохочение*, применяемое в схемах дробления исходного материала, в том числе *предварительное* (перед дробилкой), *контрольное*, или *поверочное* (после дробилки), и *совмещенное*, когда обе операции соединяют в одну;

- *подготовительное грохочение* – для отсева материала на несколько классов крупности, предназначенных для последующей отдельной обработки;

- *самостоятельное грохочение* – для выделения классов, представляющих собой готовые, отправляемые потребителю продукты (сорта); эту операцию также называют механической сортировкой;

- *обезвоживающее грохочение* (обесшламливание на грохотах) – для удаления основной массы воды, содержащейся в руде после ее промывки, или для отделения суспензии от конечных продуктов.

При дроблении, измельчении и грохочении приходится иметь дело с рыхлыми смесями зерен минералов различного размера – от максимальных кусков, измеряемых сотнями миллиметров, до мельчайших частиц величиной в несколько микрометров. Большинство частиц в смеси имеют неправильную форму, и их величина может быть охарактеризована несколькими размерами. Это создает определенные трудности и вносит условности при определении крупности руды. Для практических целей желательно характеризовать ве-

личину отдельного куска одним размером, который условно называют средним диаметром d . Диаметром кусков сферической формы принимают диаметр шара. Для кусков кубической формы за диаметр принимают длину ребра куба. Для кусков неправильной формы диаметр зависит от величин, измеряемых по трем взаимно перпендикулярным направлениям: l – длины, b – ширины и h – высоты параллелепипеда, в который вписывается измеряемый кусок. На практике для определения среднего диаметра куска используют либо три размера, либо некоторые из них [1–3]:

$$d = b \text{ – ширину параллелепипеда;} \quad (1)$$

$$d = \frac{l + b}{2} \text{ – среднее арифметическое из двух измерений;} \quad (2)$$

$$d = \frac{l + b + h}{3} \text{ – среднее арифметическое из трех измерений;} \quad (3)$$

$$d = \sqrt{lb} \text{ – среднее геометрическое из длины и ширины;} \quad (4)$$

$d = \sqrt[3]{lbh}$ – среднее геометрическое из длины, ширины и высоты, что соответствует ребру куба равновеликого параллелепипеда, в который вписывается данное зерно. (5)

Формулу для вычисления среднего диаметра выбирают в зависимости от способа измерений и целей, для которых подсчитывают диаметр куска. Так, с помощью сит получают один размер куска, т. е. применима формула (1). Формулы (2) и (4) используют при определении двух размеров, например, под микроскопом. Для крупных кусков определяют все три размера и применяют формулы (3) и (5). Перечисленные способы используют для определения диаметров отдельных кусков. При грохочении для массовых определений размера зерен руды за их диаметр принимают размер наименьшего квадратного отверстия сита, через которое это зерно может пройти.

В зависимости от крупности исходного материала и размера отверстий сита различают следующие виды грохочения, табл. 1 [3].

1.1.2. Гранулометрический состав и методы его определения

Количественное распределение кусков по линейным размерам (т. е. по крупности) в сыпучей массе называют гранулометрическим составом. Гранулометрический состав сыпучего материала определяют с помощью анализов:

ситового – рассев на ситах на классы крупности для материалов крупнее 0,045 мм;

седиментационного – разделение материала на фракции по скоростям падения частиц в жидкой среде для материалов крупностью от 50 до 5 мкм; для частиц менее 5–10 мкм применяют седиментацию в центробежном поле;

микроскопического – измерение частиц под микроскопом и классификация их на группы в узких границах определенных размеров для материалов крупностью менее 50 мкм до десятых долей микрометра.

Таблица 1

Виды грохочения в зависимости от крупности
исходного материала

Вид грохочения	Крупность исходного материала, мм	Размер отверстия сита, мм
Крупное	–1200+0	300–100
Среднее	–300+0	50–25
Мелкое	–75+0	25–6
Тонкое	–10+0	5–0,5
Особо тонкое	–1+0	До 0,05

Гранулометрический состав материалов для контроля процессов грохочения, дробления и измельчения на обогатительных фабриках определяют чаще всего посредством ситового анализа. Ниже излагается методика проведения ситового анализа.

Составляют набор сит с последовательно уменьшающимися отверстиями, начиная с самого крупного (наверху). Нижнее сито вставляют в поддон. Проба высыпается на верхнее сито. Крышка закрывается. Набор сит устанавливают в механический встряхиватель и отсеивают в течение 10–30 мин. Окончание отсеивания контролируют следующим путем: берут последнее сито из набора и просеивают материал на сите вручную. Если за 1 мин контрольного отсеивания через сито проходит менее 1 % остатка материала на сите, то отсеивание считается законченным. По истечении времени отсеивания определяют массу каждого класса на технических весах с точностью до 0,01 г. Результаты взвешивания записывают в табл. 2, столбец 2. Определяют суммарную массу полученных классов. Если она отличается от массы исходной навески не более чем на 1 %, то ре-

результаты опыта обрабатываются. Сумму масс всех классов принимают за 100 %. По результатам взвешивания каждого класса определяют их выход (табл. 2, столбец 3):

$$\gamma_{i3} = \frac{Q_i \cdot 100}{Q_{\text{исх}}},$$

где γ_i – выход класса, %; Q_i – масса класса, г; $Q_{\text{исх}}$ – масса исходной пробы, г.

Таблица 2

Результаты ситового анализа

Классы, мм	Выход			
	G, кг	γ , %	Суммарный по «плюсу», % ↓	Суммарный по «минусу», % ↑
1	2	3	4	5
–16+12	4,5	15	15	100
–12+8	6,0	20	35	85
–8+4	9,0	30	65	65
–4+2	4,5	15	90	35
–2+0	6,0	20	100	20
Итого	30	100		

Стандарт предусматривает отдельный просев материала крупнее и мельче 5 мм [1]. При разовом¹ просеве материала крупнее 5 мм навеска подбирается такой, чтобы на верхнем сите набора образовался слой толщиной не более двух максимальных кусков. Время просеивания класса больше 5 мм составляет 10 мин. Для материала мельче 5 мм берут навеску 500–1000 г, а для материала мельче 0,1 мм – 100 г. Время просеивания 30 мин. Мокрый просев мелких материалов с непрерывной подачей воды 3 мин. Потери материала при выполнении ситового анализа должны быть не более 1 % [1].

Для ситового анализа применяются встряхиватели сит разных конструкций. Имеются механические встряхиватели, сообщаемые набору (колонке) сит круговые качания в горизонтальной плоскости и удары по крышке набора (встряхивания). Более совершенными и простыми являются электромагнитные вибрационные встряхивате-

¹ Разовым называется просев, при котором надрешетный продукт остается на просеивающей поверхности до окончания отсева.

ли. Эти встряхиватели имеют регулируемую частоту и амплитуду вибраций.

Для точных анализов очень тонких пылей применяются микросита, рабочая поверхность которых представляет собой никелевую фольгу с квадратными отверстиями, расширяющимися вниз. Точность размера отверстий в микроситах значительно выше, чем в тканых сетках; отклонение от номинального размера ± 2 мкм. Рабочая поверхность заправляется в массивный обод из нержавеющей стали; эффективный диаметр сита 110 мм. Изготавливаются микросита с отверстиями размерами от 5 до 100 мкм с интервалами 5 или 10 мкм. Просеивание ведут в воде, которую подают в крышку набора сит, а отводят из поддона. Это предохраняет сетку от повреждений и исключает задержку прохождения воды через сетку вследствие действия сил поверхностного натяжения. Навеска материала для анализа равна 1–3 г. Очистка сит после анализа производится в ультразвуковой ванне.

1.1.3. Характеристики крупности

Характеристикой крупности называют графическое изображение гранулометрического состава сыпучего материала.

Характеристики крупности строят в прямоугольной системе координат: *частные* – по выходам отдельных классов и *суммарные* (кумулятивные) – по суммарным выходам классов.

При построении *частной характеристики* по оси абсцисс откладывают размер отверстий сит, применявшихся при ситовом анализе, а по оси ординат – выхода соответствующих классов в процентах. Ординаты, определяющие выходы отдельных классов, строят на меньшем или на большем из диаметров, ограничивающих данный класс, или на диаметре, равном среднему арифметическому значению двух крайних диаметров. Полученные точки соединяют прямыми линиями (рис. 1.1).

По выходам отдельных классов можно также построить график, называемый в статистике столбиковой диаграммой. Последняя составляется из прямоугольников, высота которых пропорциональна выходам классов, а основанием служит интервал крупности классов (рис. 1.2).

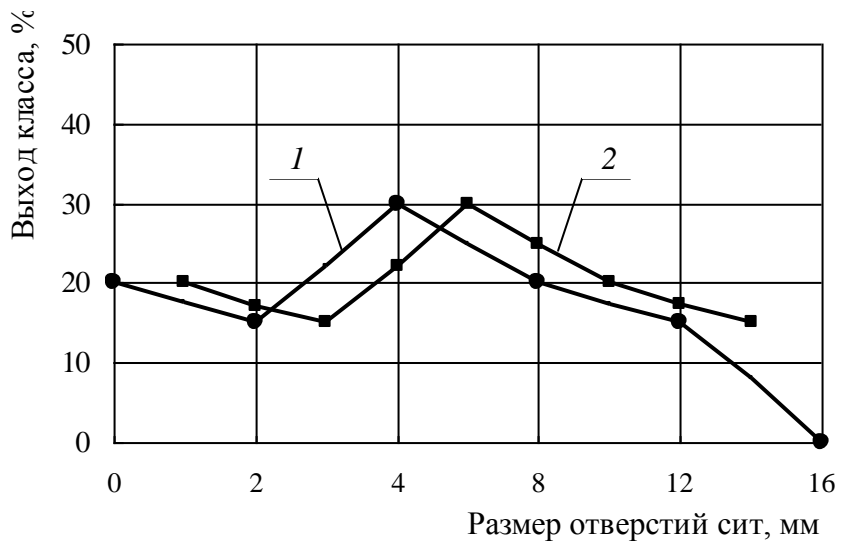


Рис. 1.1. Частные характеристики крупности: 1 – на меньшем диаметре класса; 2 – на среднем диаметре класса

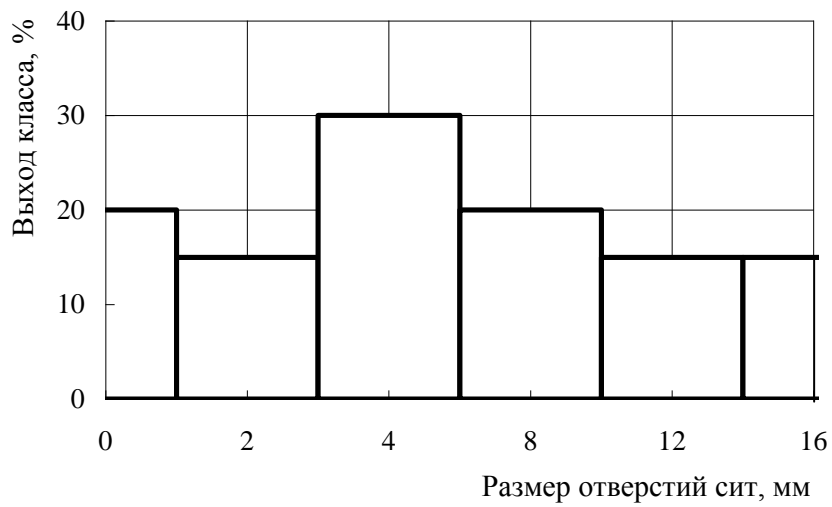


Рис. 1.2. Частная характеристика крупности по выходам отдельных классов (столбиковая диаграмма)

Суммарные характеристики крупности строят в прямоугольных координатах: суммарный выход (по оси ординат) – диаметр отверстий сит (по оси абсцисс). По результатам, представленным в таблице, строят графики зависимости $\gamma = f(d)$ по «плюсу» и по «минусу» на миллиметровой бумаге в удобном масштабе (рис. 1.3). Контролем правильности построения характеристики крупности являются их граничные точки и точка пересечения, при условии построения в одной системе координат. Характеристика крупности по «плюсу» должна пересекать ось ординат в точке, соответствующей 100 %, а ось абсцисс в точке, соответствующей крупности максимальных кусков. Характеристика крупности по «минусу» должна выходить из начала координат, а ордината, соответствующая максимальной крупности, равна 100 %. Кривые крупности по «плюсу» и по «минусу» должны пересекаться в точке, соответствующей суммарному выходу, равному 50 %.

Суммарные характеристики «по плюсу» бывают:

- выпуклыми, если в сыпучей массе преобладают крупные классы;
- вогнутыми, если в сыпучей массе преобладают мелкие классы;
- прямолинейными, при равномерном распределении классов в сыпучей массе.

1.1.4. Эффективность грохочения

Для количественной оценки полноты отделения мелкого материала от крупного при грохочении введено понятие эффективности (точности) грохочения. Эффективностью грохочения называется выраженное в процентах или в долях единицы отношение массы подрешетного продукта к массе нижнего класса в исходном материале. Нижним классом называется материал, крупность которого меньше размера отверстия сита грохота. Содержание нижнего класса в любом продукте можно определить в лабораторных условиях тщательным рассевом пробы на сите с размерами отверстий, равными размерам отверстий сита грохота.

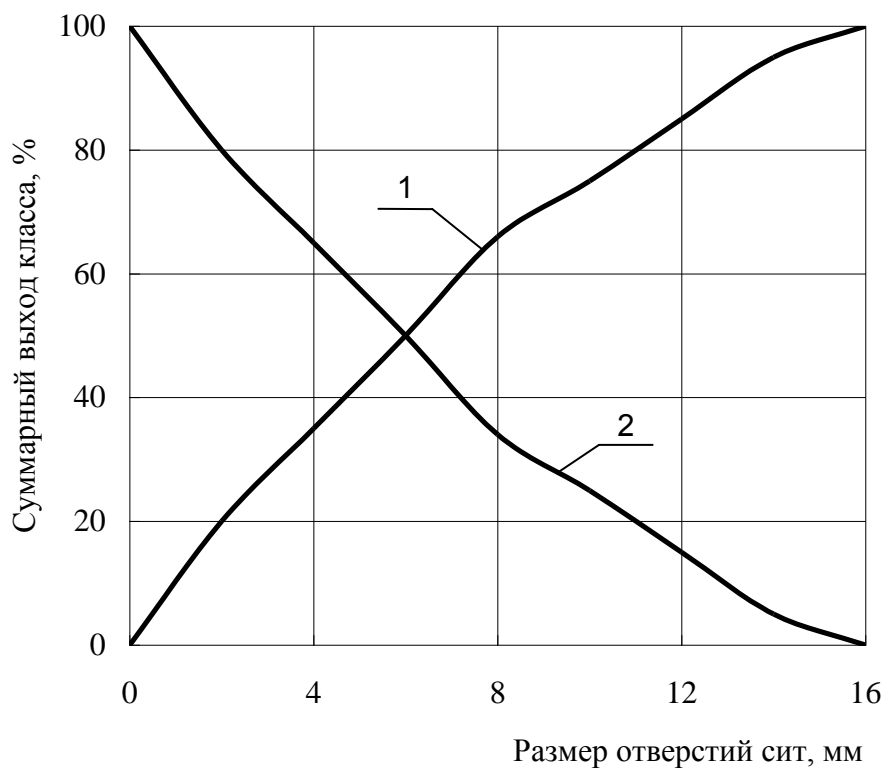


Рис. 1.3. Суммарные характеристики крупности:
1 – по «минусу»; 2 – по «по плюсу»

В реальных условиях непрерывного процесса на обогатительных фабриках определять массу подрешетного продукта затруднительно, поэтому эффективность грохочения (E , %) рассчитывают исходя из содержания нижнего класса в исходном материале и в надрешетном продукте:

$$E = \frac{\alpha - \beta}{\alpha(100 - \nu)} \cdot 10^4,$$

где E – эффективность грохочения; α – содержание нижнего класса в исходном материале, %; ν – содержание нижнего класса в исходном материале и в надрешетном продукте, %.

Эффективность грохочения зависит от многих факторов: от гранулометрического состава исходного материала, его влажности, формы зерен, конструкции грохота, характеристики просеивающей поверхности и некоторых других. В литературе приведены примеры повышения эффективности грохочения [1–4], в частности, влажных полезных ископаемых. При большой влажности исходного материала эффективность грохочения резко снижается. В этом случае применяют мокрое грохочение, т. е. вместе с исходным материалом на грохот подается вода.

При постоянных условиях грохочения материала, с увеличением нагрузки грохота эффективность грохочения понижается. Сначала с повышением нагрузки эффективность падает медленно, а затем очень быстро. При перегрузке грохота слой материала на сите достигает такой толщины, что за время продвижения его по ситы не происходит должного расслоения зерен по крупности и почти весь материал сходит в виде надрешетного продукта, т. е. грохот превращается как бы в транспортное устройство.

1.1.5. Просеивающие поверхности

Всякий грохот имеет одну или несколько рабочих (просеивающих) поверхностей – сит, установленных в коробе, совершающих встряхивающие, вращающиеся движения или являющихся неподвижными. Конструкция просеивающей поверхности зависит от технологического назначения грохота и условий его работы.

Для крупного грохочения в качестве просеивающей поверхности применяют преимущественно *колосниковые решетки*, набран-

ные из отдельных колосников. Последние изготавливаются самого различного профиля: трапецеидального, таврового, круглого, квадратного и др. В качестве колосников могут использоваться обычные железнодорожные рельсы. Колосники располагаются параллельно на определенном расстоянии друг от друга и скрепляются между собой.

Наиболее удобны с технологической точки зрения колосники трапецеидального профиля, из которых изготавливаются решетки с расширяющимися книзу отверстиями. Это в значительной мере предотвращает забивание решетки кусками руды. Разновысокие колосники обеспечивают повышенную износостойкость и дополнительное перемешивание материала. Срок службы колосниковых решеток 2 500 ч.

Листовые сита (решета) изготавливаются из стальных листов. Они обычно имеют круглые отверстия, реже квадратные и прямоугольные. Отверстия штампуют или просверливают. Круглые отверстия располагают в шахматном порядке, а прямоугольные – длинной стороной по направлению движения материала или под углом к этому направлению. Отверстия решет расширяются книзу, что способствует лучшему прохождению материала. Размеры круглых отверстий и их шаг представлены в табл. 3 [2].

Листовые сита с квадратными отверстиями также унифицированы. Размеры таких отверстий сит: 5; 6; 10; 13; 14; 16; 20; 25; 32; 35; 37; 40; 42; 50; 60; 65; 70; 75; 80; 100; 150 мм [3]. Их толщина зависит от размеров отверстий и соответствует данным табл. 3. Преимуществами листовых сит являются способность выдерживать высокие нагрузки и длительный срок службы по сравнению с проволочными ситами.

Листовые сита применяют для предварительного и подготовительного сухого и мокрого грохочения. Изготавливают их на заводах, выпускающих грохоты, а также на ремонтно-механических заводах (РМЗ) и в механических мастерских обогатительных фабрик. Срок службы металлических решет – примерно 700 ч.

Решета изготавливаются также из литой резины или полиуретана в виде отдельных секций. Срок службы таких решет значительно больше по сравнению с металлическими. Они меньше забиваются и снижают шум. Решета применяются для грохочения материала крупностью до 100 мм.

Средний срок службы достигает 2 000 ч [2].

Проволочные сита применяют на рудообогатительных фабриках главным образом для мелкого грохочения. Их изготавливают из стальных, латунных, медных и полимерных сеток с размерами от 100 до 0,04 мм. Проволочные сита бывают тканые, плетеные и сборные с квадратными, прямоугольными и щелевидными отверстиями. Наибольшее распространение получили тканые сита с квадратными отверстиями.

Таблица 3

Размеры круглых отверстий и их шаг для листовых сит

Диаметр отверстия в свету, мм	Шаг отверстия, мм, при живом сечении сит, %					Толщина сита, мм
	40	45	50	56	63	
7	10,5	10,0	–	–	–	4–6
12	18,5	16,5	–	–	–	4–6
15	22,5	21,0	–	–	–	4–6
18	27,5	25,5	–	–	–	6–8
20	30,0	28,0	26,5	–	–	6–8
24	35,0	33,5	32,5	–	–	6–8
26	–	37,0	35,5	–	–	6–8
30	–	42,5	40,5	–	–	6–8
32	–	45,0	43,0	–	–	6–8
40	–	56,5	53,0	50	–	8–10
47	–	–	62,5	58,0	56,0	8–10
50	–	–	67,0	63,5	60,0	8–10
60	–	–	80,0	76,0	71,5	8–10
75	–	–	–	95,0	90,0	8–10
82	–	–	–	100,0	95,0	8–12
90	–	–	–	115,0	108,0	8–12
95	–	–	–	120,0	114,0	8–12

Срок службы проволочных сит зависит от износостойкости и диаметра проволок, конкретных условий эксплуатации: производительности грохота, крупности, плотности, абразивности и других свойств грохотимого материала, а также способа крепления сит и др. На углеобогатительных фабриках срок службы проволочных сит с размером отверстий до 13 мм колеблется от 5 до 25 дней, для сит с

отверстиями 25–50 мм – 25–40 дней [4]. Щелевидные сита, собираемые из проволоки круглого сечения или фасонного профиля, называются шпальтовыми. Они служат для обезвоживания и мелкого грохочения.

Любую просеивающую поверхность характеризуют коэффициентом живого сечения (%). Последний представляет собой отношение площади всех отверстий к общей площади просеивающей поверхности. Для проволочных сит он равен 75–80 %, для колосниковых и листовых – 50–60 %. Размер отверстий проволочных сит в зарубежной практике характеризуется числом меш – числом отверстий, приходящихся на один линейный дюйм (25,4 мм) сетки.

1.1.6. Конструкции грохотов

Машины и устройства для грохочения называются *грохотами*.

Неподвижные колосниковые грохоты, устанавливаемые под углом к горизонту, представляют собой решетки, собранные из колосников. Материал, загружаемый на верхний конец решетки, движется по ней под действием силы тяжести. При этом мелочь проваливается через щели решетки, а крупный класс сходит в нижнем конце.

Эти грохоты применяют для крупного грохочения. Размер щели между колосниками не менее 50 мм, в редких случаях может быть 25–30 мм. Угол наклона решетки зависит от физических свойств грохотимого материала. По практическим данным, для руд угол наклона составляет 40–45°, для углей 30–35°. При переработке влажных материалов угол наклона грохота увеличивают на 5–10°. Влажные глинистые руды на колосниковых грохотах перерабатывать невозможно вследствие замазывания щелей [1].

Грохот колосниковый неподвижный для материала небольшой крупности (до 100 мм) может быть вмонтирован в дно транспортно-самотечного желоба.

При малых размерах щели между колосниками и крупном исходном материале (до 150 мм) применяют консольные грохоты с целью повышения эффективности грохочения. Концы консоли колосников при ударах падающих кусков материала вибрируют, в связи с чем уменьшается возможность забивания отверстий решетки и повышается эффективность грохочения.

Размеры колосниковых грохотов определяются крупностью наибольших кусков материала с учетом конструктивных условий установки грохота. Во избежание зависания кусков материала между боковыми бортами ширина грохота принимается больше тройного размера максимального куска. Если крупных кусков в исходном материале мало, то допускают минимальную ширину грохота примерно на 100 мм больше двойного размера максимального куска. Длина решетки грохота делается не менее двойной ее ширины.

Производительность колосниковых грохотов велика, так как материал движется по грохоту как по самотечному желобу. При щели между колосниками 25 мм производительность колосникового грохота по исходному материалу принимают в среднем 60 т/ч на 1 м² площади решетки. Производительность изменяется пропорционально ширине щели.

Необходимую площадь решетки неподвижного колосникового грохота (F , м²) можно определить по формуле [1, 4]

$$F = \frac{Q}{2,4l},$$

где Q – производительность грохота по исходному материалу, т/ч;
 l – ширина щели между колосниками, мм.

Вибрационные грохоты получили наибольшее применение, так как имеют высокую производительность и эффективность грохочения. Разнообразные виды грохотов этого типа отличаются главным образом размерами и соответственно производительностью, конструкцией крепления корпуса грохота, характером движения просеивающей поверхности. Размеры грохота определяются крупностью материала, подвергаемого грохочению, и размером площади просеивающей поверхности, от которой зависят производительность грохота и эффективность грохочения.

Корпус грохота или подвешен на специальных подвесках, или опирается на рессоры или пружины.

По характеру движения просеивающей поверхности грохоты этого типа делятся на *вибрационные с прямолинейными вибрациями* (резонансные и с самобалансным вибровозбудителем) и *вибрационные с круговыми вибрациями* (инерционные с простым дебалансным вибровозбудителем и самоцентрирующиеся).

Самобалансные вибрационные грохоты применяют для грохочения руд, обезвоживания углей, горючих сланцев, операций мок-

рой классификации, отделения суспензии от продуктов разделения в тяжелых средах.

Грохоты с самобалансным вибровозбудителем (рис. 1.4) имеют горизонтальный короб 1 с одним или несколькими ситами 6. Короб устанавливают на пружинящих опорах или подвешивают через амортизаторы 2 к опорной конструкции 3. Самобалансный вибровозбудитель 4 смонтирован на опорной раме, укрепленной на коробе под углом 35–55° к плоскости сита. Вибровозбудитель состоит из двух одинаковых дебалансов 5, вращающихся на параллельных валах в противоположные стороны с одинаковым числом оборотов.

Ось x расположена под углом к просеивающей поверхности. При любом положении грузов дебалансов вибровозбудителя равнодействующая центробежной силы инерции P_0 действуют вдоль оси $x-x$. Составляющие центробежной силы инерции P_0 , действующие вдоль оси y (P_y), взаимно погашаются как силы, противоположно направленные и равные по величине (рис. 1.5).

Если через φ обозначить угол поворота вала каждого дебаланса, то равнодействующая вдоль оси x будет

$$2P_x = 2P_0 \cos\varphi = 2m\omega^2 R \cos\varphi,$$

где m – масса одного дебаланса, кг; ω – угловая частота вращения дебаланса, s^{-1} ; R – расстояние от центра тяжести дебаланса до оси вращения, м.

Значение центробежной силы инерции изменяется от нуля до максимального значения $2P_0$. Направление силы изменяется через каждые пол-оборота дебалансов. Таким образом самобалансный вибровозбудитель создает направленные прямолинейные колебания короба, которые вызывают движение материала на сите с подбрасыванием и обеспечивают энергичное его встряхивание. Один из валов приводится во вращение от электродвигателя через гибкую передачу и шкив; он передает вращение другому валу через пару зубчатых колес. Вибровозбудители применяют для грохотов с горизонтальным или слабонаклонным (до 5°) коробом.

Главные достоинства самобалансных грохотов – высокая производительность и эффективность грохочения. Недостатками само-

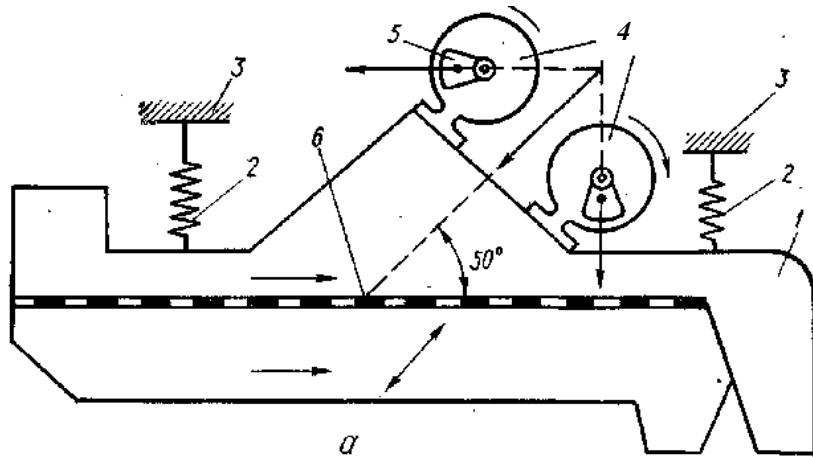


Рис. 1.4. Принципиальная схема вибрационного грохота с самобалансным вибровозбудителем:

1 – горизонтальный короб грохота; 2 – амортизатор; 3 – опорная конструкция; 4 – самобалансный вибровозбудитель; 5 – дебалансный груз; 6 – просеивающая поверхность

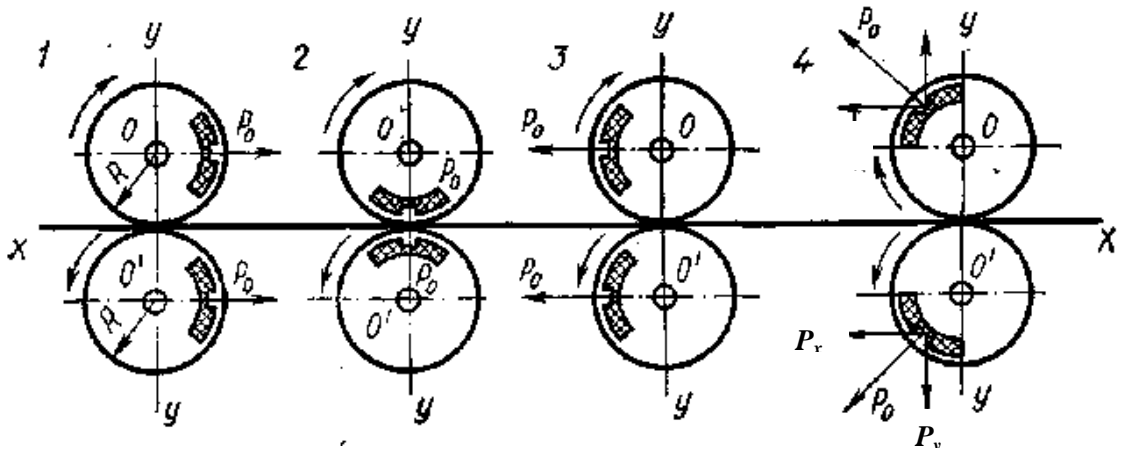


Рис. 1.5. Схема действия самобалансного вибровозбудителя:
1, 2, 3, 4 – различные положения дебалансных грузов при вращении валов вибровозбудителя

балансного грохота являются четыре подшипника для двух валов, пара зубчатых колес, герметичный корпус с масляной ванной.

Самобалансные грохоты изготавливаются легкого (ГСЛ), среднего (ГСС) и тяжелого (ГСТ) типов в соответствии с условиями эксплуатации.

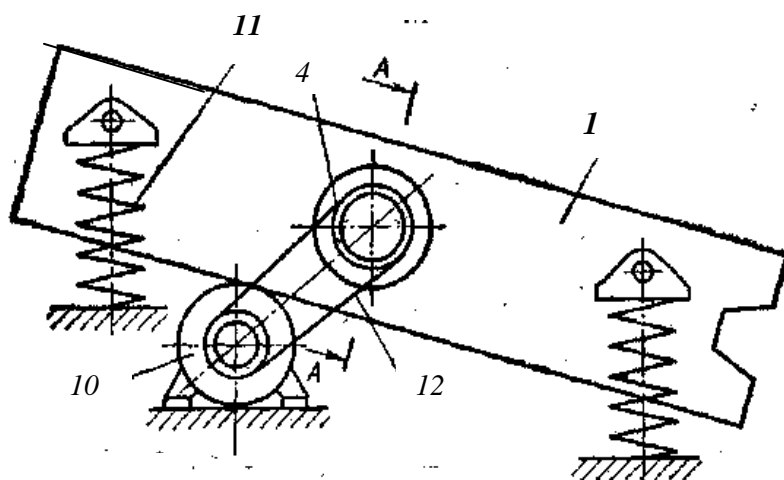
Технические характеристики вибрационных грохотов с самобалансными вибровозбудителями приведены в прил. 1, 2.

Вибрационный грохот с самосинхронизирующимся вибровозбудителем. Этот тип грохотов предусматривает наличие двух дебалансных вибровозбудителей, непосредственно не связанных между собой какой-либо передачей. Их валы вращаются отдельными электродвигателями в противоположном направлении с одной и той же (по абсолютному значению) угловой скоростью и с одной и той же фазой (углом поворота) – синхронно и синфазно [2, 4]. Такого рода возбудители являются самосинхронизирующимися. Они вызывают направленные прямолинейные колебания короба, как и в случае действия самобалансных вибровозбудителей.

Грохоты данного типа находят все большее применение на всех операциях грохочения. Вибрационные грохоты с самосинхронизирующимися вибровозбудителями изготавливаются легкого (ГИСЛ), среднего (ГИСС) и тяжелого (ГИСТ) типов в соответствии с условиями эксплуатации. Технические характеристики грохотов типа ГИСТ приведены в прил. 2.

Грохоты самоцентрирующиеся получили широкое распространение для операции грохочения руд на обогатительных фабриках. Грохоты устанавливаются перед дробилками среднего и мелкого дробления. Принципиальная схема грохота приведена на рис. 1.6. Короб грохота 1

с укрепленным в нем ситом 2 наклонно подвешивается к неподвижным поддерживающим конструкциям при помощи пружин 9 или опирается на амортизаторы 11. В подшипниках 6, жестко укрепленных в коробе 1, смонтирован эксцентриковый вал 8. На концах вала посажены маховики 3 с дебалансными грузами 5, расположенными диаметрально противоположно по отношению к эксцентриковым заточкам 7 вала 8. Вал приводится во вращение клиноременной передачей 12 от электродвигателя 10, установленного на неподвижной опоре.



A-A

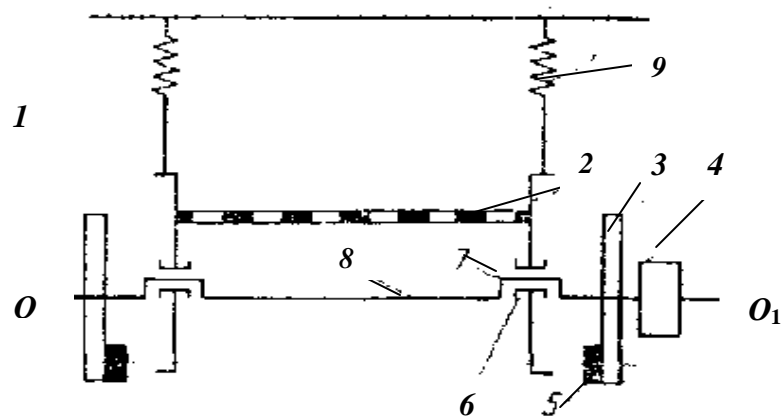


Рис. 1.6. Схема инерционного наклонного самоцентрирующегося грохота:
 1 – короб; 2 – сито; 3 – маховик; 4 – шкив; 5 – дебалансный груз;
 6 – подшипник; 7 – эксцентриковая заточка на валу;
 8 – вал; 9 – пружины для подвеса короба к неподвижным конструкциям;
 10 – электродвигатель; 11 – пружинные амортизаторы;
 12 – клиноремennая передача

Круговые качания короба обусловлены взаимодействием двух вращающихся масс: одна из них представлена коробом грохота с нагрузкой; другая – дебалансными грузами. При отсутствии внешних сил центр масс системы должен оставаться неподвижным, поэтому при вращении вала короб получает круговые движения некоторого радиуса в вертикальной плоскости относительно центра масс системы. Дебалансные грузы подбираются таким образом, чтобы их центробежная сила инерции уравнивала центробежную силу, развиваемую коробом грохота при вращении на радиусе, равном эксцентриситету, т. е.

$$Mr = mR,$$

где M – полная масса короба с нагрузкой; r – эксцентриситет вала; m – масса дебалансных грузов; R – расстояние от центра массы дебалансных грузов до оси вращения.

В этом случае короб описывает круговые движения вокруг оси $O - O_1$, а ось вала (точнее, ось приводного шкива) остается неподвижной в пространстве. Отсюда грохотам с таким приводом дано название «самоцентрирующиеся».

Если дебалансные грузы приняты недостаточной массы, т. е. $Mr > mR$, то короб грохота будет описывать круговые траектории малого радиуса, меньшего, чем эксцентриситет r . Если же грузы слишком велики, то короб получит колебания, радиус которых будет больше эксцентриситета вала. В обоих случаях ось вала (шкива) описывает некоторую окружность вокруг центра масс системы.

Незначительные отклонения от «равновесной» (т. е. от условия $Mr = mR$) массы дебалансных грузов вызывают круговые движения центра вала малого радиуса, которые не оказывают влияния на работу гибкой передачи от электродвигателя. На этом основании считается, что самоцентрирующиеся грохоты не нуждаются в тщательном подборе дебалансных грузов и это является их существенным преимуществом.

Технические характеристики данного типа грохотов приведены в прил. 3.

Вибрационные грохоты являются одномассными зарезонансными машинами с дебалансными вибровозбудителями. Грохоты подразделяются на три типа в зависимости от насыпной плотности грохотимого материала [5]:

Л – легкий, для грохочения сыпучих материалов с насыпной плотностью до $1,4 \text{ т/м}^3$;

С – средний, для грохочения сыпучих материалов с насыпной плотностью до $1,8 \text{ т/м}^3$;

Т – тяжелый, для грохочения сыпучих материалов с насыпной плотностью до $2,8 \text{ т/м}^3$.

Грохоты легкого типа предназначены главным образом для угольной промышленности, среднего – для промышленности строительных материалов, тяжелого – для горнорудной промышленности.

Стандарт разделяет грохоты также по форме (траектории) колебаний на следующие виды [5]:

И – с круговыми или близкими к ним колебаниями;

С – с прямолинейными колебаниями;

ИС – с близкими к прямолинейным колебаниями.

Это разделение одновременно дает представление о других признаках грохота: расположении просеивающей поверхности относительно горизонта и числе установленных на грохоте вибровозбудителей. Таким образом, буква И (инерционный) в обозначении грохота указывает, что это наклонный грохот с круговыми или близкими к ним колебаниями. Буквой С (самобалансный) обозначают горизонтальные или слабонаклонные грохоты с прямолинейными колебаниями, возбуждаемыми самобалансным вибровозбудителем двух дебалансных валов, связанных зубчатым зацеплением. Обозначение ИС, по существу, идентично обозначению С, с той разницей, что в грохотах типа ИС используются исключительно самосинхронизирующиеся вибровозбудители.

В структуру условного обозначения грохота по стандарту входит:

- сокращенное наименование грохота Г;
- обозначение траектории колебаний (И, С, ИС);
- обозначение типа грохота (Л, С, Т);
- обозначение ширины просеивающей поверхности: 2 – 1000 мм; 3 – 1250 мм; 4 – 1500 мм; 5 – 1750 мм; 6 – 2000 мм; 7 – 2500 мм; 8 – 3000 мм; 9 – 3500 мм; 10 – 4000 мм;
- число ярусов сит;
- индекс модификации (буквенный или цифровой).

Например, условное обозначение распространенного в горнорудной промышленности наклонного вибрационного грохота тяжелого типа с круговыми колебаниями, шириной просеивающей поверхности 1750 мм и одним ситом, модифицированного: ГИТ-51М.

Условное обозначение горизонтального вибрационного грохота с самосинхронизирующимися вибровозбудителями легкого типа, с колебаниями, близкими к прямолинейным, шириной просеивающей поверхности 2000 мм и двумя ярусами сит: ГИСЛ-62. Этот грохот широко применяют в угольной промышленности.

1.2. Дробление

1.2.1. Основные понятия и назначение процессов дробления и измельчения

Дроблением и измельчением называются процессы уменьшения размеров кусков полезных ископаемых путем разрушения их действием внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления, связывающие между собой частицы твердого вещества. Принципиального различия между процессами дробления и измельчения нет. Для дробления применяют дробилки, а для измельчения – мельницы.

Дробление и измельчение на обогатительных фабриках служат подготовительными операциями перед обогащением и имеют своим назначением разьединение (раскрытие) зерен различных минералов, содержащихся в полезном ископаемом, тесно переплетенных и сросшихся между собой. Чем полнее раскрываются (освобождаются один от другого) минералы при дроблении и измельчении, тем успешнее последующее обогащение полезного ископаемого.

Иногда минералы, слагающие куски полезных ископаемых, обладают различными физико-механическими свойствами. После дробления или измельчения таких ископаемых в специально подобранных условиях одни минералы, более твердые и прочные, будут представлены крупными кусками, другие, хрупкие и менее твердые, – кусками значительно меньшего размера. Последующий рассев дробленого продукта позволит отделить одни минералы от других, т. е. произвести более или менее совершенное обогащение полезного ископаемого. Дробление или измельчение в этом случае имеет

значение обогатительной операции и называется избирательным дроблением. Крупность зерен, до которой надо дробить или измельчать исходный материал перед обогащением, определяется размером вкрапленности полезных минералов и процессом, принятым для обогащения данного ископаемого. Эта крупность устанавливается опытным путем при исследованиях обогатимости каждого полезного ископаемого.

Дробление применяется не только на обогатительных фабриках. Дроблению и измельчению подвергаются: уголь на электростанциях, сжигающих топливо в пылевидном состоянии; уголь на коксохимических заводах перед коксованием; известняки и доломиты, используемые в качестве флюсов на металлургических заводах; камень с целью приготовления щебня для промышленного и дорожного строительства и т. д. В этих случаях продукты дробления и измельчения используются непосредственно и процесс дробления имеет самостоятельное значение. Крупность получаемых при этом продуктов устанавливается исходя из требований технологии потребляющих производств.

Процесс дробления характеризуют *степенью дробления* i , определяемой как отношение максимального размера кусков в поступающей на дробление руде D_{\max} к максимальному размеру кусков в дробленом продукте d_{\max} :

$$i = D_{\max}/d_{\max}.$$

В практике обогащения диаметром кусков сыпучих материалов считают наименьшую величину отверстий сит, через которые при грохочении куски еще проходят. Поэтому степень дробления можно определить как отношение диаметров предельных отверстий сит для грохочения дробимого материала и дробленого продукта. Форма отверстий сита при этом должна быть одинаковой, так как она влияет на результаты грохочения.

Для характеристики дробилок машиностроительные заводы применяют так называемую конструктивную степень дробления:

$$i = B/b,$$

где B – ширина загрузочного отверстия дробилки, мм; b – ширина выпускной щели; для дробилок крупного дробления она максимальная при отходе дробящих элементов одного от другого, для дробилок среднего и мелкого дробления – при их сближении, мм.

Формулу $i = 0,85 \cdot B/b$ можно рассматривать как наиболее достижимую степень дробления, когда в продукте дробилки нет кусков размером более разгрузочной щели, а поступающий в дробилку кусок меньше загрузочного отверстия на 15 %.

На обогатительных фабриках подготовительные процессы полезных ископаемых перед обогащением проводят с высокими степенями дробления и измельчения. Например, перед флотационным обогащением полезное ископаемое иногда измельчают до крупности менее 0,1 мм. Если при этом руда поступает с карьеров, то размер максимальных кусков в исходном материале может достигать до 1500 мм. Тогда степень измельчения

$$i = 1500/0,1 = 15000.$$

Перед гравитационным обогащением полезное ископаемое часто дробят до 10 мм. При крупности максимальных кусков в исходном материале около 300 мм степень дробления

$$i = 300/10 = 30.$$

Получение таких высоких степеней дробления в одной дробильной машине практически невозможно. Вследствие своих конструктивных особенностей машины для дробления и измельчения эффективно работают только при ограниченных степенях измельчения, а поэтому рациональнее дробить и измельчать материал от исходной крупности до требуемого размера в нескольких последовательно работающих дробильных и измельчающих машинах. В каждой из таких машин будет осуществлена лишь часть общего процесса дробления или измельчения, называемая стадией дробления или измельчения.

В зависимости от крупности дробимого материала и дробленого продукта стадии дробления имеют особые названия: первая стадия – крупное дробление (от 1500–300 до 350–100 мм); вторая стадия – среднее дробление (от 350–100 до 100–40 мм); третья стадия – мелкое дробление (от 100–40 до 30–5 мм). Пределы крупности исходного материала и дробленого продукта, ограничивающие стадии, условны и приблизительны.

Известны случаи, когда дробление осуществляют в четыре стадии. Например, четырехстадиальные схемы дробления применены на некоторых обогатительных фабриках для железных руд, содержащих значительное количество крупных плоских кусков. При четырехстадиальных схемах можно считать, что две первые стадии

– это крупное дробление, а третья и четвертая стадии – среднее и мелкое дробление.

Однако повышение стадий дробления приводит к увеличению капитальных затрат на строительство фабрик, к увеличению переизмельчения материала, к удорожанию эксплуатации фабрик. Поэтому при выборе схемы переработки следует обходиться минимальным числом стадий дробления. Но в ряде случаев только применение многостадийных схем обеспечивает получение готового продукта в необходимом объеме и высокого качества.

Последующую операцию, в которую поступает материал после среднего или мелкого дробления (куски размером меньше 50 мм), называют измельчением. В зависимости от требуемой крупности материал перед обогащением можно измельчать в одну, две или даже в три последовательные стадии, которые соответственно называют первой, второй и третьей стадиями измельчения.

Степень дробления (измельчения), достигаемая в каждой отдельной стадии, называется частной, а во всех стадиях – общей степенью дробления (измельчения). Общая степень дробления (измельчения) равна произведению частных степеней дробления.

Согласно определению, частные степени дробления:

- для 1-й стадии $i_1 = D_{\max}/d_1$;
- для 2-й стадии $i_2 = d_1/d_2$;
- для n -й стадии $i_n = d_{n-1}/d_{\max}$,

где D_{\max} – размер максимальных кусков, поступающих в 1-ю стадию; d_1 – размер максимальных кусков в продукте 1-й стадии, т. е. в исходном материале, поступающем во 2-ю стадию; d_2 – размер максимальных кусков в продукте 2-й стадии; d_{n-1} – размер максимальных кусков в продукте $(n - 1)$ -й стадии, т. е. в материале, поступающем в последнюю, n -ю стадию; d_{\max} – размер максимальных кусков в продукте n -й стадии, т. е. в окончательном продукте.

Взяв произведения частных степеней дробления

$$i_1 i_2 \dots i_n = (D_{\max}/d_1)(d_1/d_2)(\dots)(d_{n-1}/d_{\max}),$$

получим общую степень дробления

$$i = i_1 i_2 \dots i_n = D_{\max}/d_{\max}.$$

1.2.2. Способы дробления

Раскрытие минералов при дроблении и измельчении происходит вследствие разрушения кусков руды под действием внешних нагрузок. Для разрушения кусков руды необходимо преодолеть силы сцепления между отдельными кристаллами и внутри кристаллов. Эти силы определяют прочность руды. В то же время прочность руды зависит от дефектов внутренней структуры, например наличия внутренних ослабленных зон (трещин, включений).

В зависимости от свойств руды (прочность, хрупкость, вязкость и другие) применяют один из следующих способов разрушения или их комбинации:

раздавливание – разрушение в результате сжатия кусков руды между двумя дробящими телами (используют в щековых дробилках, применяемых для дробления твердых горных пород, руд, строительных материалов);

раскалывание – разрушение кусков руды в результате их расклинивания между остриями дробящих тел (используют в сочетании с ударом в зубчатых дробилках, применяемых для дробления хрупких полезных ископаемых, в частности углей);

удар – разрушение кусков руды под воздействием динамических кратковременных нагрузок (используют в роторных и молотковых дробилках, применяемых для дробления различных горных пород, каменных углей и других полезных ископаемых);

истирание – разрушение в результате воздействия двух сдвигающихся относительно друг друга дробящих поверхностей (участвует как составной элемент во всех перечисленных выше способах дробления). Наиболее явно присутствует в сочетании с ударом в молотковых дробилках, шаровых и стержневых мельницах, дезинтеграторах, а в сочетании с раздавливанием – в щековых и конусных дробилках.

Крупное, среднее и мелкое дробление обычно сухое. Мокрое дробление применяют только в тех случаях, если дробимый материал содержит глину, которую и стараются отмыть одновременно с дроблением. В некоторых случаях вода подается в небольшом количестве из брызгал в завалочную воронку дробилки крупного дробления. Назначение этой воды – увлажнить дробимый материал и тем самым уменьшить пылеобразование.

Измельчение полезных ископаемых, как правило, производят с водой. Мокрое измельчение более производительное, без пылеобразования, и измельченные продукты легко транспортировать.

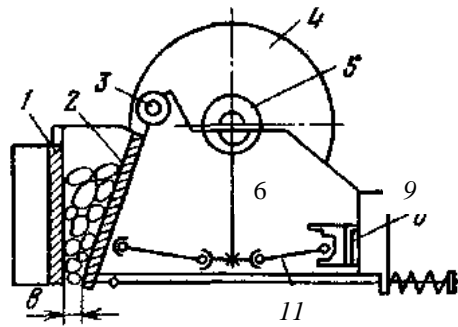
Машины для дробления и измельчения, применяемые на обогатительных фабриках, по механико-конструктивным признакам и по основному методу дробления, осуществляемому в них, разделяют на пять основных классов: дробилки щековые; конусные; валковые; ударные (молотковые, роторные дробилки и дезинтеграторы); барабанные мельницы.

Существенным отличием дробилок от мельниц является то, что у дробилок нет непосредственного соприкосновения между рабочими (дробящими) органами. Между ними всегда имеется зазор, заполняемый при работе дробимым материалом. Дробящие детали мельниц имеют непосредственное соприкосновение между собой при холостом ходе. При работе под нагрузкой они разделены слоем материала или частично могут соприкасаться друг с другом.

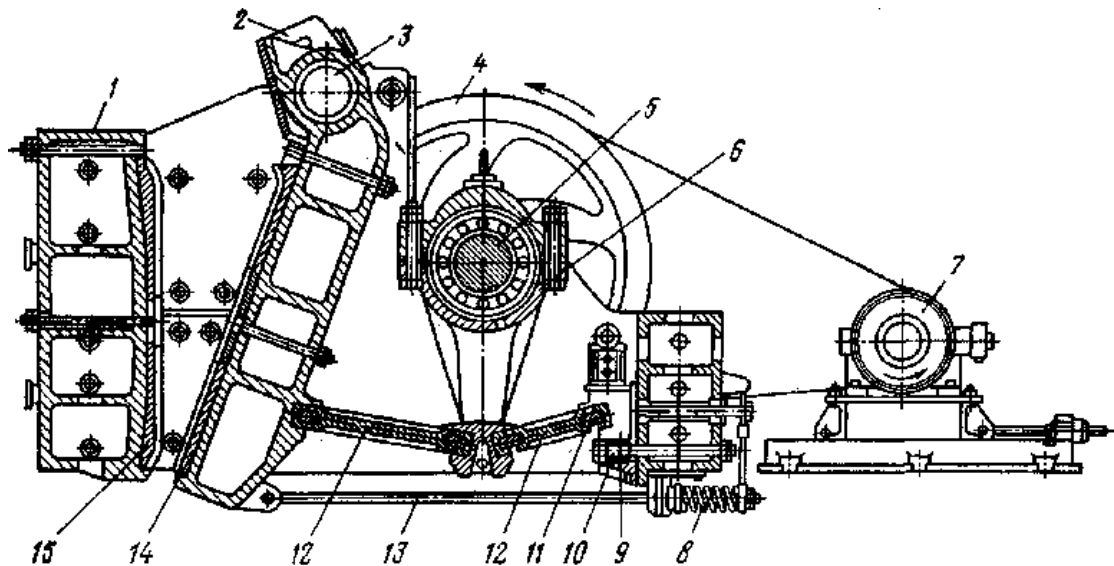
1.2.3. Щековые дробилки

Щековые дробилки применяют для крупного и среднего дробления руд и строительных материалов. Дробление руды в щековых дробилках происходит в пространстве между подвижной и неподвижной плитами (щеками) раздавливанием, частично изгибом и изломом кусков. Руда загружается сверху в пространство между плитами и дробится в момент их сближения, а дробленый материал разгружается через выходную щель периодически при каждом отходе подвижной плиты от неподвижной. Щековые дробилки выпускаются двух типов: с простым и сложным движением щеки.

Щековая дробилка с простым движением щеки (рис. 1.7) состоит из неподвижной 1 и подвижной 2 щек. Внутренние поверхности щек футеруют сменными ребристыми плитами 14 и 15 из марганцовистой стали. Подвижную щеку подвешивают на оси 3, устанавливаемой в подшипниках. Возвратно-поступательное движение подвижная щека получает от приводного эксцентрикового вала 5. Для этого на нем свободно висит вертикальный шатун 6, который совершает такие же движения, но в вертикальном направлении. В нижней части шатуна имеются гнезда с вкладышами, куда свободно вставляют распорные плиты 12. Они другими концами упираются:



а



б

Рис. 1.7. Щековая дробилка с простым движением щек (а) – кинематическая схема, (б) – принципиальная схема:

1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – ось подвеса подвижной щеки; 4 – маховик; 5 – приводной эксцентриковый вал; 6 – вертикальный шатун; 7 – электродвигатель; 8 – буферная пружина; 9 – упор; 10 – винт для регулировки ширины разгрузочной плиты; 11 – вкладыш; 12 – распорные плиты (передняя и задняя); 13 – тяга; 14, 15 – футеровочные плиты подвижной и неподвижной щек

одна (передняя) – через вкладыш в подвижную щеку 2, другая (задняя) – через вкладыш 11 в углубление упорной детали 9, укрепленной на задней стенке станины. Свободно вставленные распорные плиты не выпадают, так как на них давит тяжелая подвижная щека, стремящаяся повернуться вокруг оси 3 и занять вертикальное положение. Это давление усиливается пружиной 8, оттягивающей при помощи тяги 13 подвижную щеку.

При движении шатуна вверх угол между распорными плитами 12 увеличивается и подвижная щека 2 приближается к неподвижной щеке 1. В это время происходит раздавливание кусков руды, выходная щель уменьшается до минимального размера, а пружина 8 сжимается. При обратном движении шатуна подвижная щека отходит от неподвижной под действием собственной силы тяжести и расжатия пружины, выходная щель расширяется и происходит разгрузка дробленого продукта.

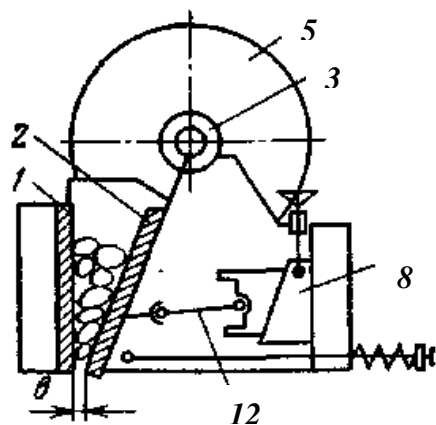
Пол-оборота эксцентрикового вала, при котором происходит дробление материала, называют *рабочим ходом*. Пол-оборота эксцентрикового вала, при котором происходит разгрузка дробленого продукта, называют *холостым ходом*. Продолжительность холостого хода должна обеспечить полную разгрузку дробленого продукта.

На концах эксцентрикового вала 5 насажены два маховика 4 (одновременно один из них является шкивом) для выравнивания нагрузки электродвигателя 7, передающего вращение на вал 5 посредством клиноременной передачи. Маховики аккумулируют энергию при холостом ходе и отдают ее при рабочем.

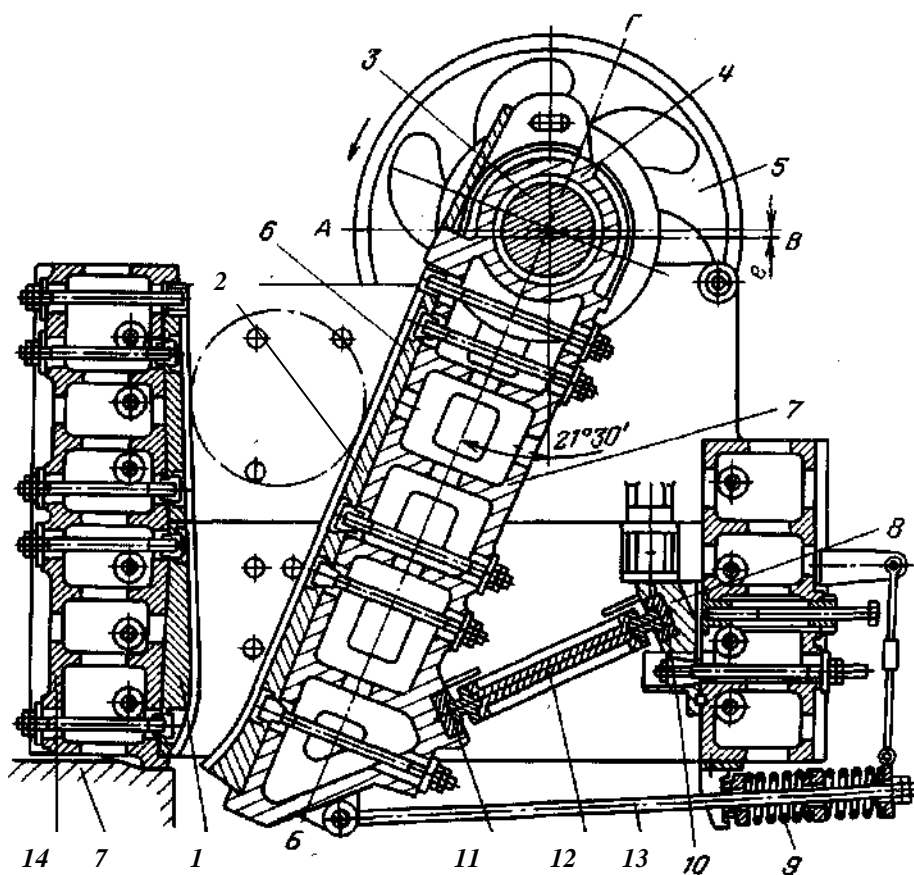
Заднюю распорную плиту используют для предохранения дробилок от поломки при попадании в камеру дробления недробимых предметов. Эта плита изготавливается с пониженной прочностью. Если механические усилия при дроблении сильно возрастают, то она ломается и ее заменяют новой после устранения причины поломки.

Типоразмеры щековых дробилок характеризуются шириной и длиной приемных отверстий. Технические характеристики дробилок с простым движением щеки некоторых типоразмеров и производителей приведены в прил. 4.

Щековые дробилки со сложным движением щеки (рис. 1.8) не имеют шатуна, а подвижная щека 2 закреплена непосредственно на



a



б

Рис. 1.8. Щековая дробилка со сложным движением щеки (а) – кинематическая схема, (б) – принципиальная схема:

1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – приводной эксцентриковый вал и ось подвеса подвижной щеки; 4 – коренной подшипник; 5 – маховик; 6 – футеровка; 7 – фундамент; 8 – упорное устройство; 9 – буферная пружина; 10, 11 – вкладыши; 12 – распорная плита; 13 – тяга; 14 – корпус

эксцентриковом приводном валу 3. Нижняя часть щеки опирается на распорную плиту 12, один конец которой вставлен во вкладыш 13 на щеке, а другой – в такой же вкладыш 10 на регулировочном клине упорного устройства 8. Расстояние между неподвижной 1 и подвижной щеками изменяется в результате вращения эксцентрикового вала, на котором закреплена верхняя часть подвижной щеки.

Чтобы представить себе характер движения подвижной щеки при такой подвеске, разобьем оборот эксцентрикового вала на участки *A, Б, В, Г*. Точки *A* и *В* размещаются на горизонтальной оси, а точки *Б* и *Г* – на осевой линии, параллельной дробящей поверхности подвижной щеки. Когда эксцентрик движется от точки *A* к точке *Б*, верхняя и нижняя части подвижной щеки отходят от неподвижной щеки. Происходит холостой ход. При движении эксцентрика от точки *Б* к точке *В* верхняя часть подвижной щеки продолжает отходить, а нижняя часть начинает приближаться к неподвижной щеке. Нижней частью подвижная щека начинает дробить материал. При движении эксцентрика от точки *В* к точке *Г* верхняя и нижняя части подвижной щеки приближаются к неподвижной. Идет дробление всей щекой. При движении эксцентрика от точки *Г* к точке *A* верхняя часть подвижной щеки продолжает приближаться, а нижняя часть начинает отходить от неподвижной щеки. Верхней частью подвижная щека дробит, а в нижней части дробилки уже происходит разгрузка дробленого материала. При описанном характере движения подвижной щеки *холостой ход* занимает не половину оборота эксцентрикового вала, а значительно меньшую часть, примерно $1/5$ оборота. Остальную часть оборота вала занимает *рабочий ход*, в течение которого дробление всей щекой идет примерно в продолжение $1/5$ оборота, а в течение $3/5$ оборота материал дробится попеременно верхней и нижней частями подвижной щеки. Совершая такие движения, подвижная щека развивает не только раздавливающие и частично разламывающие, но и истирающие усилия. В результате, по сравнению с другими типами щековых дробилок, ход данной дробилки выравнивается, расход энергии уменьшается, и производительность несколько увеличивается.

Щековые дробилки со сложным качанием щеки применяют в основном для среднего дробления, так как дробящее усилие у них полностью передается на эксцентриковый приводной вал, поэтому

они не изготавливаются очень больших размеров. Кроме того, истирающее действие сильно увеличивает износ футеровки.

Технические характеристики щековых дробилок со сложным движением щеки приведены в прил. 5.

Простота конструкции, обслуживания и ремонта щековых дробилок обуславливает довольно широкое применение их на обогатительных фабриках. Однако эти дробилки обладают и существенными недостатками: сильно вибрируют при работе (необходимо устанавливать дробилку на очень прочный фундамент и только на нижних этажах зданий). Эти дробилки не могут работать под завалом, забиваются рудой и при неравномерной загрузке выдают неравномерный по крупности продукт. Поэтому для приема прибывающей на фабрику руды сооружают приемные воронки или бункеры небольшой емкости. Из приемного устройства руду подают равномерно пластинчатым питателем на колосниковый грохот. В дробилку попадает только надрешетный продукт. Дробленый продукт обычно разгружается из дробилки на ленточный конвейер, который транспортирует его в следующую стадию дробления.

Пуск дробилки в работу производят в такой последовательности. Включают электродвигатель и приводят во вращение приводной шкив. Через определенное время муфта приводного шкива вводится в зацепление с валом дробилки. После разгона маховика дробилки, если не наблюдается постороннего шума (стука, дребезжания и т. п.), дробилку загружают рудой. Останавливать щековую дробилку можно только после выпуска всего оставшегося в рабочей зоне материала.

К технологическим характеристикам щековых дробилок относят: угол захвата, частоту вращения эксцентрикового вала, производительность, мощность электродвигателя.

Важный параметр щековых дробилок – угол захвата α , который представляет собой угол между неподвижной и подвижной щеками. Угол захвата изменяется с изменением ширины выходной щели. Этим углом определяется степень дробления и производительность дробилки. С увеличением ширины выходной щели угол захвата становится меньше, что приводит к снижению степени дробления и увеличению производительности дробилки. Наоборот, при увеличении угла захвата, когда ширина выходной щели умень-

шается, степень дробления возрастает, а производительность дробилки падает.

Для обеспечения большей степени дробления и загрузки в дробилку более крупных кусков руды выгодно иметь увеличенный угол захвата. Максимальная величина угла захвата, при которой куски руды не выталкиваются из дробилки и не нарушается дробление, определяется коэффициентом трения между дробимым материалом и рабочей поверхностью дробящих плит.

Таким образом, чтобы происходило дробление куска руды, угол захвата щековых дробилок должен быть меньше двойного угла трения:

$$\alpha < 2\varphi.$$

Обычно коэффициент трения скольжения между кусками руды и поверхностью щеки равен $f = \operatorname{tg}\varphi = 0,3$. В этом случае $\varphi = 16^\circ$, а угол захвата α может достигать 32° . Практически угол захвата у щековых дробилок не превышает 25° .

От частоты вращения эксцентрикового вала зависит частота движений подвижной щеки. Частота вращения эксцентрикового вала должна быть наивыгоднейшей – такой, чтобы дробленый продукт за время холостого хода успел разгрузиться, в противном случае производительность дробилки снизится и руда будет переизмельчаться. Производительность дробилки также снизится при уменьшении частоты вращения эксцентрикового вала (частоты движения подвижной щеки).

Производительность щековых дробилок принимают по средним данным заводов-изготовителей с введением поправки на насыпную плотность дробимого материала. Российские заводы поставляют щековые дробилки с электродвигателем, мощность которого достаточна для дробления очень крепкой руды. По этой причине мощность электродвигателя может оказаться завышенной, если исходная руда мелкая или имеет незначительную крепость. За рубежом заводы-изготовители щековых дробилок поставляют один и тот же типоразмер дробилки с электродвигателями разной мощности (прил. 6).

1.2.4. Конусные дробилки

Конусные дробилки получили широкое распространение в горнорудной промышленности благодаря высокой производитель-

ности, сравнительно низкому удельному расходу электроэнергии и способности выдавать достаточно равномерный по крупности дробленый продукт. Они применяются для крупного (ККД), среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления.

Дробление руды в конусных дробилках производится раздавливанием с частичным изгибом и истиранием кусков.

В конусных дробилках крупного дробления (рис. 1.9) материал дробится в кольцевом пространстве, образованном наружной неподвижной конической чашей 1 (верхней частью станины дробилки) и расположенным внутри этой чаши подвижным дробящим конусом 2, насаженным на вал 3. У дробилок для крупного дробления вал 3 подвешивается к верхней траверсе 9. Дробилки с таким подвесом вала иногда называют дробилками с консольным валом. Принцип действия всех конусных дробилок одинаков. Рассмотрим его на примере дробилки для крупного дробления с подвешенным валом. Дробящий конус 4 жестко крепится на валу 3, который подвешен в точке O и нижним концом свободно вставлен в эксцентриковый стакан 5. Последний устанавливается концентрично со станиной дробилки и называется эксцентриковым потому, что ось отверстия, в которое входит нижний конец вала 3, не совпадает с осью вращения OO_1 стакана. Таким образом, ось вала 3 наклонена к оси симметрии корпуса дробилки. Эксцентриковый стакан получает вращение от электродвигателя через шкив 8, приводной вал 7, коническую пару 6. При вращении эксцентрикового стакана 5 ось вала 3 описывает коническую поверхность с вершиной в точке подвеса вала O . Жестко закрепленный на валу 3 дробящий конус 4, совершает круговые качания, последовательно приближаясь к стенкам конической чаши и отдаляясь от них. За половину оборота эксцентрикового стакана ось вала 3 перемещается из положения OK в положение OK_1 , а дробящий конус – из положения $BEFD$ в положение $B_1E_1F_1D_1$. В последующую половину оборота ось вала 3 и дробящий конус 4 возвращаются в свои исходные положения. Приближение дробящего конуса к чаше 1 сопровождается дроблением кусков материала 2, поступающих в пространство между ними, а удаление – разгрузкой дробленого продукта, выходящего вниз, под дробилку. Основное дробящее действие конусных дробилок – раздавливание, но имеет место и разлом кусков при изгибе, возникающем при определенной форме кусков материала (рис. 1.10).

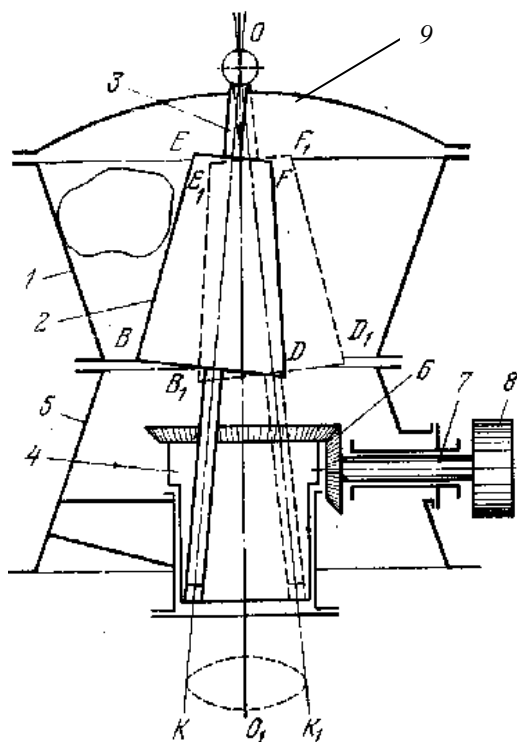


Рис. 1.9. Схема конусной дробилки крупного дробления с подвешенным валом:

- 1 – неподвижная коническая чаша; 2 – дробимый материал; 3 – вал; 4 – подвижный (дробящий) конус; 5 – эксцентриковый стакан; 6 – коническая зубчатая передача; 7 – приводной вал; 8 – муфта; 9 – траверса

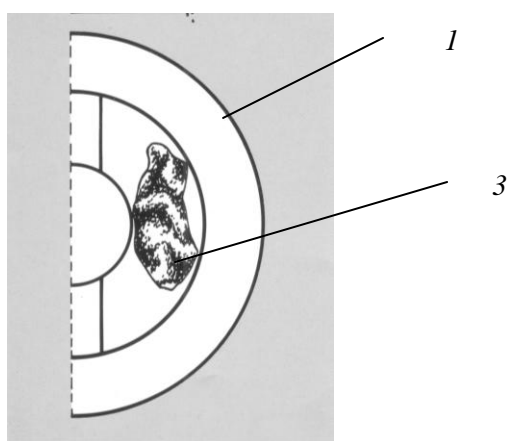


Рис. 1.10. Излом кусков при изгибе:

- 1 – неподвижная коническая чаша; 2 – дробящий конус; 3 – дробимый материал

При дроблении силы трения между кусками материала и поверхностью дробящего конуса настолько велики, что всегда заставляют вал 3 вращаться вокруг своей оси в направлении, обратном вращению эксцентрикового стакана. Поскольку силы трения, обуславливающие вращение вала 3 вокруг своей оси, при работе дробилки под нагрузкой непостоянны, постольку вал вращается вокруг своей оси с неопределенным и переменным числом оборотов. Дробление материала в конусных дробилках происходит непрерывно, так как при любом положении эксцентрикового стакана на поверхности неподвижной конической чаши 1 всегда имеется точка, к которой приближается дробящий конус и в которой, следовательно, происходит дробление. Непрерывность дробления позволяет строить конусные дробилки без тяжелых маховиков, а также, по сравнению со щековыми дробилками, увеличивать время дробления и производительность.

В конусных дробилках для среднего и мелкого дробления (рис. 1.11) дробящий конус 5, жестко закрепленный на валу 8, опирается на сферический подпятник 7. Ось вала 8 при вращении эксцентрикового стакана 1 описывает коническую поверхность с вершиной в точке O в центре соприкасающихся сфер – нижней поверхности конуса 5 и подпятника 7. Дробящий конус совершает внутри конической чаши круговые качания, подобные качаниям конуса у конусных дробилок крупного дробления с подвешенным валом. Дробленный продукт разгружается вниз под дробилку.

Отличительной особенностью дробилок среднего и мелкого дробления является то, что на станину 2 устанавливают опорное кольцо, представляющее собой цилиндрическую отливку, на внутренней поверхности которой выполнена винтовая нарезка. В нее вкручивают неподвижную коническую чашу 4. Кольцо скрепляется со станиной длинными болтами и пружинами 3. Сила прижатия кольца пружинами составляет 4 000 кН. Пружины служат для защиты дробилок от поломок. При попадании в камеру дробления недробимых предметов пружины под действием усилий, значительно превышающих нормальные, сжимаются, наружная чаша вместе с установочным кольцом приподнимается и недробимый предмет проходит через дробилку.

При эксплуатации конусных дробилок среднего и мелкого дробления необходимо обеспечить равномерное поступление в них

дробимого материала по всей окружности приемного отверстия. Для этого материал подают на распределительную тарелку б. В противном случае неравномерная загрузка камеры дробления приводит к одностороннему износу футеровки и дробилка будет выдавать закрученный продукт.

В целях предохранения от износа поверхность конических чаш дробилок и дробящих конусов покрыта футеровочными плитами из марганцовистой стали. Камеры дробления конусных дробилок крупного, среднего и мелкого дробления различаются конфигурацией (рис. 1.12, а, б). 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. Конфигурация рабочего пространства конусных дробилок для крупного дробления приспособлена к приему крупных кусков. Кольцевое пространство между дробящим конусом 2 и конической чашей 1 (рис. 1.12, а) расширяется в верхней части. Ширина выходной щели у современных дробилок составляет $(0,1 \div 0,2)V$, а максимальный диаметр дробящего конуса – приблизительно $1,5V$ (здесь V – ширина приемного отверстия дробилки).

Конфигурация камер дробления конусных дробилок для среднего и мелкого дробления предусматривает прием более мелкого материала и позволяет выдавать относительно равномерный по крупности кусков дробленый продукт. При максимальном сближении дробящего конуса с наружной чашей создается «параллельная зона» длиной l и шириной s , которая определяет размер кусков дробленого продукта (рис. 1.12, б). Камера дробления конусных дробилок для мелкого дробления имеет, по сравнению с камерами в дробилках среднего дробления, параллельную зону l большей длины и дробящий конус меньшей высоты. По этому последнему признаку конусные дробилки для мелкого дробления называют еще короткоконусными. Форма дробящих конусов дробилок среднего и мелкого дробления, отличающаяся пологостью, способствует

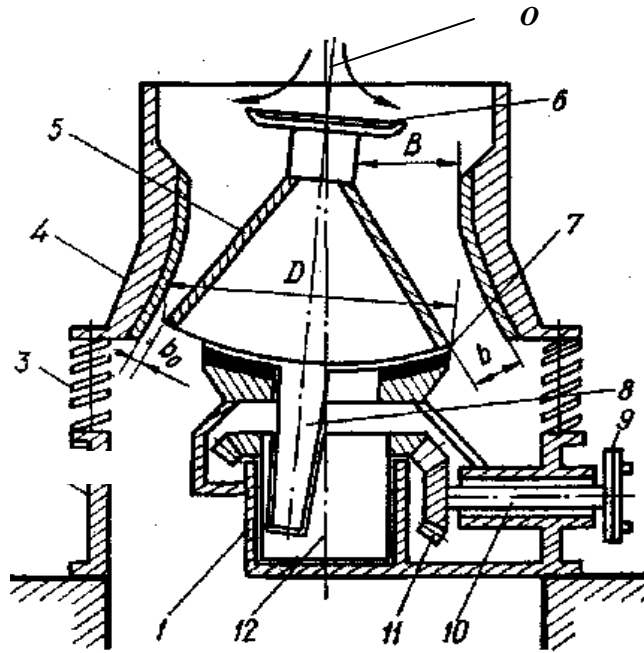


Рис. 1.11. Принципиальная схема конусной дробилки для среднего и мелкого дробления: 1 – эксцентриковый стакан; 2 – корпус дробилки (станина); 3 – пружина с болтом; 4 – неподвижная коническая чаша; 5 – подвижный (дробящий конус); 6 – распределительная тарелка; 7 – подпятник; 8 – вал; 9 – муфта; 10 – приводной вал; 11 – коническая зубчатая передача; 12 – ось эксцентрикового стакана

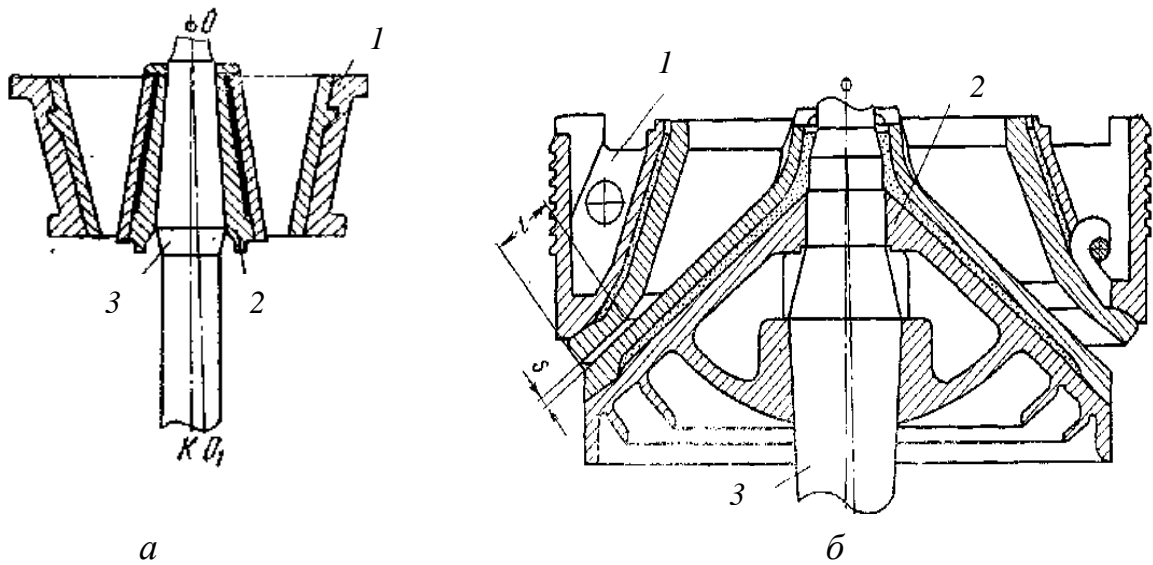


Рис. 1.12. Камера дробления конусной дробилки крупного дробления (а) и среднего и мелкого дробления (б):

1 – неподвижная коническая чаша; 2 – дробящий конус; 3 – вал конуса

повышению их производительности. В общем случае производительность дробилок пропорциональна площади выходной щели. Дробилки среднего и мелкого дробления должны работать при выходной щели небольшой ширины, а поэтому для увеличения площади щели увеличивают ее длину, что достигается применением пологих дробящих конусов. Кроме того, при пологих конусах увеличивается влияние качаний конуса, способствующих разгрузке дробленого продукта. 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 – более 100 мм.

Исходная руда загружается сверху в пространство между подвижным и неподвижным конусами, а дробленый продукт разгружается внизу под дробилку.

Ширина приемного отверстия у дробилок крупного дробления различных типоразмеров может быть от 500 до 1500 мм, что позволяет дробить руду с максимальной крупностью кусков 1200 мм. Технические характеристики конусных дробилок крупного дробления приведены в прил. 7.

Ширина выходной щели у дробилок различных типоразмеров – от 75 до 300 мм. Она может регулироваться поднятием дробящего конуса при навинчивании разрезной гайки на резьбу верхнего конца вала.

Конусные дробилки крупного дробления с гидравлическим регулированием выходной щели характеризуются наличием гидравлической системы, позволяющей изменять положение подвижного конуса по вертикали. Достоинство такого способа регулирования разгрузочного отверстия заключается в том, что оно автоматически защищает дробилку от поломок при попадании в нее недробимых тел (масло из-за повышения давления выдавливается из гидравлического цилиндра в аккумулялирующую емкость, и дробящий конус опускается вниз, увеличивая ширину выходной щели).

Пуск конусных дробилок крупного дробления осуществляется вхолостую. Загрузка дробилки рудой начинается после работы ее вхолостую в течение 2–3 мин. Это не относится к конусным дробилкам крупного дробления, способным работать под завалом (дро-

билки с гидравлическим регулированием выходной щели). В этом случае дробилка может быть остановлена и вновь пущена в работу с заполненной рудой рабочей зоной.

Если производительность дробилки соответствует грузоподъемности вагона (самосвала), то руда в нее может загружаться непосредственно из опрокидывающегося вагона. Дробилки небольших типоразмеров загружаются питателями из приемных устройств.

Для смазки трущихся частей дробилки предусмотрены централизованные системы жидкой и густой смазки.

Конусные дробилки крупного дробления более производительны по сравнению со щековыми, отличаются от них спокойным ходом, относительно меньшим расходом энергии и более равномерным по крупности дробленным продуктом.

Недостатки этих дробилок – сложность конструкции, что затрудняет их ремонт и обслуживание; непригодность для дробления липких и вязких руд из-за забивки выходной щели; большие габаритные размеры по высоте, что требует значительной высоты здания.

С учетом достоинств и недостатков выбирают дробилки определенного типа путем сравнения их технико-экономических показателей.

Все детали дробилки изготавливаются из сталей различных марок. Втулка эксцентрика и полусферический подпятник наплавляются сверху баббитом. Узлы эксцентрика, сферический подпятник, коническая зубчатая передача и другие трущиеся детали дробилок защищены от проникновения пыли из дробящего пространства специальным гидравлическим затвором.

Максимальный размер кусков руды, загружаемых в конусные дробилки среднего дробления, колеблется от 100 до 300 мм, а дробленный продукт имеет крупность от 12 до 60 мм. В дробилки мелкого дробления может подаваться руда с максимальным размером кусков от 35 до 100 мм, а размер кусков в дробленном продукте колеблется от 5 до 30 мм.

Выше указывалось, что конусные дробилки мелкого дробления имеют более крутой и короткий дробящий конус и более длинную параллельную зону между конусами. Эти отличительные особенности короткоконусных дробилок обеспечивают, с одной стороны, повышение их производительности благодаря большей скоро-

сти прохождения руды через зону дробления, с другой – получение более равномерного по крупности дробленого продукта и более высокую степень дробления.

Типоразмеры конусных дробилок среднего и мелкого дробления определяются диаметром подвижного дробящего конуса на уровне разгрузки дробленого продукта. Их технические характеристики приведены в прил. 8, 9 соответственно.

Достоинства конусных дробилок среднего и мелкого дробления – высокая производительность, большая степень дробления, наличие предохранительного устройства от поломок и равномерная загрузка руды с помощью распределительной тарелки.

Недостатки этих дробилок – относительная сложность конструкции, затрудняющая их ремонт и обслуживание; неудовлетворительная работа на глинистых и вязких рудах, которые быстро забивают выходную щель; ее ручная регулировка; применение пружин в качестве амортизаторов при перегрузке дробилки и попадании в нее недробимых предметов.

Эти недостатки частично ликвидируются в новых конструкциях дробилок отечественных заводов-изготовителей. В частности, прижатие конусов, амортизация и регулирование выходной щели осуществляются при помощи гидропневматической системы.

Вместо пружин у этих дробилок применяются пневматические цилиндры, наполненные азотом, а между опорным и регулирующим кольцами расположена резиновая кольцевая камера, заполненная жидкостью. Регулировка выходной щели производится изменением давления жидкости в гидроцилиндрах, соединенных с кольцевой камерой. Дробилки такой конструкции более пригодны для работы в автоматическом режиме.

В настоящее время более совершенной является конусная инерционная дробилка (КИД) [1, 4, 10]. Конструктивное отличие этих машин состоит в использовании вибрационного привода вместо эксцентрикового. Благодаря легкой регулировке инерционной силы вибровозбудителей, эти дробилки обеспечивают достижение степени дробления в широких пределах от 4 до 30. Кроме того, они не требуют защиты от попадания недробимых тел, не нуждаются в дозирующих питателях и массивных фундаментах.

Вибрационный привод позволяет использовать одну и ту же дробилку как для переработки руды, стройматериалов и твердых

сплавов, так и для переработки пищевых продуктов, древесины и ее отходов. При этом в дробилках могут реализовываться как сухие, так и мокрые процессы дезинтеграции. Важно отметить, что при мокром процессе производительность повышается в 2,5–3 раза по сравнению с сухим процессом.

Основной эффект при переработке руд с помощью конусных инерционных дробилок заключается в повышении извлечения ценных концентратов за счет повышения степени раскрытия сростков и снижения переизмельчения. Другой положительный эффект состоит в уменьшении капитальных и эксплуатационных затрат благодаря сокращению количества измельчительного оборудования.

1.3. Измельчение

Измельчение является заключительной операцией в цикле подготовки руды перед обогащением, связанной с уменьшением крупности ее кусков. Как правило, на измельчение поступает материал после дробления и имеет крупность менее 10–25 мм. В результате измельчения должен быть получен продукт, пригодный по крупности для последующего обогащения и содержащий полезные минералы в виде частиц, максимально освобожденных от пустой породы. Крупность частиц измельченного продукта обычно превышает 1 мм, но часто с целью полного раскрытия сростков руду измельчают до крупности частиц менее 0,1 мм и даже менее 0,074 мм.

Процесс измельчения осуществляется в аппаратах, называемых мельницами. Существуют разнообразные конструкции мельниц. На обогатительных фабриках и в рудоподготовительных отделениях металлургических предприятий применяются вращающиеся барабанные мельницы.

1.3.1. Устройство и принцип действия вращающихся барабанных мельниц

Барабанная мельница представляет собой пустотелый барабан 3, закрытый торцовыми крышками 2 и 4, в центре которых имеются полые цапфы 1 и 5 (рис. 1.13). Цапфы опираются на подшипники, и барабан вращается вокруг горизонтальной оси. Привод мельницы состоит из электродвигателя, редуктора (на рис. 1.13 не показаны) и

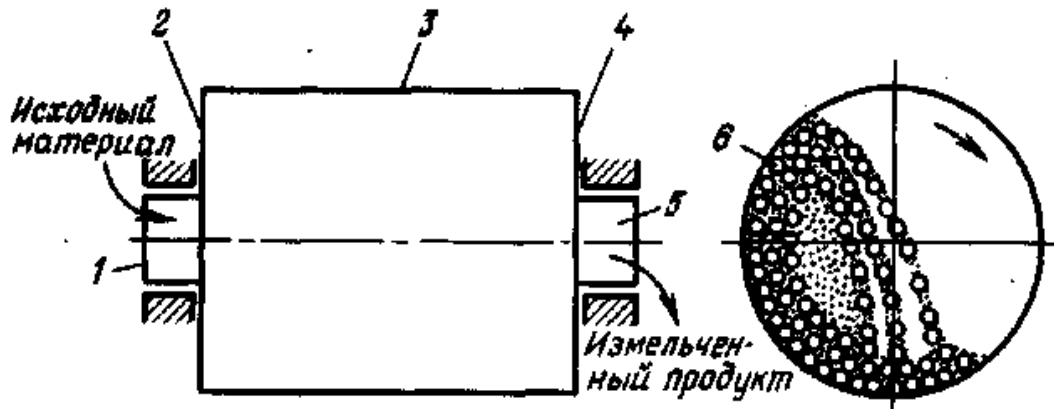


Рис. 1.13. Схема барабанной шаровой мельницы с центральной разгрузкой:
 1 – загрузочная цапфа; 2, 4 – торцевые крышки; 3 – барабан;
 5 – разгрузочная цапфа; 6 – дробящая среда

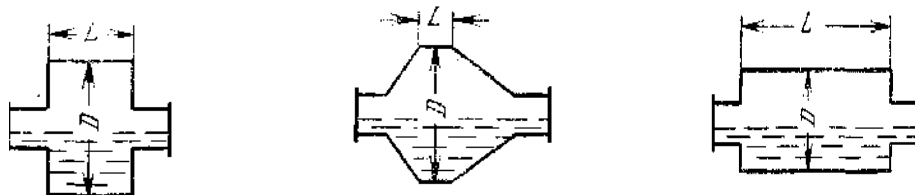


Рис. 1.14. Конструкции шаровых мельниц в зависимости от формы и длины барабана

открытой зубчатой передачи. Зубчатый венец закреплен болтами на фланцах барабана и крышки и приводится во вращение от электродвигателя посредством малой шестерни.

Внутренние поверхности барабана и торцевых крышек защищены от износа футеровочными плитами.

Исходный материал загружается в мельницу питателем через коническую горловину загрузочной цапфы 1, расширяющуюся в сторону движения материала, а измельченный продукт выгружается через разгрузочную цапфу 5.

Для доступа людей внутрь барабана с целью осмотра и ремонта, доставки футеровки и разгрузки изношенных шаров служит специальный люк. Если размеры внутреннего диаметра цапф позволяют производить эти операции, то люк отсутствует.

Барабан мельницы изготавливают сварным или клепаным из листовой стали толщиной 20 мм и более (в зависимости от диаметра барабана), а торцевые крышки отливают из чугуна или стали и соединяют с барабаном при помощи болтов.

Футеровочные плиты изготавливают из марганцовистой стали толщиной от 50 до 150 мм. Применяют также резиновую футеровку мельниц.

Барабан примерно наполовину объема заполняют дробящими телами (дробящей средой) б, которые при его вращении под действием центробежной силы и сил трения поднимаются на некоторую высоту, а затем свободно скатываются по внутренней поверхности барабана или, оторвавшись от нее, падают вниз. Материал измельчается непрерывно в течение всего времени его пребывания в барабане.

Через одну полуцапфу внутрь мельницы непрерывно подается измельчаемый материал, который проходит по направлению вдоль оси барабана и, подвергаясь воздействию дробящих тел, измельчается ударом, истиранием и раздавливанием. Измельченный продукт непрерывно разгружается через другую полуцапфу. При вращении барабана материал движется вдоль его оси вследствие перепада уровней загрузки и разгрузки и напора непрерывной подачи материала; если измельчение мокрое, то материал увлекается сливным потоком воды, а если сухое – воздушным потоком, возникающим при отсасывании воздуха из барабана.

В зависимости от формы барабана различают мельницы цилиндрические и конические. Последние, в свою очередь, бывают трех типов – короткие, длинные и трубные (рис. 1.14). У коротких мельниц длина меньше диаметра или близка к нему; у длинных она достигает 1–3 диаметров, а у трубных длина барабана больше диаметра не менее чем в 3 раза. Трубные мельницы применяются в цементной промышленности.

В зависимости от вида дробящей среды различают мельницы шаровые, стержневые, галечные и самоизмельчения. У шаровых мельниц дробящая среда представлена стальными или чугунными шарами; у стержневых – стальными стержнями; у галечных – окатанной кремневой галькой; у мельниц самоизмельчения – крупными кусками измельчаемой руды.

В зависимости от способа разгрузки измельченного продукта различают мельницы с центральной разгрузкой и разгрузкой через решетку. 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. С этой целью разгрузочная цапфа выполнена несколько большего диаметра, чем загрузочная цапфа. Мельницы с центральной разгрузкой (МШЦ) называют иногда мельницами сливного типа или мельницами с высоким уровнем пульпы.

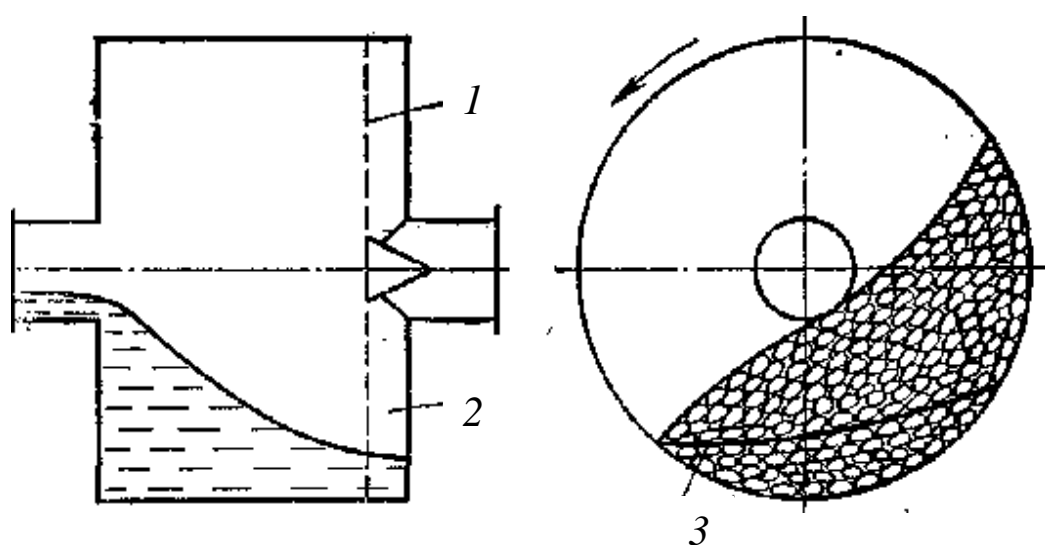
Шаровая мельница с разгрузкой через решетку (МШР), рис. 1.15, отличается от мельницы с центральной разгрузкой только конструкцией отдельных узлов, главным образом конструкцией узла разгрузки измельченного продукта.

Разгрузка измельченного продукта осуществляется через решетку 1, установленную у разгрузочного конца мельницы. Решетка мельницы собрана из отдельных стальных колосников (полос), стянутых болтами. Пространство между решеткой и торцевой крышкой 2 разделено перегородками-лифтерами на секторные камеры, открытые в разгрузочную цапфу. Прошедшая через решетку пульпа зачерпывается лифтерами, поднимается до определенного уровня и сливается в разгрузочную цапфу.

Решетки имеют трапецеидальное сечение отверстий (щелей) с расширением в сторону разгрузки материала. Суммарная площадь всех щелей (живое сечение) должна обеспечить свободный выход

измельченного продукта. В современных мельницах эта площадь составляет 20–30 % площади поперечного сечения барабана и примерно в 10 раз превышает площадь сечения разгрузочной цапфы.

При разгрузке мельницы через решетку создается большая разность уровней загружаемого и разгружаемого материалов (см. рис. 1.15). Это способствует быстрой разгрузке измельченного материала в камеру между решеткой и торцевой стенкой, т. е. продукт выходит из зоны измельчения значительно быстрее, чем при центральной разгрузке. Вследствие этого он меньше переизмельчается и производительность мельницы повышается.



В

*Рис. 1.15. Шаровая мельница с разгрузкой через решетку:
1 – решетка; 2 – пространство между решеткой и торцевой крышкой с разгрузочной цапфой; 3 – уровень пульпы*

Конструкция разгрузочного узла позволяет поддерживать в барабане более низкий уровень пульпы, что способствует более жестким ударам шаров и повышает интенсивность измельчения. Однако в этом случае наблюдается повышенный износ шаров и футеровки.

Разгрузочное устройство мельниц с решеткой может быть без регулирования и с регулированием уровня пульпы в барабане. В последнем случае регулировка уровня пульпы достигается в результа-

те установки специальной диафрагмы с круглыми отверстиями, часть из которых может закрываться пробками. Регулируя уровень пульпы в барабане, можно изменять крупность измельченного продукта, его гранулометрический состав и производительность мельницы.

В мельницах этого типа можно поддерживать низкий уровень пульпы и в то же время более высокое наполнение шарами по сравнению с мельницами с центральной разгрузкой. При низком уровне пульпы время ее пребывания в мельнице сокращается, вследствие чего уменьшается ошламование материала. Кроме того, при низком уровне пульпы шары работают более эффективно, чем при высоком уровне, так как удары шаров не смягчаются толстым слоем пульпы. Наличие решетки дает возможность не только поддерживать более высокое наполнение мельницы шарами, но и применять мелкие шары без опасений, что они будут выноситься из мельницы. По указанным причинам мельницы с разгрузкой через решетку более производительны на единицу объема и выдают материал с меньшим содержанием шламов.

Недостатки мельниц с решеткой – сложность конструкции разгрузочного узла, большая стоимость мельницы и необходимость более внимательного обслуживания в связи с возможностью забивки сеток изношенными шарами и рудой. Тем не менее технологические преимущества этого типа мельниц столь значительны, что они широко применяются.

Технические характеристики шаровых мельниц с разгрузкой через решетку приведены в прил. 10.

Мельницы характеризуются внутренним диаметром D барабана (при снятой футеровке) и его рабочей длиной L (см. рис. 1.14).

Цилиндрические шаровые и стержневые мельницы широко применяются на обогатительных фабриках для измельчения руд. Стержневые мельницы могут быть использованы как аппараты мелкого дробления перед шаровыми мельницами и для измельчения мелковкрапленных руд перед гравитационными или электромагнитными процессами обогащения. Галечные мельницы применяются в тех случаях, когда нельзя допустить даже ничтожных примесей железа к измельчаемому материалу. Мельницы самоизмельчения в последние десятилетия внедряются в практику измельчения руд. Самоизмельчение успешно конкурирует с измельчением стальной

средой и в некоторых случаях не только удешевляет процесс рудоподготовки, но и улучшает технологические показатели переработки руд. Уменьшается переизмельчение руды, благодаря разлому кусков преимущественно по межзерновым контактам, т. е. по наиболее ослабленным местам кристаллической структуры

Процесс самоизмельчения не универсален, т. е. его без предварительных испытаний нельзя рекомендовать для всех материалов и руд. Наиболее подходят для самоизмельчения хрупкие руды зернистого сложения.

Для выбора процесса рудоподготовки самоизмельчением необходимо провести полупромышленные, а лучше промышленные исследования по самоизмельчению данной руды.

Основная технологическая особенность рудного самоизмельчения, отличающего этот процесс от измельчения в мельницах со стальной средой, накапливание в мельнице кусков критического размера, т. е. кусков размерами от 15–40 мм, которые слишком малы, чтобы дробить другие куски, и слишком велики и прочны, чтобы быть раздробленными крупными кусками. Применяют различные способы предотвращения этого явления (добавка крупных стальных шаров, вывод кусков критического размера для додрабливания их).

Для борьбы с накапливанием критических кусков в мельнице рудного самоизмельчения приходится принимать специальные меры, которые усложняют работу фабрики.

2. РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

2.1. Исходные данные для расчета

2.1.1. Производительность обогатительной фабрики и время работы дробильного отделения

Под производительностью фабрики понимается производительность главного цеха фабрики, т. е. цеха обогащения. Если режим работы отдельных цехов не совпадает с режимом работы главного цеха, то это различие необходимо учитывать при определении суточной производительности таких цехов. Например, если цех дробления работает 6 дней в неделю, а главный цех – 7 дней, то суточная производительность цеха дробления должна быть в $7/6$ раза больше производительности главного цеха.

Как правило, выдача руды из рудника происходит в первую и вторую смены, поэтому и дробильное отделение фабрики в этом случае работает также в две смены. При большой производительности рудника и фабрики доставка руды производится в течение всех трех смен, поэтому на крупных фабриках дробильные отделения работают в три смены, хотя это и создает несколько более трудные условия для ремонта оборудования.

Руда размером мельче 300–500 мм допускает установку перед операциями дробления бункеров с достаточной емкостью, что делает работу цеха дробления не зависящей от условий доставки полезного ископаемого на фабрику. В этом случае для фабрик малой производительности дробильное отделение следует проектировать на работу в одну смену, чем достигается экономия в рабочей силе. Для фабрик средней производительности (от 500 до 2000 т/сут) дробильные отделения и в случае поступления мелкой руды обычно проектируются на работу в две смены.

Число часов работы дробильного отделения в сутки в зависимости от числа смен принимается: при работе в одну смену – 6 (7) часов, при работе в две смены – 12 (14) часов и при работе в три смены – не более 18–21 часа. Остальное время тратится на пуск, остановку и мелкий ремонт оборудования. Время работы цеха измельчения 24 часа.

2.1.2. Выбор схемы дробления

Схема рудоподготовки, включающая операции дробления, грохочения и измельчения, намечается исходя из свойств руды на основе результатов исследований обогатимости, технологических характеристик оборудования, которое возможно применить, и опыта переработки аналогичных по свойствам и составу руд. Крупность материала, подаваемого на фабрику, определяется проектом горной части, крупность материала, поступающего в первый прием обогащения, и сам способ обогащения устанавливаются в зависимости от испытаний на обогатимость. Физические свойства руды – крепость, гранулометрический состав, влажность, содержание глины, дробимость, грохотимость, измельчаемость – определяют способ дробления, грохочения и измельчения и тип аппаратов для выполнения этих операций. На выбор схемы оказывают влияние и общие условия проектирования: климатические условия района, производительность предприятия, способ разработки месторождения, способ подачи руды на фабрику и многие другие, например: при глинистой, влажной руде, липкой и нетранспортабельной, возможно, потребуется промывка руды, а иногда, по условиям смерзаемости, и подсушка руды. Иногда требуются выделение мелочи и отдельное складирование кусковой руды. Для проектировщика очень важно знать данные эксплуатации обогатительных фабрик, работающих на рудах, подобных исследуемым. Применение в проекте проверенных решений позволит избежать ошибок, которые трудно исправить на построенной фабрике, а перестройка некоторых технологических узлов потребует больших затрат и будет вызывать потерю времени на освоение производственной мощности предприятия.

Операции дробления применяются для подготовки полезного ископаемого к измельчению в мельницах или подготовки его непосредственно к операциям обогащения, если руда с крупной вкрапленностью полезных минералов. На дробильно-сортировочных фабриках операции дробления имеют самостоятельное значение.

В схемы дробления обычно включают операции предварительного и поверочного грохочения. Их принято относить к той операции дробления, в которую поступает верхний продукт грохота.

Предварительное грохочение. Операции предварительного грохочения применяются:

- для сокращения количества материала, поступающего в операции дробления (за счет отсева мелочи);
- для увеличения пропускной способности дробилки путем удаления из руды мелочи, которая уменьшает подвижность материала в рабочей зоне дробилки.

Увеличение пропускной способности при введении предварительного грохочения особенно заметно для конусных дробилок среднего дробления, более склонных к забиванию по сравнению с дробилками щековыми и конусными для крупного дробления. При рудах со значительной влажностью предварительное грохочение, при котором удаляется наиболее влажный мелкий класс, сильно облегчает работу дробилок.

Введение в схему дробления операций предварительного грохочения вызывает увеличение капитальных затрат и усложняет цех дробления. Поэтому предварительное грохочение следует применять при достаточно высоком содержании отсеваемого класса в исходном материале, а также при высокой влажности этого класса, когда значительно понижается производительность дробилки. В первой стадии при больших размерах выпускной щели (более 100 мм) мелкая руда свободно проходит через дробилку, и предварительное грохочение имеет значение только для повышения пропускной способности всего узла грохот – дробилка. Поэтому если дробилка, выбранная по размеру поступающего куска, обеспечивает заданную производительность без установки грохота, то предварительное грохочение не предусматривается. Если же отказ от грохочения предопределяет установку двух дробилок крупного дробления, то следует остановиться на варианте установки одной дробилки с предварительным грохочением, поскольку установка второй дробилки почти удваивает капитальные затраты на строительство отделения крупного дробления.

Во второй стадии дробления предварительное грохочение предусматривается в большинстве случаев. Но если дробилки среднего дробления, связанные с дробилками мелкого дробления, обеспечивают производительность без отсева мелочи, то предварительное грохочение не предусматривается. При решении этого вопроса

следует учесть и свойства руды в отношении влажности и возможной подпрессовки дробилки мелкой рудой.

В третьей стадии дробления при малых выходных щелях (6–7 мм) предварительное грохочение должно применяться во всех случаях. Это подтверждается анализом схем дробления фабрик. На фабриках для железных руд большой производительности нет предварительного грохочения перед первой стадией дробления. То же можно сказать и относительно фабрик для медных руд.

Поверочное грохочение. Целью поверочного грохочения является возврат недодробленного материала, называемого избыточным зерном, обратно в операцию дробления. Поверочное грохочение дает возможность, с одной стороны, понизить крупность продукта, выдаваемого из рассматриваемой стадии дробления, а с другой – улучшить использование установленного дробильного аппарата.

Операция дробления вместе с относящимися к ней операциями грохочения составляет стадию дробления, а совокупность стадий дробления – схему дробления.

Стадии дробления имеют четыре разновидности:

- операции предварительного грохочения, дробления и поверочного грохочения;
- операции предварительного грохочения и дробления;
- операции дробления и поверочного грохочения;
- операции дробления.

Разновидность стадий дробления имеет вариант с совмещенными операциями предварительного и поверочного грохочения. Крупность получаемых при дроблении продуктов и нагрузка на аппараты в обоих вариантах остаются одинаковыми, но транспортные потоки – разными.

Схемы дробления включают одну, две, три и более стадий дробления. Число одностадиальных схем равно числу разновидностей стадий дробления, т. е. равно четырем. Число возможных вариантов двухстадиальных схем дробления значительно больше. Каждый вариант одностадиальной схемы дробления может быть развит в двухстадиальную схему путем дополнения его любой из четырех разновидностей стадий дробления.

Для выбора рациональной схемы дробления из большого числа возможных схем необходимо решить следующие вопросы: о

числе стадий дробления; о необходимости операций предварительного и поверочного грохочения в отдельных стадиях дробления.

2.1.3. Число стадий дробления

Число стадий дробления определяется начальной и конечной крупностью дробимого материала.

Наиболее крупная руда получается при открытых работах и большой производительности, а наименее крупная – при подземных работах и малой производительности рудника.

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

В настоящее время принята оптимальная крупность максимального куска руды, поступающей в отделение измельчения: для стержневых мельниц 15–20 мм; для шаровых мельниц 10–15 мм [7].

При рудах, легко разрушаемых в начальной стадии измельчения, а также при глинистых и влажных рудах крупность материала, поступающего в стержневые мельницы, можно увеличить до 20–25 мм.

Первое правило выбора схемы дробления: число стадий дробления при подготовке руд к измельчению должно равняться двум или трем. Исключения из этого правила могут быть сделаны для обогатительных фабрик очень большой (свыше 40–60 тыс. т/сут) производительности, при поступлении на фабрику крепких руд, при дроблении которых получают куски плитняковой формы (например, типа магнетитовых кварцитов Кривого Рога). В этом случае применяются четырехстадиальные схемы дробления [7].

2.1.4. Характеристика исходных данных

Приводимые ниже обоснование и разбор схемы относятся в основном к рудам крепким и средней крепости, для дробления которых можно применять щековые и конусные дробилки, а для измельчения – барабанные мельницы.

На рис. 2.1 приведена технологическая схема получения из исходной руды с максимальной крупностью D_{\max} продукта для

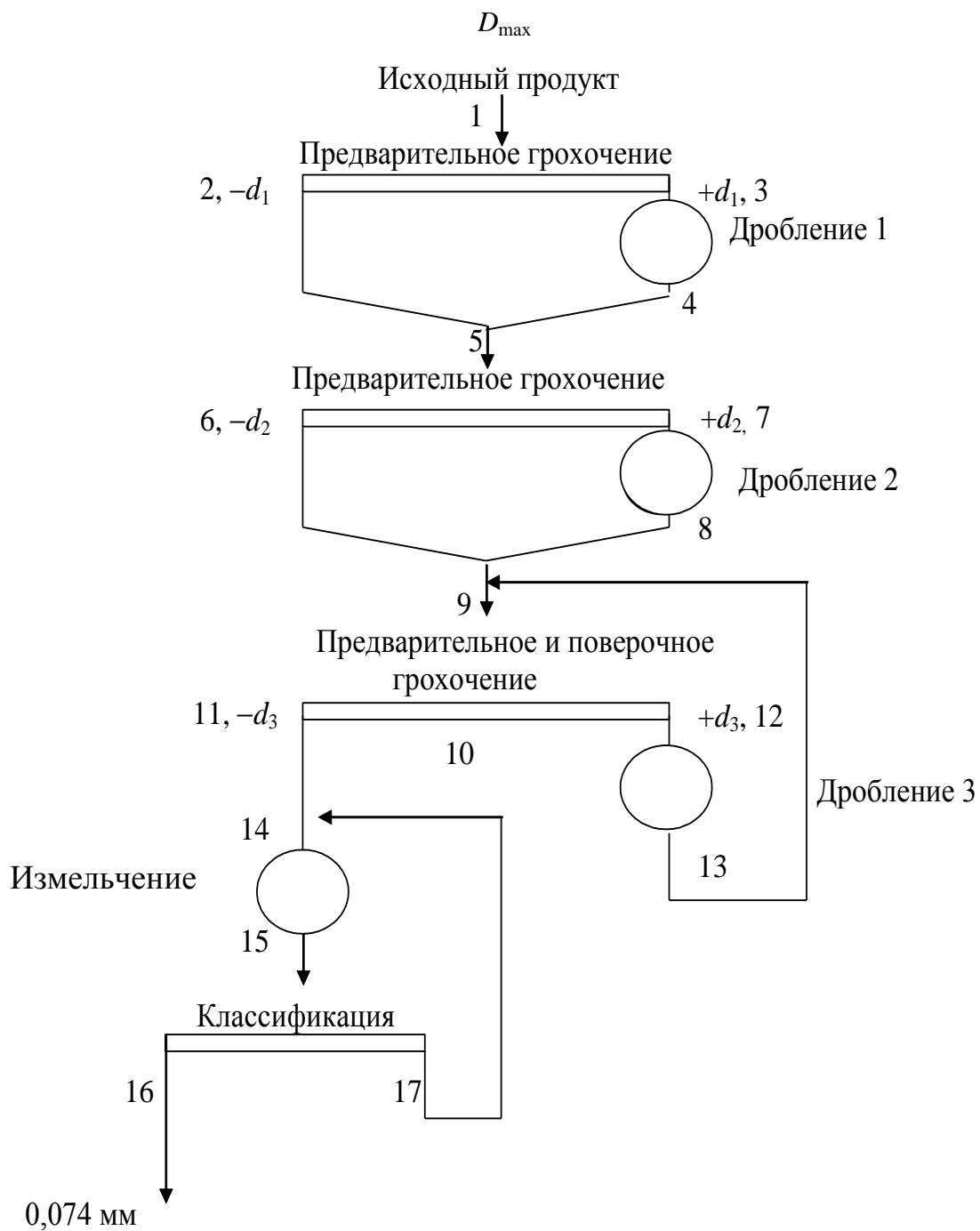


Рис. 2.1. Технологическая схема операций дробления и измельчения

обогащения с максимальной крупностью d_{\max} . Подготовка руды происходит в цехе дробления в три стадии. Первые две стадии – крупное и среднее дробление руды в открытом цикле с предварительным грохочением. Третья стадия – мелкое дробление руды в замкнутом цикле с совмещенным предварительным и поверочным грохочением.

Гранулометрические характеристики исходной руды, дробленых продуктов после первой, второй и третьей стадий дробления задаются преподавателем.

Для цеха измельчения принята одностадиальная схема измельчения – шаровая мельница с разгрузкой через решетку, работающая в замкнутом цикле с классификатором (поверочная классификация). При поверочной классификации из измельченного в мельнице продукта выделяется продукт назначенной крупности (слив), в нашем случае $-0,074$ мм (-200 меш). Крупный продукт (пески) возвращается в ту же мельницу на доизмельчение.

Содержание материала крупностью $-0,074$ мм (-200 меш) в питании мельниц и в продукте после измельчения задается преподавателем.

2.2. Расчет трехстадиальной схемы дробления с замкнутым циклом в третьей стадии

Расчет количественной схемы заключается в определении массы и выходов всех продуктов, а также характеристик крупности продуктов 5, 9 и 10 (рис. 2.1). Расчет ведется по стадиям. Определяют общую степень дробления для цеха дробления:

$$i_n = D_{\max} / d_{\max},$$

где i_n – общая степень дробления для цеха дробления; D_{\max} – диаметр максимального куска в исходной руде; d_{\max} – диаметр максимального куска в питании мельниц.

Подбирают степень дробления для каждой стадии:

$$i_n = i_1 i_2 i_3,$$

где i_n – общая степень дробления для цеха дробления; i_1, i_2, i_3 – степени дробления в 1, 2, 3 стадиях дробления соответственно.

2.3. Расчет первой стадии дробления

2.3.1. Расчет и выбор дробилок

Для крупного дробления твердых и средней твердости руд применяют конусные и щековые дробилки согласно прил. 4, 6, 7 или учебникам [1, прил. 9 и 10; 4, прил. 5–7], поэтому необходимо проводить технико-экономические сравнения двух вариантов использования названных конструкций дробилок. Дробилки выбирают по каталогам заводов-изготовителей или справочной литературе в зависимости от размеров приемного (загрузочного) отверстия и выходной (разгрузочной) щели. Ширина приемного отверстия (щели) должна быть на 15–20 % больше диаметра наибольшего куса материала, поступающего в дробилку [1], т. е.

$$B = (1,15 \div 1,20) D_{\max},$$

где B – ширина приемного отверстия дробилки, мм; D_{\max} – диаметр максимального куска в исходном материале, поступающем на дробление, мм.

Разгрузочная щель дробилки S должна быть на 20 % меньше максимального куска в дробленой руде после данной стадии дробления d_1 , т. е.

$$S = 0,8d_1,$$

$$d_1 = \frac{D_{\max}}{i_1}.$$

По вычисленным величинам ширины приемного отверстия B и выходной щели S проверяют возможность установки дробилок выбранного размера по прил. 4, 6, 7 или по каталогам [1, прил. 9 и 10; 2, прил. 5–7]. Если дробилка позволяет получить требуемую ширину разгрузочной щели S_1 , то принятая нами степень дробления i_1 для расчетной стадии может быть осуществлена. Если же нужную ширину выходной щели S_1 получить нельзя, то надо изменить принятую степень дробления i_1 так, чтобы вычисленная ширина находилась бы в пределах изменения ширины разгрузочной щели принятой к установке дробилки. По уточненной степени дробления определяют диаметр максимального куска d_1 в продукте после дробления. Для расчета схемы дробления необходимо знать содержание класса $-d_1$ мм, т. е. (β^{-d_1}) , которое определяют по графику

характеристики крупности исходной руды, построенному по исходным данным. После этого приступают к определению масс и выходов 2, 3, 4 и 5 продуктов предложенной в проекте схемы (рис. 2.1):

$$Q_1 = Q / T,$$

где Q – заданная производительность фабрики, т/сут; T – время работы цеха дробления, ч; Q_1 – часовая производительность цеха дробления;

$$Q_2 = Q_1 \beta^{-d_1} E_1,$$

где β^{-d_1} – содержание класса $-d_1$ в исходной руде в долях единицы (определяется по графику характеристики крупности исходной руды); E_1 – эффективность грохочения грохота в долях единицы.

Для предварительного грохочения следует установить колосниковый грохот, так как в эту операцию поступает исходная руда, т. е. крупнокусковой материал. Согласно литературным данным [7], эффективность грохочения колосникового грохота $E_1 = 0,6 \div 0,7$.

Согласно схеме:

$$Q_3 = Q_1 - Q_2; \quad Q_4 = Q_3; \quad Q_5 = Q_1; \quad \gamma_1 = 100; \quad \gamma_2 = Q_2 \cdot 100 / Q_1; \\ \gamma_3 = 100 - \gamma_2; \quad \gamma_4 = \gamma_3; \quad \gamma_5 = \gamma_1.$$

После определения выходов продуктов 2 и 3 (γ_2 и γ_3 соответственно) переходят к окончательному выбору дробилок крупного дробления путем технико-экономического сравнения вариантов установки щековой или конусной дробилок.

Производительность щековых дробилок для крупного дробления, а также конусных дробилок для крупного, среднего и мелкого дробления, несмотря на то, что она может быть подсчитана и теоретическим путем, обычно выбирают для упрощения подсчетов по данным каталогов с введением поправок на величину насыпной плотности и ширину выпускной щели.

Производительность щековой и конусной дробилок при требуемой ширине разгрузочной щели определяют по данным прил. 4, 6, 7 или каталогам [1, прил. 9, 10; 4, прил. 5–7]. В справочных таблицах обычно указана производительность при максимальном и минимальном размерах щелей дробилок. Поэтому производительность дробилки ($q_{\text{расч}}$) при намеченной ширине разгрузочной щели (s_1) определяют по данным каталога путем интерполяции:

$$q_{\text{расч}} = q_{\text{min}} + \frac{q_{\text{max}} - q_{\text{min}}}{s_{\text{max}} - s_{\text{min}}} (s_1 - s_{\text{min}})$$

$$q_{\text{расч}} = q_{\text{max}} - \frac{q_{\text{max}} - q_{\text{min}}}{s_{\text{max}} - s_{\text{min}}} (s_{\text{max}} - s_1)$$

где $q_{\text{расч}}$ – искомая производительность дробилки при требуемой ширине разгрузочной щели (s_1), м³/ч; q_{max} , q_{min} – максимальная и минимальная производительность дробилки по данным каталога; s_{max} , s_{min} – максимальная и минимальная ширина разгрузочной щели по каталогу, мм; s_1 – расчетная ширина разгрузочной щели, мм.

Если в каталоге приведена одна величина выходной щели $s_{\text{ном}}$ и соответствующая номинальная производительность $Q_{\text{ном}}$, то

$$q_{\text{расч}} = Q_{\text{ном}} \cdot s_1 / s_{\text{ном}}.$$

Количество щековых или конусных дробилок (n_1 , n'_1), необходимое для обеспечения заданной производительности, определяют по формуле

$$n_1 = Q_3 / q_{\text{расч}} \quad \text{или} \quad n'_1 = Q_3 / q'_{\text{расч}},$$

где Q_3 – количество руды, поступающей на первую стадию дробления; $q_{\text{расч}}$ и $q'_{\text{расч}}$ – производительность щековой и конусной дробилок соответственно при расчетной ширине разгрузочной щели.

Значения n_1 и n'_1 округляют до целой цифры в большую сторону. Определяют коэффициент загрузки щековой и конусной дробилок l_1 и l_2 :

$$l_1 = \frac{Q_3}{n_1 q_{\text{расч}}} 100; \quad l_2 = \frac{Q_3}{n'_1 q'_{\text{расч}}} 100.$$

Значения l_1 и l_2 не должны превышать 100 %.

При выборе дробилок первой стадии дробления все данные заносят в табл. 4.

Предпочтение следует отдавать [7]:

- одному крупному агрегату перед несколькими меньших размеров, так как установка нескольких дробилок связана с устройством дополнительных приемных бункеров и питателей;
- оборудованию с большим коэффициентом загрузки;
- дробилке с меньшей установочной мощностью.

Таблица 4

Сравнение щековой и конусной дробилок
для первой стадии дробления

Тип дробилки	Число дробилок	Коэффициент загрузки, %	Производительность дробилки, т/ч		Число часов работы дробилки, ч		Масса дробилки, т		Установочная мощность, кВт	
			одной	всех	одной	всех	одной	всех	одной	всех
Конусная										
Щековая										

Помимо производительности и крупности максимальных кусков руды при выборе типа дробилки нужно учитывать и другие условия: щековые дробилки проще в конструктивном отношении, занимают меньше места по высоте, менее склонны к заглошению при дроблении влажных и содержащих глину руд, более приспособлены для дробления вязких руд, требующих увеличенной амплитуды качания [7]. С другой стороны, щековые дробилки требуют более равномерного питания, они не могут работать «под завалом» и поэтому нуждаются в установке питателя. Щековые дробилки менее приспособлены для дробления плитнякового материала, так как в случае расположения большого плоского куска параллельно неподвижной щеке в дробилке будут возникать большие напряжения; кроме того, при плитняковой руде щековая дробилка будет выпускать более крупный продукт, чем конусная.

Если сравнение по установочной мощности, массе, стоимости и техническим условиям не покажет явного преимущества конусной дробилки, то следует выбрать щековую дробилку как более простую и более надежную в эксплуатации машину.

2.3.2. Расчет колосникового грохота

Неподвижные колосниковые грохоты часто применяют при предварительном грохочении руды перед первой стадией дробления. В нижний класс в этом случае выделяется крупный материал, в то же время в этой операции вполне допустима пониженная эф-

фективность грохочения, так как дробилка проектируется с известным запасом производительности.

Неподвижные колосниковые грохоты применяют только при крупном грохочении, когда размер отверстий грохота не меньше 50 мм. При меньшей величине отверстий неподвижные колосниковые грохоты подвержены забиванию, что обуславливает резкое понижение эффективности грохочения. К основным недостаткам неподвижных колосниковых грохотов относятся: низкая эффективность грохочения, обычно не превышающая 60–70 %; забивание колосниковой решетки в случае малой ширины отверстий; сравнительно сильное крошение при грохочении хрупких материалов; большая высота, требуемая для установки грохота. Основные же достоинства неподвижного колосникового грохота заключаются в его дешевизне, простоте и прочности конструкции. Неподвижные колосниковые грохоты следует устанавливать во всех случаях для крупного грохочения, когда допустима пониженная эффективность грохочения и когда крошение материала не имеет существенного значения для последующей обработки или последующего использования полезного ископаемого. Прочность, присущая колосниковым грохотам, особенно важна в случае их загрузки непосредственно из опрокидывающихся вагонов или из кузовов грузовых автомобилей, а также при подаче питателем на грохот руды с очень крупными кусками. При решении вопроса о возможности установки неподвижного колосникового грохота должна быть учтена неизбежная потеря высоты при прохождении материала через грохот.

В первой стадии дробления количество грохотов должно быть равном числу дробилок, так как верхний класс колосникового грохота в дробилку поступает самотеком.

Размеры колосникового грохота должны удовлетворять двум условиям:

- а) обеспечение требуемой производительности;
- б) обеспечение продвижения руды по грохоту самотеком.

$$F = \frac{Q_1}{2,4 a n}.$$

Первое условие требует, чтобы площадь каждого колосникового грохота была не менее определяемой по формуле, где a – ширина щели между колосниками грохота, мм; n – количество дробилок.

лок, а следовательно, и грохотов, шт.; Q_1 – производительность цеха дробления, т/ч; F – площадь просеивающей поверхности грохота, м².

Обычно площадь по расчету получается весьма малой и размеры грохота назначаются конструктивно.

Второе условие требует, чтобы ширина грохота превышала диаметр максимального куса в материале в 2–3 раза [1]. При такой ширине грохота исключается заклинивание руды и задержка продвижения материала по просеивающей поверхности грохота:

$$B = (2 \div 3) D_{\max}.$$

Длину грохота необходимо принимать в два раза больше ширины, $L \geq 2B$ [7]. В этом случае площадь грохота определится из выражения

$$F = B L.$$

Из двух полученных значений площади грохота F к установке принимают большую величину.

2.4. Расчет второй стадии дробления

2.4.1. Расчет и выбор дробилок

Для среднего дробления твердой и средней твердости руд при подготовке их для измельчения в шаровых мельницах в практике проектирования обогатительных фабрик выбирают обычно конусные дробилки.

Среднее и мелкое дробление твердых и средней твердости руд осуществляется в быстроходных конусных дробилках. Основными преимуществами конусных дробилок для среднего и мелкого дробления, по сравнению, например, с валковыми, являются [7]:

- большая производительность как абсолютная (для наибольших дробилок), так и на единицу массы машины;
- более высокая степень дробления за один прием.

Выбор конусных дробилок для среднего и мелкого дробления производится по данным каталогов с учетом требуемой производительности, крупности дробленого и исходного продуктов и плотности дробимого материала. Выбор дробилки для второй стадии дробления, так же как и для первой стадии, начинают с определения ширины загрузочного и разгрузочного отверстий.

$$B_2 = 1,2 \frac{D_{\max}}{i_1} = 1,2d_1,$$

где B_2 – ширина приемного отверстия дробилки, мм; d_1 – диаметр максимального куска в руде, поступающего в дробилку второй стадии дробления.

Известно [1], что выход избыточного зерна (крупнее размера выпускной щели) в конусных дробилках для среднего дробления составляет 43–53 % и номинальный размер наибольшего куска в 2,2–2,5 раза больше размера выпускной щели, поэтому разгрузочную щель уменьшают до размера $S_2 = d_2 / 2,5$.

После расчетов размеров загрузочного и разгрузочного отверстий к установке по прил. 8, по каталогу или любой справочной литературе [1, прил. 11; 4, прил. 9] выбирают подходящую дробилку. Если окажется, что расчетная ширина щели не обеспечивается, то в этом случае осуществляют корректировку степени дробления.

Для расчета второй стадии дробления необходимо знать характеристику крупности продукта, поступающего в нее, т. е. продукта 5. Гранулометрическая характеристика определяется аналитическим путем исходя из характеристик продуктов 2 и 4 (см. рис. 2.1). При определении характеристики продукта 2 допускают, что эффективность грохочения колосникового грохота постоянна для всех классов крупности нижнего материала и равна принятой эффективности грохочения. Характеристика продукта 4 задана преподавателем. Результаты вычислений заносят в табл. 5.

В продукте 5 (см. рис. 2.1) максимальным куском будет $d_1 = D_{\max} / i_1$. Следовательно, в этом продукте присутствуют куски всех размеров от d_1 до 0 мм. Поэтому для определения характеристики крупности продукта 5 весь диапазон размеров от d_1 до 0 мм разбивают на 5–6 классов с учетом шкалы классификации. В Microsoft Excel или на миллиметровой бумаге строят характеристики крупности продуктов 1 и 4 по выданным заданиям. Затем по характеристикам определяют кумулятивные содержания классов $\beta_1^{-d_1}$ и $\beta_4^{-d_1}$, соответствующих значениям $0-d_1$, $0-d'_1$, $0-d''_1$, $0-d'''_1$ и т. д. Эти значения записывают в графы 2 и 4 табл. 5. Для заполнения графы 3 значения $\beta_1^{-d_1}$ определяют по формуле

$$\beta_2^{-d_1} = \frac{Q_1 \cdot \beta^{-d_1} \cdot E_1}{Q_2},$$

где E_1 – эффективность грохочения колосникового грохота в долях единицы; Q_2 – масса продукта 2, т/ч.

Таблица 5
Расчет характеристики крупности продукта 5 (9 или 10)

Классы крупности, мм	Кумулятивные выходы или содержания классов по «минусу» в долях единицы					Суммарные выходы по «плюсу» продукта 5, %
	Продукт 1	Продукт 2	Продукт 4	Продукт 5		
				доли	проценты	
1	2	3	4	5	6	7
$0-d_1$	$\beta_1^{-d_1}$	$\beta_2^{-d_1}$	$\beta_4^{-d_1}$	$\beta_5^{-d_1}$	$\beta_5^{-d_1} 100$	$\left(1 - \beta_5^{-d_1}\right) 100$
$0-d'_1$	$\beta_1^{-d'_1}$	$\beta_2^{-d'_1}$	$\beta_4^{-d'_1}$	$\beta_5^{-d'_1}$	$\beta_5^{-d'_1} 100$	$\left(1 - \beta_5^{-d'_1}\right) 100$
$0-d''_1$	$\beta_2^{-d''_1}$	$\beta_2^{-d''_1}$	$\beta_4^{-d''_1}$	$\beta_5^{-d''_1}$	$\beta_5^{-d''_1} 100$	$\left(1 - \beta_5^{-d''_1}\right) 100$
$0-d'''_1$	$\beta_1^{-d'''_1}$	$\beta_2^{-d'''_1}$	$\beta_4^{-d'''_1}$	$\beta_5^{-d'''_1}$	$\beta_5^{-d'''_1} 100$	$\left(1 - \beta_5^{-d'''_1}\right) 100$

Для заполнения графы 5 табл. 5 определяют содержание искомым классов в продукте 5 по формуле

$$\beta_5^{-d_1} = \frac{\beta_2^{-d_1} \cdot Q_2 + \beta_4^{-d_1} \cdot Q_4}{Q_5}.$$

В графу 6 табл. 5 занесены выходы продукта 5 в процентах. Графа 7 дает кумулятивную характеристику по «плюсу» этого же продукта. После построения характеристики крупности продукта 5 определяют массу и выход продуктов 6, 7, 9 (см. рис. 2.1).

$$Q_6 = Q_5 \cdot \beta_5^{-d_2} \cdot E_2; \quad Q_7 = Q_5 - Q_6; \quad Q_8 = Q_7; \quad Q_9 = Q_5;$$

$$\gamma_6 = Q_6 100 / Q_5; \quad \gamma_7 = 100 - \gamma_6; \quad \gamma_8 = \gamma_7; \quad \gamma_9 = \gamma_5 = 100,$$

где $\beta_5^{-d_2}$ – содержание класса $-d_2$ в продукте 5 в долях единицы; E_2 – эффективность грохочения грохота перед второй стадией дробления в долях единицы, для вибрационных грохотов $E_2 = 0,8-0,85$ [7]; Q_6, Q_7, Q_8, Q_9 – массовые выходы продуктов 6, 7, 8, 9, т/ч; $\gamma_5, \gamma_6, \gamma_7, \gamma_8, \gamma_9$ – выходы продуктов 5, 6, 7, 8, 9, %.

Далее рассчитывают необходимое количество дробилок для второй стадии дробления n_2 :

$$n_2 = Q_7 / q_2,$$

где q_2 – производительность одной дробилки, определяемая по прил. 8 или по каталогам [1, прил. 11; 4, прил. 9].

2.4.2. Расчет грохота второй стадии дробления

Для грохочения руды перед дробилкой среднего дробления применяют инерционные (вибрационные) наклонные грохоты и самобалансные, которые помещены в прил. 1–3 или в учебниках [1, прил. 4–7; 4, прил. 2–4].

Вибрационные грохоты отличаются большой быстроходностью, что обеспечивает хорошее встряхивание материала, препятствует забивке отверстий грохота трудными зернами. В связи с этим указанные грохоты являются наилучшими для мелкого и среднего грохочения. Достаточно часто инерционные грохоты применяют и для сравнительно крупного грохочения, так как они надежны в эксплуатации в тяжелых условиях работы [7].

Производительность грохотов зависит от следующих факторов: гранулометрического состава грохотимого материала, определяющего содержание в нем крупного и мелкого класса, а также количество «трудных» и «затрудняющих» зерен; размера отверстий решета; требуемой эффективности грохочения; содержания внешней влаги; содержания комкующихся примесей; формы зерен материала; удельного его веса; площади живого сечения решета и формы его отверстий; характера движения решета; способа подачи материала на решето; способа грохочения (сухое или мокрое).

При большом содержании мелкого класса и малом количестве трудных зерен производительность грохота возрастает. Производительность быстро растет по мере увеличения размера отверстий сита и быстро падает по мере увеличения требования к эффективности

грохочения. Содержание внешней влаги особенно сильно влияет на производительность при мелком грохочении. Например, опыты по грохочению угля показали, что при содержании влаги 5–7 % процесс грохочения на ситах 3–6 мм становился невозможным, в то время как при грохочении на сите 12 мм донецкого газового угля с влажностью 12 % была достигнута эффективность в 80 %, а на сите в 30 мм при любой влажности эффективность была не ниже 90 %. Наличие в руде комкующихся примесей, например влажной глины, препятствует процессу грохочения. В этом случае переходят на мокрое грохочение. При большом количестве глины грохочению должна предшествовать отмывка глины.

При грохочении материала округлой и кубообразной формы производительность грохота возрастает, а при вытянутой или пластинчатой форме кусков – уменьшается. При прочих равных условиях производительность грохота будет выше на материале, обладающем высокой плотностью. На производительность грохота оказывает большое влияние площадь живого сечения решета, его толщина и форма отверстий. Производительность выше при грохочении на решете, имеющем малую толщину и большую площадь живого сечения, чем при обратных условиях. Сита с отверстиями щелевидной формы дают более высокую производительность, чем решета с квадратными отверстиями, а последние – более высокую, чем решета с круглыми отверстиями.

Производительность грохота зависит от числа и амплитуды вибраций и от направления, в котором движется сито. Особенно важное значение имеет характер движения сита при мелком и тонком грохочении. Опыты показывают, что при грохочении мелкого материала лучшие результаты получаются при большом числе и малой амплитуде вибраций и когда относительная (по отношению к ситу) скорость зерен направлена по нормали к поверхности сита.

Результаты грохочения при равных прочих условиях зависят от равномерности питания грохота материалом, от толщины слоя материала в головной части грохота и от скорости движения материала по решету. Производительность, толщина слоя и скорость движения материала по решету связаны математической зависимостью: толщина слоя обратно пропорциональна скорости движения и прямо пропорциональна производительности. В каждом конкретном случае наивыгоднейшая скорость движения и толщина слоя

должны быть найдены опытным путем. В конструкциях грохотов, допускающих изменение угла наклона решета, скорость движения регулируется не только амплитудой и числом качаний, но и углом наклона.

Производительность грохота зависит от способа грохочения. При мокром способе производительность увеличивается, особенно в случае грохочения на ситах с малыми отверстиями. Поэтому при выделении мелкого класса из материала, имеющего высокую внешнюю влажность, лучшие результаты получаются при мокром грохочении.

Так как производительность грохота зависит от многих условий, то теоретически ее посчитать в настоящее время не представляется возможным. Поэтому производительность грохота определяется или на основании практических данных, приводимых для отдельных конструкций грохотов в справочниках и в каталогах заводов-изготовителей, или же рассчитывается по эмпирическим формулам, которые включают ряд коэффициентов, учитывающих условия грохочения. При расчете грохотов первоначально рассчитывают необходимую площадь решета, а затем выбирают размеры грохота и определяют их число.

Общая площадь грохочения для заданной производительности определяется по формуле

$$F = \frac{Q_5}{q \delta k l m n o p},$$

где q – удельная производительность грохота, $\text{м}^3/\text{ч м}^2$, табл. 6; δ, k, l, m, n, o, p – поправочные коэффициенты, определяемые по табл. 7.

Если размер отверстия сита имеет промежуточное значение, то удельную производительность определяют интерполяцией:

$$q = q_1 + \frac{q_2 - q_1}{d_2 - d_1} (d_{\text{расч}} - d_1),$$

где d_1 и d_2 – ближайшее меньшее и большее значения размера отверстий сита (табл. 6); q_1 и q_2 – соответствующие значения удельной производительности (табл. 6); q – удельная производительность, $\text{м}^3/\text{ч} \cdot \text{м}^2$, соответствующая расчетному значению размера отверстия просеивающей поверхности; $d_{\text{расч}}$ – размер отверстия просеивающей поверхности, принятой в проекте.

Таблица 6

Удельная производительность вибрационных грохотов
(на 1 м² поверхности сита) [1, 4]

Отверстия сит, мм	0,5	0,8	1	2	3	6	10	13	16	20
Удельная производительность q , м ³ /ч·м ²	3,0	3,5	4,0	5,5	7,5	13	19	22	24,5	28
Отверстия сит, мм	25	30	40	50	60	70	80	100	150	200
Удельная производительность q , м ³ /ч·м ²	31	33,5	37	42	46	50	55	63	90	110

По таблицам прил. 1–3 или каталогов [1, прил. 4–7; 4, прил. 2–4] подбирают подходящий условиям грохот и рабочую площадь просеивающей поверхности. Для второй стадии грохочения предпочтительно ставить грохоты тяжелого типа, которые принимают крупные куски.

Количество грохотов n для второй стадии дробления определяют из отношения площадей:

$$n = \frac{F}{f},$$

где f – площадь просеивающей поверхности выбранного грохота, м². Во второй стадии дробления желательно иметь по одному грохоту на дробилку, это облегчает конструктивное решение узла грохот-дробилка [7]. Если количество грохотов получится больше числа дробилок, в крайнем случае, можно принять два грохота на дробилку или уменьшить эффективность грохочения и вновь произвести перерасчет грохотов.

Поправочные коэффициенты к формуле для расчета производительности
вибрационных грохотов [2, 4]

Содержание в исходном материале зерен размером меньше половины размера отверстий сита, %	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90	
Коэффициент k	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	
Содержание в исходном материале зерен размером больше размера отверстий сита, %	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90	
Коэффициент l	0,94	0,97	1,00	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,00	3,36	
Эффективность грохочения, %	40	50	60	70	80	90	92	94	–	–	
Коэффициент m	2,3	2,1	1,9	1,65	1,35	1,0	0,9	0,8	–	–	
Форма зерен	Дробленый материал разный (кроме угля)						Округленная (например морская галька)			Уголь	
Коэффициент n	1,0						1,25			1,5	
Влажность материала	Для отверстий сита меньше 25 мм						Для отверстий сита больше 25 мм				
	Сухой	Влажный		Комкующийся			В зависимости от влажности				
Коэффициент o	1,0	0,75–0,85		0,2–0,6			0,9–1,0				
Грохочение сухое или мокрое	Сухое	Мокрое с орошением						Любое			
Коэффициент p	1,0	1,25–1,40						1,0			

2.5. Расчет третьей стадии дробления

2.5.1. Расчет и выбор дробилок

Диаметр отверстия грохотов перед дробилками мелкого дробления и ширину разгрузочной щели дробилки принимают равными диаметру максимального куска в питании мельницы: $S_3 = d_3$. Все избыточные куски руды будут отсеяны на грохоте поверочного грохочения и возвращены в дробилку. Для мелкого дробления твердых и средней твердости руд применяют короткоконусные дробилки, прил. 9 или каталоги [1, прил.12; 4, прил. 10]. Дробилки выбирают по ширине загрузочного отверстия и по производительности при заданной ширине выходной щели S_3 .

В третьей стадии дробилка работает в замкнутом цикле с поверочным грохочением, поэтому ее выбор осуществляется по тоннажу вновь поступающего в нее продукта величиной Q'_{12} , т. е. по верхнему классу, отсеиваемому на грохоте от продукта 9. Продукт 13 (Q_{13}) – циркулирующая нагрузка дробилки, поступает в ту же дробилку, что и продукт величиной Q'_{12} . В сумме Q'_{12} и Q_{13} составляют продукт 12, фактически поступающий в дробилку третьей стадии дробления. Но при выборе дробилки продукт 12 в расчет не принимается, так как производительность для конусных дробилок мелкого дробления дана в каталогах с учетом циркулирующей нагрузки.

Выход продукта Q'_{12} определится по формуле

$$Q'_{12} = Q_9 (1 - E_3 \beta_9^{-d_3}),$$

где $\beta_9^{-d_3}$ – содержание класса $-d_3$ (подрешетный продукт) в продукте 9 в долях единицы; E_3 – эффективность грохочения в третьей стадии дробления в долях единицы, для вибрационных грохотов $E_3 = 0,8 \div 0,85$ [7].

Для определения содержания $\beta_9^{-d_3}$ необходимо знать характеристику крупности продукта 9. Для получения этой характеристики необходимо сложить характеристики продуктов 6 и 8. Характеристику продукта 8 строят согласно заданию, выданному преподавателем. Характеристику крупности продукта 6 определяют как характеристику крупности подрешетного продукта, отсеянного от

продукта 5 на грохоте с диаметром отверстий d_2 мм (аналогично расчетам при определении продукта 2, табл. 5, графа 3). Нахождение характеристики крупности продукта 9 производится так же как для продукта 5 (разд. 2.4.1):

$$\beta_9^{-d_2} = \frac{\beta_6^{-d_2} Q_6 + \beta_8^{-d_2} Q_8}{Q_9}.$$

Количество дробилок n_3 для третьей стадии дробления определяют из соотношения

$$n_3 = Q'_{12} / q_3,$$

где q_3 – производительность дробилки, выбранной по каталогу, при требуемой ширине разгрузочной щели, т/ч.

2.5.2. Расчет грохота третьей стадии дробления

Для выбора грохота третьей стадии дробления необходимо найти количество руды Q_{10} , поступающей на грохочение.

Для этого надо построить характеристику крупности дробленной руды в третьей стадии дробления, продукт 13, согласно заданию, выданному преподавателем при $S = S_3$. Для определения характеристики крупности продукта 10 суммируют характеристики продуктов 9 и 13. Все данные заносят в таблицу, аналогичную табл. 5.

$$\begin{aligned} Q_{10} &= Q_9 + Q_{13}, \\ Q_9 &= Q_5 = Q_1, \\ Q_{13} &= \frac{Q_9 \cdot \left(1 - E_3 \cdot \beta_9^{-d_3} \right)}{\beta_{13}^{-d_3} \cdot E_3}, \end{aligned}$$

где β_{13} определяется по характеристике продукта 13 при значении $-d_3$.

Далее необходимо построить характеристику крупности продукта 10. Для этого рассчитываем по формуле кумулятивные содержания классов по «минусу» от 0 до d_3 мм (табл. 5):

$$\beta_{10}^{-d_3} = \frac{\gamma_9 \beta_9^{-d_3} + \gamma_{13} \beta_{13}^{-d_3}}{\gamma_{10}},$$

где $\beta_9^{-d_3}, \beta_{10}^{-d_3}, \beta_{13}^{-d_3}$ – соответственно содержание класса меньше d_3 мм (кумулятивные выходы по «минусу») в продуктах 9, 10, 13 в долях единицы.

Определяем выход продукта 10:

$$\gamma_{10} = \gamma_9 + \gamma_{13}.$$

Определяем выход продукта 13:

$$\gamma_{13} = \frac{Q_{13} 100}{Q_9}.$$

Расчет грохотов в третьей стадии дробления осуществляется аналогично расчету второй стадии дробления (разд. 2.4.2). Рекомендуется в обеих стадиях принять грохоты одного и того же типа. При расчете необходимой площади грохочения в третьей стадии необходимо значения удельной производительности грохота и коэффициентов (δ, k, l, m, n, o, p), входящих в формулу, выбирать в зависимости от характеристики крупности десятого продукта согласно табл. 7. Число грохотов в третьей стадии дробления может достигать 3–4 на дробилку, но при этом приходится перед грохотами проектировать распределительные бункеры [7].

2.6. Расчет схемы измельчения и выбор оборудования для измельчения и классификации

2.6.1. Выбор мельниц

Вследствие разных режимов работы цехов дробления и измельчения их производительности не совпадают. Между цехами обычно предусматривается бункер дробленой руды, являющийся буферной емкостью.

Бункер дробленой руды должен обеспечить бесперебойную работу цеха измельчения в течение 36–48 часов [7]: одна или две смены перед выходными днями (6–12 часов), выходной день (24 часа) и одна смена после выходного дня (6 часов).

Расчетная производительность цеха измельчения определяется по заданной преподавателем суточной производительности фабрики (т/ч):

$$Q_{11}^{\text{изм}} = \frac{Q_{\text{зад}}}{24}; \quad Q_{11}^{\text{изм}} \neq Q_1.$$

В современной практике для измельчения руд перед флотацией при одностадийных схемах измельчения применяют мельницы с разгрузкой через решетку. Потому при расчете и выборе мельниц должен решаться только вопрос об их размерах.

Размер мельниц выбирают на основании технико-экономического сравнения. Исходными данными для расчета производительности мельниц являются практические показатели действующей мельницы на работающей фабрике данного месторождения. Расчет мельниц ведут по удельной производительности по вновь образованному классу $-0,074$ мм (-200 меш). Расчет начинается с определения Q_{17} и γ_{17} . Продукт 17 – циркулирующая нагрузка. Выход этого продукта, γ_{17} , при расчете схемы назначают в зависимости от крупности слива классификатора, продукт 16 определяют согласно заданию. Чем тоньше продукт 16, тем больше выход для продукта 17 следует назначить. В практике проектирования обычно принимают при содержании в продукте 16 материала – $0,074$ мм [7]:

$$\beta_{16}^{-0,074} = 45 \%, \quad \gamma_{17} = 300 \%; \quad \beta_{16}^{-0,074} = 90 \%, \quad \gamma_{17} = 700 \%.$$

Пользуясь этими данными, выход продукта 17 для нашего случая при заданном содержании $-0,074$ мм в сливе классификатора находят путем интерполяции по следующим формулам:

$$\gamma_{17} = 300 + \frac{700 - 300}{90 - 45} \left(\beta_{16}^{-0,074} - 45 \right);$$

$$\gamma_{17} = 700 - \frac{700 - 300}{90 - 45} \left(90 - \beta_{16}^{-0,074} \right);$$

Рассчитав γ_{17} , определить Q_{17} :

$$Q_{17} = \frac{Q_{11} \gamma_{17}}{100}.$$

Масса продуктов определяется согласно схеме, представленной на рис. 2.1:

$$Q_{11}^{\text{изм}} = Q_{16}; \quad Q_{14} = Q_{15}; \quad Q_{14} = Q_{11}^{\text{изм}} + Q_{17}.$$

Определяют производительность проектируемой мельницы по вновь образованному классу, $-0,074$ мм:

$$Q_i^M = \frac{q_i V_i}{\beta_{16}^{-0,074} - \beta_{11}^{-0,074}},$$

где Q_i^M – производительность проектируемой мельницы по вновь образованному классу, т/ч; q_i – удельная производительность проектируемой мельницы, т/(м³·ч); V_i – объем проектируемой мельницы соответствующего размера (выбирают в прил. 10), м³; $\beta_{16}^{-0,074}$ – содержание материала –0,074 мм в сливе классификатора в долях единицы (исходные данные); $\beta_{11}^{-0,074}$ – содержание материала –0,074 мм в питании мельниц в долях единицы [10, табл. 1].

Для технико-экономического сравнения в проекте выбирают три-четыре типа размера мельниц с разгрузкой через решетку ($D_i \times L_i$) из прил. 10, либо по каталогу [1, с. 409; 4, с. 292]. Удельную производительность проектируемой мельницы рассчитывают по формуле

$$q = q_{\text{зад}} \cdot K_{\text{и}} \cdot K_{\text{к}} \cdot K_{\text{д}} \cdot K_{\text{т}},$$

где $q_{\text{зад}}$ – удельная производительность действующей или эталонной мельницы, $q_{\text{зад}} = 0,9$ т/ч·м³; $K_{\text{и}}$, $K_{\text{к}}$ – коэффициенты, учитывающие измельчаемость и крупность руды, поступающей на измельчение, в проекте принять $K_{\text{и}} = 1$, $K_{\text{к}} = 1$; $K_{\text{т}}$ – коэффициент, учитывающий способ разгрузки мельницы. При переходе от центральной разгрузки к разгрузке через решетку $K_{\text{т}} = 1,15$; $K_{\text{д}}$ – коэффициент, учитывающий различия диаметров мельниц, проектируемой и аналоговой, работающей на действующей фабрике:

$$K_{\text{д}} = \left(\frac{D_{1,2,3} - 0,15}{D - 0,15} \right)^{0,5},$$

где D – внутренний диаметр действующей мельницы, $D = 3,3$ м; D_1 , D_2 , D_3 – внутренний диаметр проектируемых к установке мельниц, м; 0,15 – двойная толщина футеровки мельниц, м.

Определяют количество мельниц n_i каждого выбранного типа-размера, необходимое для измельчения поступающей в цех руды:

$$n_i = \frac{Q_{11}^{\text{ИЗМ}}}{Q_i^M}.$$

Полученное значение округляют в большую сторону до n_i' . После этого рассчитывают коэффициент запаса k_i для каждой мельницы:

$$k_i = \frac{n_i'}{n_i}$$

Количество мельниц принимают в проекте на основании технико-экономического сравнения ряда мельниц различного размера согласно табл. 8. Данные в графы 3, 7, 8 берут из прил. 10 или каталога [1, с. 409; 4, с. 292], а графы 4, 5, 6 – рассчитывают. По данным табл. 8 выбирают мельницу, для которой требуются наименьшие затраты электроэнергии.

Таблица 8

Сравнительные характеристики мельниц

№ п/п	Тип мельниц	Основные размеры мельниц, мм	Коэффициент запаса	Количество мельниц	Производительность, т/ч	Масса мельниц, т	Установочная мощность, кВт	
							одной	всех
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Шаровая, с разгрузкой через решетку	$D_1 \times L_1$	k_1	n_1'	$n_1' Q_1^M$	M_1	N_1	$n_1' N_1$
2	То же	$D_2 \times L_2$	k_2	n_2'	$n_2' Q_2^M$	M_2	N_2	$n_2' N_2$
3	То же	$D_3 \times L_3$	k_3	n_3'	$n_3' Q_3^M$	M_3	N_3	$n_3' N_3$

2.6.2. Выбор спиральных классификаторов

Для работы в замкнутом цикле с мельницами чаще устанавливают спиральные классификаторы. Они изготавливаются двух типов – с погруженной и непогруженной спиралью. Спиральные классификаторы с непогруженной спиралью применяются для получения крупного слива. Классификаторы с погруженной спиралью имеют большую площадь зеркала пульпы и большую производительность при том же диаметре спирали. Поэтому при высоких производительностях и тонком по крупности сливе, мельче 0,1 мм, рекомендуется выбирать классификаторы с погруженной спиралью.

Количество классификаторов должно быть равно числу мельниц. Производительность одного классификатора по сливу:

$$Q_{\text{сл}} = Q / n_i,$$

где $Q_{\text{сл}}$ – суточная производительность классификатора по твердому в сливе, т/ч; Q – производительность фабрики, т/сут; n_i – количество классификаторов. Расчет спиральных классификаторов сводится к определению диаметра спирали и выбору по нему аппарата из прил. 11, 12 или по каталогу [2, с. 166; 8, прил. 8].

Диаметр спирали классификатора с погруженной спиралью:

$$D_1 = -0,07 + 0,115 \sqrt{\frac{Q_{\text{сл}}}{m k_1 k_2}}.$$

Диаметр спирали классификатора с непогруженной спиралью:

$$D_2 = -0,08 + 0,103 \sqrt{\frac{Q_{\text{сл}}}{m k_1 k_2}},$$

где D_1 – диаметр классификатора с погруженной спиралью, м; D_2 – диаметр классификатора с непогруженной спиралью, м; m – число спиралей классификатора.

Классификаторы изготавливают односпиральными и двухспиральными, последние более производительные; k_1 – коэффициент, учитывающий плотность руды, $k_1 = 1$ при плотности руды δ равной 2,7 т/м³; k_2 – коэффициент, учитывающий крупность слива, определяемый по табл. 9, 10 (если значения не совпадают с табличными, определяют интерполяцией).

Таблица 9

Зависимость между содержанием класса –0,074 мм

и максимальной крупностью в сливе мельниц и классификатора [7]

Содержание класса –0,074 мм, β, %	40	50	60	70	72	80	85	90	95
Условная максимальная крупность, мм	0,43	0,32	0,24	0,18	0,15	0,14	0,1	0,094	0,074

По каталогу [2, с. 173; 8, прил. 8] выбирают спиральные классификаторы. Если расчетное значение диаметра спирали больше максимального значения в каталоге, то необходимо увеличить количество мельниц.

Таблица 10

Значения коэффициента k_2 в зависимости от крупности слива
спиральных классификаторов [9]

Тип классификатора	Условная максимальная крупность материала в сливе, мм							
	0,4	0,3	0,2	0,15	0,1	0,074	0,053	0,044
	Значение коэффициента k_2							
С непогруженной спиралью	1,95	1,70	1,46	1,00	0,66	0,45	–	–
С погруженной спиралью	–	–	–	2,2	1,6	1,0	0,57	0,35

Выбранный классификатор проверяют по пескам:

$$Q_{\text{песк}} = 135mk_1 nD_i^3,$$

где $Q_{\text{песк}}$ – суточная производительность одного классификатора по пескам, т/сут; n – число оборотов спирали [2, с. 173; 8, прил. 8].

Должно выполняться условие:

$$Q_{\text{песк}} \geq Q_{17},$$

$$Q_{17} = \frac{Q \cdot \gamma_{17}}{n_i},$$

где Q_{17} – масса циркулирующей нагрузки мельницы; Q – производительность фабрики, т/сут; γ_{17} – выход продукта 17 в долях единицы; n_i – число классификаторов.

Если же данное неравенство не выполняется, необходимо к установке принять классификатор с большим диаметром спирали. Составляют спецификацию основного оборудования цехов дробления и измельчения согласно табл. 11.

Таблица 11

Спецификация основного оборудования
цехов дробления и измельчения

Наименование оборудования	Тип	Количество, шт.	Масса единицы, т	Установочная мощность, кВт	
				единицы	всего

По суммарной установочной мощности и заданной производительности фабрики подсчитывают расход энергии на тонну руды (кВт·ч/т) отдельно по цехам дробления и измельчения.

Основные параметры вибрационных грохотов с самобалансным вибровозбудителем [4]

Параметры	Грохоты легкого типа			Грохоты среднего типа		Грохоты тяжелого типа
	Обозначения по ГОСТ 23788–79Е					
	ГСЛ-42	ГСЛ-62	ГСЛ-72	ГСС-22	ГСС-32	ГСТ-81
Размеры просеивающей поверхности:						
ширина, мм	1500	2000	2500	1000	1250	3000
длина, мм	5000	5000	6000	2500	8000	6000
площадь одного сита, м ²	7,5	10,0	15,0	2,5	3,75	18,0
Число сит	2	2	2	2	2	1
Размеры отверстий сит, мм:						
верхнего	Перфорированный лист:					
	круглые – 7; 12; 26; 30			–	11; 26	–
	квадратные – 6; 10; 13; 25; 32			26	26	–
	щелевидные – 0,5; 1; 1,6; 2; 10			5×20	5×20	–
нижнего	Перфорированный лист:					
	круглые – 7; 15; 26			–	–	–
	квадратные – 6; 13; 25			–	–	–
Допускаемая крупность кусков исходного материала, мм	До 300	До 300	До 300	До 100	150	120
Угол наклона короба, град	0–8	0–8	0–8	0–8	0–8	0–8
Амплитуда (полуразмах) колебаний, мм	4,85	4,35	4,25	9,5	9	60
Частота колебаний, мин ⁻¹	840	840	820	740	760	700
Производительность по питанию, т/ч	–	–	–	40	50	–
Мощность электродвигателя, кВт	17	17	13	5,5	5,5	–
Масса грохота (без электродвигателя), кг	6200–6630	6850–7345	10580	1888	2040	18000

Примечание: Производительность грохотов ГСЛ-42, ГСЛ-62, ГСЛ-72, ГСТ-81 определяют в каждом конкретном случае.

Основные параметры горизонтальных грохотов тяжелого типа
с самобалансными и самосинхронизирующимися вибровозбудителями [4]

Параметры	Обозначения по ГОСТ 23788–79Е							
	ГСТ-41	ГСТ-42	ГСТ-51	ГСТ-61	ГИСТ-61		ГСТ-62	ГСТ-71
Размеры просеивающей поверхности:								
ширина, мм	1500	1500	1750	2000	2000	2000	2000	2500
длина, мм	4000	3000	4500	5000	4000	5000	5000	6200
площадь одного сита, м ²	4,5	4,5	7,875	10,0	8,0	10,0	10,0	15,5
Число сит	1	2	1	1	1	1	2	1
Размеры отверстий сит, мм:								
верхнего	2–25	10×10	Перфорированный лист 30 щелевидное сито 1,6 сетка 10×10	16; 20	2–25	2–25	Щелевидное сито – 8; 10; 15; 20; 30; 40; 50 Штампованный лист – 25; 40; 60	
нижнего	–	4×4	–	–	–	–	Щелевидное сито – 2; 5; 10; 15; 20 Штампованный лист – 10; 25; 40	
Допускаемая крупность кусков исходного материала, мм	До 100	40	До 120	200	До 100	До 100	До 120	До 120
Угол наклона короба, град	0	0	0	0	0	0	5	5
Амплитуда колебаний, мм	4,2	3,5	4,3	5	4,2	4,2	5–6	5–6
Частота колебаний, мин ⁻¹	950	960	970	735	965	965	700–735	735
Производительность, т/ч	До 150	90	200	100	До 250	До 250	До 500	До 800
Мощность электродвигателя, кВт	2,2	4	10	11	2×7,5	2×7,5	22	22
Масса грохота, кг	2218	2453	4550	9220	5430	5950	10000	14285

Основные параметры наклонных инерционных грохотов с круговыми вибрациями [4]

Параметры	Грохоты легкого типа			Грохоты среднего типа			
	Обозначения по ГОСТ 23788–79Е						
	ГИЛ-32	ГИЛ-42	ГИЛ-43	ГИЛ-52	ГИС-42	ГИС-52	ГИС-62
Размеры просеивающей поверхности:							
ширина, мм	1250	1500	1500	1750	1500	1750	2000
длина, мм	2500	3750	3750	4500	3750	4500	5000
Площадь одного сита, м ²	3,125	5,625	5,625	7,875	5,625	7,875	10,0
Число сит, шт.	2	2	3	2	2	2	2
Размеры отверстий сит, мм:							
верхнего	50	50	60–13 40–8	55; 60	20–0	20–40	–
нижнего	6; 8; 10; 13; 20; 25	6; 8; 10; 13; 20; 25	25 –16	30; 35; 50	5–20	10–20	–
Допускаемая крупность исходного материала, мм	100	300	200	300	150	150	150
Угол наклона короба, град	10–25	10–25	10–25	10–25	10–25	10–25	10–25
Амплитуда колебаний, мм	2,5	3,0	2,5; 3,0	2,5; 3,0	4,2	3,8	4,2
Частота колебаний, мин ⁻¹	900	940	970	900	970	970	900
Производительность, т/ч	До 100	180	170	150	125–250*	450*	–
Мощность электродвигателя, кВт	4	10	10	10	10	10	17
Масса грохота, кг	1455–1740	3055	3270–3939	3440–3700	3250	3700	5100

* Производительность, м³/ч.

Основные параметры наклонных инерционных грохотов с круговыми вибрациями короба тяжелого типа
для руд с насыпной плотностью до 2,8 т/м³ [4]

Параметры	Обозначения по ГОСТ 23788–79Е								
	ГИТ-31	ГИТ-32М	ГИТ-41	ГИТ-42	ГИТ-42М	ГИТ-51	ГИТ-51М	ГИТ-52М	ГИТ-71
Размеры просеивающей поверхности:									
ширина, мм	1250	1250	1500	1500	1500	1750	1750	1750	2500
длина, мм	3000	3500	3000	3000	3000	3500	3860	3860	5300
Площадь одного сита, м ²	3,7	4,375	4,5	4,5	4,5	6,125	6,755	6,755	13,2
Число сит, шт.	1	2	1	2	2	1	1	2	1
Размеры отверстий сит, мм:									
верхнего	16–20	20–40	50–250	20–80	80×80	50–300	8–100	8–100	25–150
нижнего	–	12–25	–	12–30	12×12	–	–	–	–
Допускаемая крупность исходного материала, мм	150	300	1000	200	200	400	400	400	800
Угол наклона короба, град	15–25	15–30	10–30	25	10–30	10–30	10–30	15–30	10–30
Амплитуда колебаний, мм	4–6	3–5	4	4	3–5	3–5	3–7	3–8	4–8
Частота колебаний, мин ⁻¹	970	730; 975	800	750	730; 975	735	790; 970	730; 970	730
Производительность, т/ч	350	300	450	400	850	300– 700	1000	350– 1000	700– 1200
Мощность электродвигателя, кВт	5,5	11	4,5	7	13	22	17	22	30
Масса грохота, кг	1400	3300	5486	4712	6000	6000– 9000	800	1700	1750

Основные параметры отечественных щековых дробилок с простым движением щеки [1, 6]

Показатели	ЩДП 4×6	ЩДП 6×9	ЩДП 9×12	ЩДП 12×15	ЩДП 15×21	ЩДП 21×25
Размеры приемного отверстия, мм:						
ширина	400	600	900	1200	1500	2100
длина	600	900	1200	1500	2100	2500
Производительность при номинальной ширине выходной щели, м ³ /ч	10–25	45–84	180	310	600	800
Наибольший размер куска материала, мм	340	510	750	1000	1300	1700
Номинальная ширина выходной щели, мм	30–80	120	130	155	180	250
Максимальный диапазон изменения выходной щели, мм	±15	±25	±35	±60	±70	±80
Мощность электродвигателя, кВт	28	100	90	160	250	400
Частота вращения эксцентрикового вала, мин ⁻¹	260	275	170	150	125	90
Габаритные размеры, м:						
длина	2,32	3,56	5,3	6,4	7,5	10,6
ширина	1,74	2,2	6,0	6,8	5,1	8,2
высота	2,3	2,35	4,0	5,0	5,12	
Масса без электродвигателя, т	7,56	21,7	56,5	115,7	207,6	550,0

Примечания:

1. Производительность определена для руды средней твердости с насыпной плотностью 1,6 т/м³ и максимальным размером кусков в питании не более 0,85 В.

2. Производительность при отклонениях должна соответственно изменяться.

Основные параметры отечественных щековых дробилок со сложным движением щеки [1, 6]

Показатели	ЩДС 6×2,5	ЩДС 2,5×4	ЩДС 2,5×9	ЩДС 4×6	ЩДС 4×9	ЩДС 6×9	ЩДС 12×15
Размеры приемного отверстия, мм:							
ширина	160	250	250	400	400	600	1200
длина	250	400	900	600	900	900	1500
Производительность при номинальной ширине выходной щели, м ³ /ч	3,0	7,8	22	22	35	75	250
Наибольший размер куска материала, мм	140	210	210	340	340	500	1000
Номинальная ширина выходной щели, мм	30	40	40	70	60	100	150
Максимальный диапазон изменения выходной щели, мм	±15	±20	+20–15	–	+30–20	+30–25	–
Мощность электродвигателя, кВт	7,5	17	45	28	45	75	200
Частота вращения эксцентрикового вала, с ⁻¹	5,33	5,0	4,83	325	4,83	4,58	180
Размеры, м:							
длина	0,88	1,33	2,30	1,65	2,50	3,0	5,0
ширина	1,07	1,25	2,40	1,52	2,40	2,50	5,47
высота	1,085	1,435	1,90	1,52	2,20	2,60	4,0
Масса без электродвигателя, т	1,37	2,56	8,40	6,75	10,85	19,4	120

Примечания:

1. По требованию заказчика дробилка ЩДС12×15 изготавливается с выходной щелью шириной 200 и 250 мм.
2. Производительность определена для руды средней твердости с насыпной плотностью 1,6 т/м³ и максимальным размером кусков в питании не более 0,85 В.
3. Производительность при отклонениях должна соответственно изменяться.

Техническая характеристика щековых дробилок типа *D* фирмы «Круп» [6]

Показатель	8 <i>D</i>	19 <i>D</i>	12 <i>D</i>	15 <i>D</i>	18 <i>D</i>
Размер приемного отверстия, мм:					
	ширина	500	800	900	1200
длина	800	1000	1200	1500	1800
Максимальный размер куска, мм	400×700	700×900	800×1000	1000×1300	1200×1600
Ширина выходной щели, мм	60–120	100–180	120–220	170–280	220–360
Производительность, м ³ /ч	22–45	60–100	100–180	120–240	160–350
Мощность двигателя, кВт	60	65	100	110	130
Масса, т	21,0	34,0	54,0	85,0	126,0

Техническая характеристика щековых дробилок фирмы «Круп» [6]

Типоразмер	Размеры приемного отверстия, мм		Ширина выходной щели, мм	Производительность, м ³ /ч	Установленная мощность, кВт	Масса, т
	ширина	длина				
1	180	315	15–60	3–10	13,2	3,5
2	224	400	20–70	5–18	18,4	4,5
3	280	500	25–80	11–28	29,4	7,1
4	355	630	35–100	20–60	44,0	14,0
4Г	450	630	50–110	25–70	44,0	15,0
5	450	800	40–120	35–90	58,8	25,0
5Г	630	800	65–190	40–110	58,8	26,5
6	630	1000	50–150	55–140	88,2	43,0
6Г	800	1000	80–240	65–190	95,5	45,0
7	900	1250	120–240	160–260	147,0	75,0
8М	1200	1500	140–280	240–360	2×92,0	135,0
9М	1250	1700	160–300	250–500	2×100,0	175,0
1Н	100	315	20–80	3–8	14,7	3,45
2Н	120	400	25–100	6–14	22,0	4,95
3Н	140	500	25–100	10–22	29,4	7,2
4Н	160	630	40–130	16–32	44,0	13,4
5Н	180	800	40–150	32–60	66,2	20,0
6Н	200	1000	40–170	45–80	88,2	28,0

Примечание: Варианты г предназначены для приема более крупных кусков при той же длине выходной щели; варианты м – для особо тяжелых условий работы, имеют два приводных шкива-маховика; варианты н – для вторичного дробления материалов.

Техническая характеристика щековых дробилок фирмы «Игл» [6]

Размер приемного отверстия дробилки (ширина × длина), мм	900×1000	1100×1370	1220×1520
Пределы регулирования выходной щели, мм	100–300	125–350	152–380
Производительность, т/ч	225–540	315–900	450–1250
Частота вращения эксцентрикового вала, с ⁻¹	4,16	3,75	3,33
Мощность электродвигателя, кВт	110–147	184–220	258–294
Размеры дробилки, мм:			
длина	3250	4165	4572
ширина	2692	3353	3606
высота	2210	2616	2920
Высота подачи материала в дробилку, мм	1400	1524	1830
Масса, т	23	46	72

Технические характеристики конусных дробилок крупного дробления
с механическим регулированием разгрузочной щели [1,6]

Показатели	С механическим регулированием разгрузочной щели для первичного дробления				
	ККД-500/75	ККД-900/140	ККД-1200/150	ККД-1500(Б)/180	ККД-1500(А)/300
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1220	1640	1900	2520	3200
Ширина загрузочного отверстия, мм	500	900	1200	1500	1500
Номинальная ширина разгрузочного отверстия в фазе раскрытия профилей, мм	75	140	150	180	300
Производительность при дроблении руды средней твердости и не более 4 % влажности (насыпная плотность 1,6 т/м ³), м ³ /ч, не менее	150	400	560	1150	2600
Наибольший размер кусков в питании, мм	400	750	1000	1000	1200
Число качаний подвижного конуса в минуту	160	140	120	80	82
Приводной электродвигатель: число	1	1	2	2	2
частота вращения ротора, об/мин	740	735	590	590	590
мощность, кВт	125	250	2×200	2×320	2×400
Масса дробилки с разводкой смазки, т	38,5	135	229	393	610

Технические характеристики конусных дробилок крупного дробления с гидравлическим регулированием разгрузочной щели (ГРЩ) [1, 6]

Показатели	Для первичного дробления ГРЩ				Для вторичного дробления (редукционные)		
	ККД- 500/75	ККД- 900/140	ККД- 1200/150	ККД- 1500/180	КРД- 500/60ГРЩ	КРД- 700/75	КРД- 900/100
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1220	1640	1900	2520	1680	2040	2340
Ширина загрузочного отверстия, мм	500	900	1200	1500	500	700	900
Номинальная ширина разгрузочного отверстия в фазе раскрытия профилей, мм	75	110; 140; 160	130; 150; 180	160; 180; 200	60	75	100
Производительность при дроблении руды средней твердости и не более 4 % влажности (насыпная плотность 1,6 т/м ³), м ³ /ч, не менее	160	330 420 480	550 680 800	1200 1350 1500	200	400	680
Наибольший размер кусков в питании, мм	420	750	1000	1300	400	550	750
Число качаний подвижного конуса в минуту	160	140	120	100	145	135	110
Приводной электродвигатель:							
число	1	1	1	1	1	1	1
частота вращения ротора, об/мин	740	740	590	590	490	980	590
мощность, кВт	132	250	320	400	210	250	400
Масса дробилки с разводкой смазки, т	42,4	148,5	240	406	92	164	262

Техническая характеристика конусных дробилок среднего дробления [1, 4, 6]

Показатель	КСД-600 Гр/Т	КСД-900 Гр/Т	КСД-1200 Гр/Т	КСД-1750 Гр/Т	КСД-2200 Гр/Т	КСД-3000 Гр/Т
Диаметр основания D дробящего конуса, мм	600	900	1200	1750	2200	3000
Ширина b приемной щели на открытой стороне, мм	100/50	130/75	185/125	250/220	350/275	600/475
Диапазон регулирования ширины b разгрузочной щели в фазе сближения профилей, мм	12–25/ 3–13	15–50/ 5–20	20–50/ 10–25	25–60/ 15–30	30–60/ 15–30	50–80/ 25–50
Наибольший размер кусков питания, мм	80/40	120/60	150/100	215/160	300/250	500/380
Производительность, м ³ /ч	19–32/ 6–18	36–62/ 9–45	75–105/ 38–85	160–300/ 90–180	340–580/ 170–340	425–850
Мощность главного привода кВт, не более	30	55	75	160	250	500
Масса дробилки без комплектующих изделий и запасных частей, т, не более	3,7/3,6	12,5/10	27	50,1	89	250

Примечание: Производительность определена для руды средней твердости с насыпной плотностью 1,6 т/м³ и содержанием влаги до 4 % при минимальном и максимальном значениях ширины разгрузочной щели.

Техническая характеристика конусных дробилок мелкого дробления [1, 6]

Показатель	КМД-600	КМД-900	КМД-1200 Гр/Т	КМД-1750 Гр/Т	КМД-2200 Гр/Т	КМД-3000 Гр/Т
Диаметр D основания дробящего конуса, мм	600	900	1200	1750	2200	3000
Ширина b приемной щели на открытой стороне, мм	50	75	100/50	130/80	140/100 (85)	220 /120
Диапазон регулирования ширины b разгрузочной щели в фазе сближения профилей, мм	4–13	5–15	5–15/ 3–12	9–20/ 5–15	10–20/ 5–15 (7–15)	15–25/ 6–20
Наибольший размер кусков питания, мм	40	60	80/40	100/70	110/ 85 (75)	180/100
Производительность, м ³ /ч	5–15	12–40	45–60/27–50	95–130 85–110	220–260 160–220 (150–210)	360–620 320–440
Мощность главного привода, кВт, не более	40	55	75	160	250 (320)	500/400
Масса дробилки без комплектующих изделий и запасных частей, т, не более	5,0	12,5	21	53	98	250/220

Примечания:

1. Для дробилки КМД-2200 в знаменателе приведены данные для тонкого дробления – Т1, в скобках – Т2.
2. Производительность определена для руды средней твердости с насыпной плотностью 1,6 т/м³ и содержанием влаги до 4 % при минимальном и максимальном значениях ширины разгрузочной щели.

Технические характеристики шаровых мельниц мокрого измельчения с решеткой [4]

Показатели	МШР 900× 1000	МШР 1200× 1300	МШР 1500× 1600	МШР 2100× 1500	МШР 2100× 2200	МШР 2100× 3000	МШР 2700× 2100	МШР 2700× 2700	МШР 2700× 3600	МШР 3200× 3100	МШР 3200× 3800	МШР 3200× 4500	МШР 3600× 4000	МШР 3600× 5000	МШР 4000× 5000	МШР 4500× 5000	МШР 4500× 6000	МШР 5500× 6500	МШР 6000× 8000
Толщина футеровки, мм	60	65	70	80	80	80	95	95	95	105	105	105	110	110	120	120	120	120	120
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:																			
диаметр	900	1200	1500	2100	2100	2100	2700	2700	2700	3200	3200	3200	3600	3600	4000	4500	4500	5500	6000
длина	1000	1300	1500	1500	2200	3000	2100	2700	3600	3100	3800	4500	4000	5000	5000	5000	6000	6500	8000
Рабочий объем, м ³	0,50	1,20	2,3	4,3	6,3	8,5	10,0	13,0	17,5	22,0	27,0	32,0	36,0	45,0	55,0	71,0	85,0	141,0	208,0
Масса шаров, т	1,0	2,4	4,8	9,1	13,4	18,3	21,5	28,0	37,0	45,0	55,0	65,0	74,0	93,0	115,0	148,0	177,0	290,0	430,0
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	40,0	35,0	30,0	24,4	24,4	24,4	21,0	21,0	21,0	19,8	19,8	19,8	18,1	18,1	17,4	16,5	16,5	13,6	13,2
Мощность электродвигателя, кВт	13	30	55	132	200	200	400	315	400	630	800	1000	1000	1250	2000	2500	2500	–	–
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	5,3	10,5	16,5	34,5	40,1	44,9	65,0	71,0	77,0	92,6	–	141,0	162,0	165,0	258,0	300,0	–	–	–

Технические характеристики спиральных классификаторов с непогруженной спиралью [2]

Основные параметры и размеры	1КСН 3	1КСН 5	1КСН 7,5	1КСН 10	1КСН 12	1КСН 15	1КСН 17	1КСН 20	1КСН 24	2КСН 24	1КСН 24А	2КСН 24А	1КСН 24Б	1КСН 30	2КСН 30	
Диаметр спирали, мм	300	500	750	1000	1200	1500	1700	2000	2400						3000	
Длина спирали, мм	3000	4500	5500	6500	6500	8200	8400		9200		12500		13400	12500		
Количество спиралей, шт.	1	1	1	1	1	1	1	1	1	2	1	2	1	1	2	
Частота вращения вала спирали, мин ⁻¹	25	12	7,8	5	4,1 8,3	3,4 6,8	2,5 5,0	2,0 4,0	1,8	3,5	3,6	3,6	3,6	1,5	3,0	
Мощность электродвигателя привода спирали, кВт	1,1	1,1	3,0	5,5	5,5	7,5	10,0	13,0	13,0	22,0	22,0	40,0	22,0	30,0	40,0	
Масса классификатора без электродвигателя, т	0,8	1,5	3	5	7,0	13,0	17,0	19,0	23,0	37,0	34,0	57,0	39,0	42,0	12,0	
Габаритные размеры, мм:																
	длина	4000	5600	7100	8500	8500	11200		12500		16000			17000	16000	
	ширина	800	1000	1320	1600	1700	1360	2500	2800	3150	5600	2800	5700	2800	4000	7100
высота	950	1320	1600	2000	3000	3750	4250	4750	1900	5000	6200	5800	6600	6000	6000	

Технические характеристики спиральных классификаторов с погруженной спиралью [2]

Основные параметры и размеры	1КСП12	2КСП12	1КСП15	2КСП15	1КСП20	2КСП20	1КСП24	2КСП24	1КСП30
Диаметр спирали, мм	1200		1500		2000		2400		3000
Диаметр корыта, мм	8400		10100		13000		14000		15000
Количество спиралей, шт.	1	2	1	2	1	2	1	2	1
Частота вращения вала спирали, мин ⁻¹	4,1	8,3	3,4	6,8	2,5	5,0	2,0	4,0	1,5; 3
Мощность электродвигателя привода спирали, кВт	5,5	10,0	7,5	10,0	13,0	22,0	13,0	30,0	
Масса классификатора без электродвигателя, т	10,5	17,0	19,0	32,0	31,0	56,0	35,0	63,0	60,0
Габаритные размеры, мм:									
	длина		10600		13200		16000		17000
ширина	2240	3350	3000	4500	4000	6000	4250	6700	5000
высота	4500	4500	5600	6000	6700		7160	7500	9000

Список рекомендуемой литературы

1. Андреев, С. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых : учеб. для вузов / С. Е. Андреев, В. М. Зверевич, В. А. Перов. – 3-е изд., перераб. и доп. – Москва : Недра, 1980. – 415 с.
2. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / под ред. О. С. Богданова, В. А. Олевского. – 3-е изд., перераб. и доп. – Москва : Недра, 1982. – 366 с.
3. Серго, Е. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых : учеб. для вузов. – М. : Недра, 1985. – 285 с.
4. Перов, В. А. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых : учеб. пособие для вузов / В. А. Перов, С. Е. Андреев, Л. Ф. Биленко. – 4-е изд., перераб. и доп. – Москва : Недра, 1990. – 301 с.
5. Вайсберг, Л. А. Проектирование и расчет вибрационных грохотов. – Москва : Недра, 1986. – 144 с.
6. Дробилки. Конструкции, расчет, особенности эксплуатации / Б. В. Клушанцев [и др.]. – Москва : Машиностроение, 1990. – 320 с.
7. Разумов, К. А. Проектирование обогатительных фабрик : учеб. для вузов / К. А. Разумов, В. А. Перов. – 4-е изд., перераб. и доп. – Москва : Недра, 1982. – 518 с.
8. Шилаев, В. П. Основы обогащения полезных ископаемых : учеб. пособие для вузов. – Москва : Недра, 1986. – 296 с.
9. Разумов, К. А. Проектирование обогатительных фабрик : учеб. для вузов. – Москва : Гос. науч.-техн. изд-во лит. по черной и цв. металлургии, 1952. – 600 с.
10. Вайсберг, Л. А. Новое оборудование для дробления и измельчения материалов / Л. А. Вайсберг, Л. П. Зарогатский // Горн. журн. – 2000. – № 3. – С. 49–52.

Евменова Галина Львовна

**ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ:
пособие по курсовому проектированию**

Редактор З. М. Савина

Подписано в печать 28.05.2013
Формат 60×84/16. Бумага офсетная
Отпечатано на ризографе. Уч.-изд. л. 7,0
Тираж 500 экз. Заказ

КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28

Типография КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4А