

А.Н. Корчевский, Е.И. Назимко, Л.И. Серафимова, В.Г. Науменко



**ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ
ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.
ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ, ГРОХОЧЕНИЕ И
КЛАССИФИКАЦИЯ.**



Государственное Образовательное Учреждение
Высшего Профессионального Образования
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

А.Н. Корчевский, Е.И. Назимко, Л.И. Серафимова, В.Г. Науменко

**Подготовительные процессы при обогащении
полезных ископаемых.**

**Дробление, измельчение, грохочение
и классификация.**

Учебное пособие

Издание второе, переработанное и дополненное

Донецк - 2017

УДК 622.73+622.74(075.8)

ББК 33.4я7

Д 75

*Рекомендовано Ученым советом
ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет»
в качестве учебного пособия для студентов горных специальностей,
протокол № 5 от 02.06.2017 г..*

Рецензенты:

Полулях А.Д. – доктор технических наук, профессор, научный консультант
ООО «Сателлит» г. Белгород, Российская Федерация.

Лабинский К.Н. – доктор технических наук, профессор кафедры «Строительство зданий, подземных сооружений и геомеханики»
ГОУ ВПО «ДонНТУ».

Авторы:

Корчевский А.Н., к.т.н., доцент, **Назимко Е.И.**, д.т.н., профессор.,
Серафимова Л.И., к.т.н., доцент, **Науменко В.Г.**, к.т.н., доцент.

Д 75 Подготовительные процессы при обогащении полезных ископаемых. Дробление, измельчение, грохочение и классификация. [учебное пособие] / А.Н. Корчевский, Е.И. Назимко, Л.И. Серафимова, В.Г. Науменко В.Г - Донецк: _____, 2017. – 180 с.

В учебном пособии изложены теоретические основы и технология процессов дробления, измельчения и грохочения полезных ископаемых. Рассмотрены основные конструкции технологического оборудования, его принцип действия и технологические характеристики. Изложены методы контроля крупности перерабатываемого минерального сырья и базисные положения охраны окружающей среды в подготовительных цехах обогатительных фабрик.

Учебное пособие будет полезно для работы студентам и аспирантам технических и горных специальностей, работникам промышленных предприятий, инженерно-техническим работникам.

УДК 622.73+622.74(075.8)

ББК 33.4я7

Корчевский А.Н., Назимко Е.И., Серафимова Л.И., Науменко В.Г., 2017

ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет», 2017

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	6
1 ГРОХОЧЕНИЕ	
1.1 Классификация материалов по крупности.....	8
1.2 Характеристики крупности сыпучих материалов	10
1.3 Факторы определяющие качество разделения материала на грохоте.....	16
1.4 Технологические параметры процесса грохочения	20
1.5 Классификация грохотов	26
1.6 Конструкции грохотов	29
2 ДРОБЛЕНИЕ	
2.1 Характеристика процессов дробления и измельчения	35
2.2 Законы дробления.....	39
2.3 Характеристики горных пород и способы их разрушения.....	43
2.4 Исследование дробимости полезных ископаемых	50
2.5 Щековые дробилки.....	55
2.5.1 Конструкция и принцип действия щековых дробилок.....	55
2.6 Конусные дробилки крупного дробления	60
2.6.1 Конструкция и принцип действия конусных дробилок крупного дробления	60
2.7 Конусные дробилки среднего и мелкого дробления	62
2.7.1 Конструкция и принцип действия конусных дробилок среднего и мелкого дробления	62
2.8 Валковые дробилки	69
2.8.1 Конструкция и принцип действия валковых дробилок	69
2.9 Дробилки ударного действия.....	74
2.9.1 Конструкция и принцип действия молотковых дробилок	75
2.9.2 Конструкция и принцип действия роторных дробилок.....	78
3 ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ	
3.1 Процесс измельчения	81
3.1.1 Свойства горных пород влияющих на процесс измельчения.....	81
3.1.2 Кинетика процесса измельчения	90
3.2 Мельницы.....	94
3.2.1 Классификация мельниц.....	94

3.2.2 Классификация в схемах измельчения	106
3.2.3 Конструкция планетарных и гироскопических мельниц.....	113
3.2.4 Конструкция центробежных барабанных мельниц	114
3.2.5 Конструкция вибрационных мельниц.....	116
3.2.6 Конструкция мельниц ударного действия.....	120
3.2.7 Конструкция аэродинамических мельниц.....	122
Измельчение в барабанных мельницах.....	125
3.3.1 Скоростные режимы работы мельниц	127
3.3.2 Скорость падения измельчающих тел.....	133
3.4 Мощность барабанных мельниц	135
3.4.1 Измельчающая среда барабанных мельниц.....	137
3.4.2 Пульпа.....	141
3.4.3 Влияние массы и крупности измельчающей среды на работу барабанных мельниц.....	144
3.4.4 Влияние скорости и числа ударов измельчающих тел на работу барабанных мельниц.....	150
3.4.5 Мощность, потребляемая барабанными мельницами	152
3.5 Производительность барабанных мельниц.....	156
3.5.1 Факторы, влияющие на производительность барабанных мельниц.....	157
3.5.2 Расчет производительности барабанных мельниц	162
4 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ	
4.1 Действие человека на природу	167
4.2 Вредные действия подготовительных процессов на окружающую среду.....	169
4.3 Мероприятия по борьбе с вредными действиями в подготовительных цехах обога- тительных фабрик	174
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	176
СПИСОК ЛИТЕРАТУРА.....	177

ПРЕДИСЛОВИЕ

В многогранной горно-перерабатывающей промышленности технология дробления, измельчения и грохочения минерального сырья является одной из наиболее энергоемких и масштабных и как следствие дорогостоящих операций.

На горно-перерабатывающих предприятиях более 5 млрд.т. минерального сырья ежегодно подвергается дроблению и измельчению. На обогатительных фабриках на операции дробления и измельчения приходится 80% общих капитальных затрат и такая же доля эксплуатационных расходов. [4]. Основной причиной этой ситуации является доминирование устаревшего традиционного оборудования в виде мельниц и грохотов с недостаточной эффективностью, площадью, удельной производительностью и повышенным расходом комплектующих деталей, что приводит к выделению и обозначению вопросов в поиске новых направлений в фонде ресурсосбережения и повышения эффективности процессов дробления и измельчения, разработкой нового модульного оборудования.

Процессы дробления, измельчения и грохочения относятся к основным операциям рудоподготовки, без которых обогащения полезных ископаемых невозможно.

Процесс первичной переработки полезных ископаемых можно подразделить на два этапа: *разъединение* минералов, то есть высвобождение зерен ценного минерала от окружающих зерен других минералов и пустой породы; *разделение* минералов (собственное обогащение), то есть выделение свободных зерен ценного минерала в концентрат. Технологическое назначение операций дробления и измельчения состоит в том, чтобы раскрыть (высвободить) минералы, которые тесно переплелись и возросли между собой. Крупность зерен, до которой необходимо дробить или измельчать материал перед обогащением, определяется размером вкрапления ценных минералов и процессом, который принят для обогащения полезного ископаемого.

Дробление и измельчение являются более всего энергоемкими и ценными процессами в цикле обогащения полезного ископаемого. Капитальные и эксплуатационные затраты на них могут достигать 70 % от всех затрат на обогащение. Поэтому совершенствование дробильного и измельчающего оборудования, применение наиболее эффективных и экономических образцов и схем подготовительных операций имеют важное значение. [1].

В данном пособии рассмотрены подготовительные процессы, которые применяются при обогащении полезных ископаемых. Изложенные современные теоретические представления о процессах дробления, измельчения и грохочения минерального сырья. Описанные основные конструкции технологического оборудования, его принцип действия и технологические характеристики, схемы подготовки полезных ископаемых к обогащению. Обоснованы основные методы исследования крупности переделываемого минерального сырья и базисные положения охраны окружающей среды.

Пособие отвечает образовательно-профессиональной программе Министерства образования и науки для студентов, которые изучают горные дисциплины.

1. ГРОХОЧЕНИЕ

1.1 Классификация материалов по крупности

Полезные ископаемые – естественные вещества, добываемые из недр, которые могут быть использованы в хозяйстве с достаточной эффективностью в естественном виде или после предварительной обработки при данном состоянии техники. Полезные ископаемые делятся на вещества органического происхождения: 1) природный газ, 2) нефть, 3) уголь, сланец, торф; и неорганического: 1) нерудное минеральное сырье (асбест, графит, гранит, гипс, известняк, кварц, мрамор, каменная соль, сера, слюда), 2) агрономические руды (апатит, фосфорит), 3) руды черных, цветных и редких металлов. [1].

Руды, которые содержат в чистом виде минералы, пригодные для использования, в природе не встречаются. Большая часть минерального сырья обогащается с извлечением ценных компонентов в один или несколько концентратов и сопутствующих пород – в отходы. Согласно необходимости комплексно использовать естественные богатства сопутствующие (пустые) породы должны применяться в строительной, стеклянной и других областях промышленности.

Обогащение полезных ископаемых – совокупность процессов первичной (механической) обработки минерального сырья с целью отделения всех полезных минералов от сопутствующих пород. На обогатительных фабриках сырье подвергается ряду последовательных процессов обработки, которые по своему назначению делятся на подготовительные, основные обогатительные, вспомогательные и процессы производственного обслуживания.

К подготовительным процессам относятся дробление, измельчение, а также процессы грохочения и классификации. При дроблении и измельчении происходит раскрытие минералов вследствие разрушения сращений минерала и породы. Образовывается механическая смесь частиц и кусков разного минерального состава и крупности. Эта смесь разделяется по крупности при грохочении и классификации. Основная задача подготовительных процессов – рас-

крытие полезных минералов, подготовка минерального сырья по крупности, необходимой для следующего обогащения, усреднения сырья.

Разные руды имеют разную вкрапленность минералов. Степень вкрапленности – отношение количества минерала, который находится в сращениях с породой, к общему количеству руды. Степень раскрытия – отношение количества свободных (раскрытых) зерен минерала к общему их количеству. Эти отношения выражают в процентах. Из-за сложности строения сращений минералов и разной крупности минеральных зерен точные расчеты раскрытия их по формулам невозможны. Поэтому степень раскрытия, которая зависит от количества стадий дробления и измельчения, определяют экспериментально при исследовании полезных ископаемых на обогащаемость.

Выход продукта обогащения - отношение массы этого продукта к массе исходного материала. Содержимое компонента – отношение количества компонента в данном продукте к количеству этого продукта. Извлечение полезного компонента в продукт – это отношения массы этого компонента в данном продукте к массе его в исходном сырье. Обычно эти параметры выражают в процентах.

1.2 Характеристики крупности сыпучих материалов

Минеральное сырье, которое обрабатывается на обогатительной фабрике, и полученные из него продукты являются сыпучими материалами с разной крупностью кусков (зерен). Процессы деления сыпучих материалов на продукты разной крупности называются классификацией по крупности. Такая классификация выполняется двумя способами: грохочением, гидравлической или пневматической классификацией.

При гидравлической классификации (в воде) применяются механические и гидравлические классификаторы, гидроциклоны. Пневматическая классификация (в воздушной струе) применяется при пылеулавливании и при сухих методах обогащения.

При грохочении материал разделяется на просеивающих поверхностях с калиброванными отверстиями. Последовательный ряд размеров отверстий решет и сит называется шкалой классификации. Отношение размеров отверстий сопряженных сит в закономерной шкале называется модулем шкалы. При крупном и среднем грохочении модуль чаще принимают равным 2. Например, при грохочении материала средней крупности используют сита с размером отверстий 50, 25, 13, 6 и 3 мм. Для мелких сит, которые применяют в лабораторных условиях, модуль приблизительно равняется $\sqrt{2} = 1.41$. Для наиболее тонких частиц используют седиментационный и микроскопический анализы.

Распределение зерен по крупности характеризует гранулометрический состав продукта, который определяется рассевом материала на стандартном наборе сит. Такие контрольные сита изготавливают из проволочных или синтетических тканых сеток с квадратными ячейками. Для отсева мелких материалов используются сита со шкалой метрической системы, немецкого стандарта (размеры модуля в мм) и со шкалой Тайлера (в США и ряде зарубежных стран). Шкала Тайлера имеет два модуля: $\sqrt{2}$ и $^4\sqrt{2} = 1.89$. За основу шкалы принята сетка в 200 меш с размером отверстия в свете 0.074 мм. Число меш

равняется числу отверстий на 1 линейный дюйм (25.4 мм) сетки. Соотношение между размером отверстий в меш и в мм приведено в табл. 1.1.

Таблица 1.1 – Соотношение между размерами отверстий

меш	200	150	100	65	48	35	28	20	14	10	8	6
мм	0.074	0.104	0.147	0.208	0.295	0.417	0.589	0.833	1.17	1.65	2.36	3.33

Классом крупности называется продукт, который просеялся через данную сетку, но который остался на следующей сетке шкалы. Соотношение весовых количеств зерен разной крупности, которые входят в состав продукта, называется гранулометрической характеристикой или характеристикой крупности. Рассмотрим пример: результаты ситового анализа пробы мелкой руды приведены в табл. 1.2 (рис. 1.1).

Таблица 1.2 – Результаты ситового анализа мелкой руды

Классы, мм	Выход, %	Суммарный выход, %	
		«сверху», (по «плюс»)	«снизу», (по «минус»)
+16-20	5	5	100
+12-16	10	15	95
+8-12	20	35	85
+4-8	30	65	65
+2-4	15	80	35
+0-2	20	100	20

По характеристике крупности можно определить средний диаметр зерна в пробе ($d_{ср} = 6$ мм на рис. 1.1), а также выход разных классов. Выход отдельного узкого класса вычисляют по различию ординат, которые отвечают верхней и нижней границам для данного класса ($\gamma_{кл(2-4)} = 35 - 20 = 15\%$).

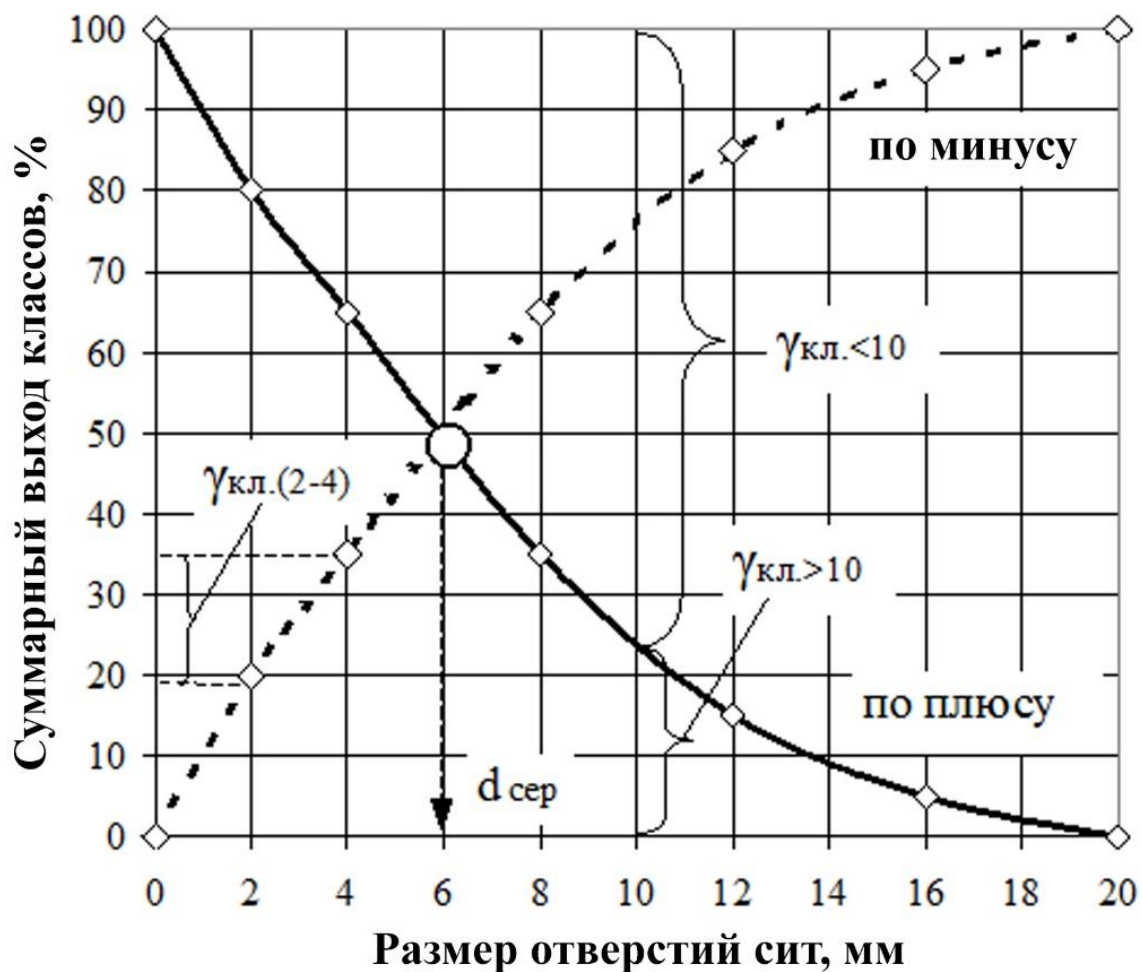


Рисунок 1.1 – Суммарные ситовые характеристики (по данным табл. 1.1)

Характеристика крупности дает наглядное представление о распределении материала по крупности: вогнутая кривая указывает на преимущество мелких зерен, выпуклая – на преимущество крупных (рис. 1.2).

Для обобщения вида характеристик продуктов дробления на оси абсцисс откладывают не абсолютные линейные размеры частиц, а в частицах размера разгрузочного отверстия дробилки (разгрузочной щели) или относительную. Такие характеристики являются типичными для дробилок определенной конструкции.

Простая сетка удобная при небольшом количестве классов и малом расхождении максимальных и минимальных размеров зерен в пробе. Для характеристики мелких продуктов измельчения строятся сетки с логарифмической

шкалой по одной из осей - абсцисс. Такие характеристики называются полулогарифмическими.

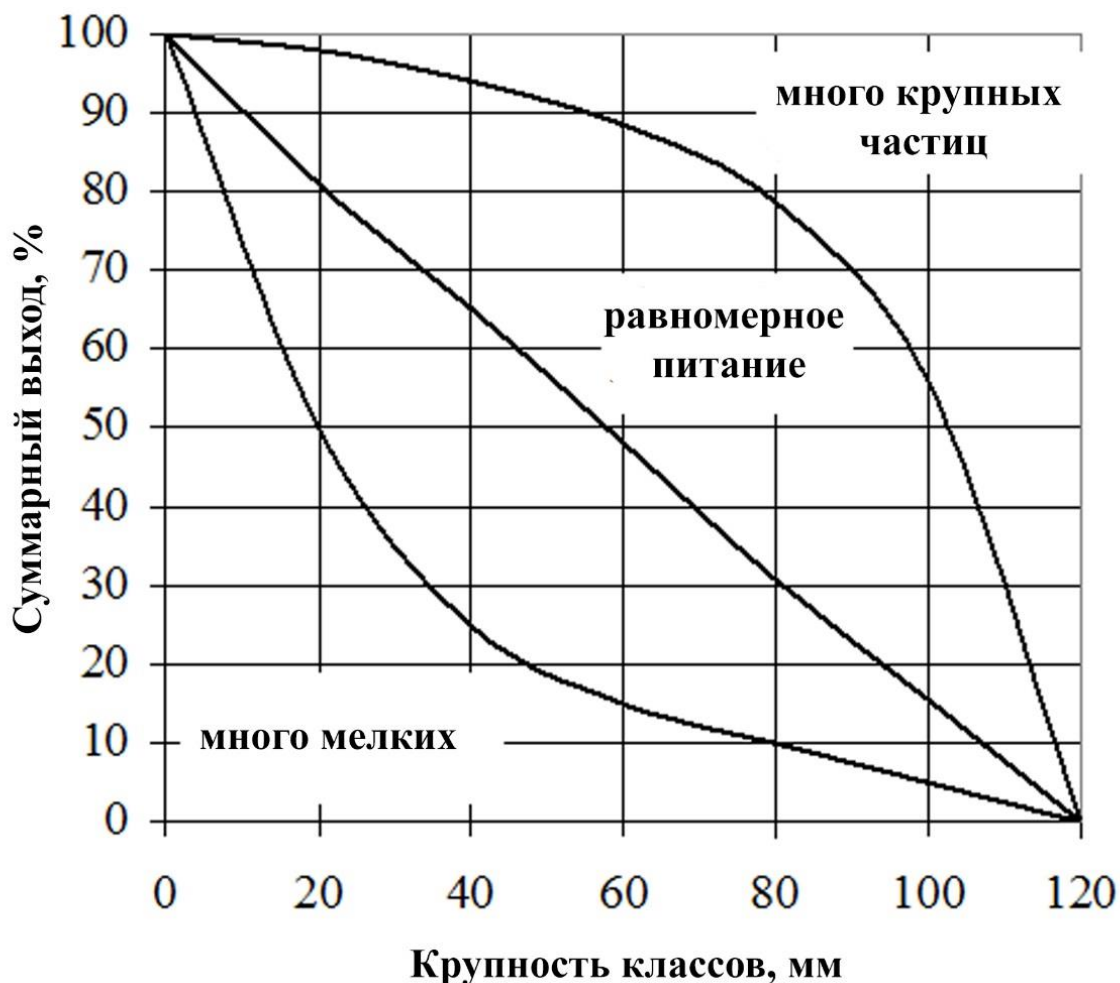


Рисунок 1.2 – Типовые характеристики крупности материала, в зависимости от размерности разных классов

Для набора сит, который имеют определенный модуль, принимают постоянной длину отрезков, которые отвечают масштабу модуля. Например, при модуле 2 принимают, что $lg 2$ отвечает отрезку на оси абсцисс, равному 1 см. Начало шкалы оси X помещают в точке 1 мкм, потому что $lg 1 = 0$. Первую точку, которая отвечает логарифму диаметра самого мелкого сита (2 мм), откладывают на произвольном расстоянии от начала координат. [18].

Следующее сито имеет размер отверстий в 2 раза больше – 4 мм. При модуле 2 имеем: $4 = 2 \times 2$, тогда $lg 4 = lg 2 + lg 2$. Таким образом, точка на оси абсцисс, которая отвечает $lg 4$, должна стоять от первой точки на расстоянии 1 см.

Третье сито – 8 мм, тогда $8 = 4 \times 2$ или $\lg 8 = \lg 4 + \lg 2$. Третья точка откладывается на расстоянии 1 см от второй и т.д.

В случае, когда по оси ординат также откладываются логарифмы суммарного остатка на сите или просеве, характеристика крупности называется логарифмической. Знак логарифма при размерах сит и выходе классов обычно опускается. Логарифмическая характеристика имеет вид прямой линии. Для построения характеристик крупности продуктов тонкого измельчения иногда используют двойные логарифмы по оси ординат.

Известен ряд формул для математического выражения зависимости между выходом отдельных классов и их крупностью. Наиболее широкое применение получило экспоненциально-степенное уравнение Розина-Раммлера:

$$100 / R = e^{md^n} \quad (1.1)$$

Здесь R – суммарный остаток на сите d , %; e – основа натуральных логарифмов;

$$100 / R = e^{m_0 d} \quad (1.2)$$

m и n – постоянные, характерные для данного материала.

Профессором В.О. Олевским предложено упрощенное экспоненциальное уравнение:

Уравнение (1.2) является частичным случаем относительно общего уравнения Розина-Раммлера и выходит из него при $n = 1$. Эта более простая формула используется во многих случаях для практических расчетов.

На практике широко используется средневзвешенный диаметр:

Здесь γ , d – выходы и средние диаметры отдельных классов, соответ-

$$D = \frac{\sum \gamma d}{\sum \gamma} = \frac{\gamma_1 d_1 + \gamma_2 d_2 + \dots + \gamma_n d_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n} \quad (1.3)$$

ственно. Сыпучие материалы характеризуются также средним диаметром частиц. Размер частиц шарообразной формы определяется диаметром шара. В

большинстве случаев частицы имеют неправильную форму. Поэтому их размер в каком-нибудь соотношении условно заменяют диаметром шарообразной частицы.

Средний диаметр частиц узкого класса исчисляется, как среднеарифметическое его границ:

$$d = (d_1 + d_2) / 2 , \quad (1.4)$$

где d_1 , d_2 – верхняя и нижняя границы крупности данного класса, мм.

Эти параметры используются при технологических расчетах операций дробления, классификации, измельчение и при выборе и расчетах необходимого оборудования.

1.3 Факторы определяющие качество разделения материала на грохоте

Одним из основных показателей, характеризующих работу грохота является эффективность грохочения E . Обычно эффективность грохочения выражается в процентах или в частицах единиц. Этот параметр определяется как отношения количества нижнего класса в подрешетном продукте к количеству этого же класса в питании. Нижним классом ($0 - d$) мм называется материал, который имеет размер меньше отверстий сита d . Расчетная схема показана на рис. 1.3.

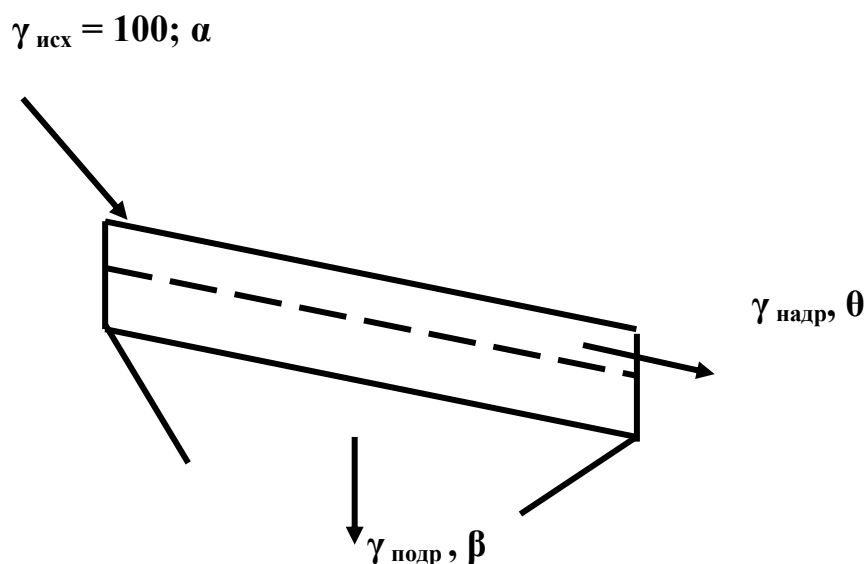


Рисунок 1.3 – Определение эффективности грохочения:

$\gamma_{вих}$ – исходное питание грохота; $\gamma_{надр}$ – выход надрешетного продукта, θ – содержание нижнего класса в надрешетном продукте

Иначе можно сказать, что эффективность грохочения E представляет собой извлечение нижнего класса в подрешетный продукт и определяется из известного выражения для извлечения:

$$E = (\gamma_{подр} \beta) 100 / 100 \alpha = \gamma_{подр} \beta / \alpha, \% . \quad (1.5)$$

Здесь $\gamma_{подр}$ – выход подрешетного продукта, %; α и β – содержимое нижнего класса в исходном материале и подрешетном продукте, % (см. рис. 1.3).

Составим уравнение материального баланса для операции грохочения по количеству нижнего класса:

$$100 \alpha = \gamma_{подр} \beta + (100 - \gamma_{подр}) \theta. \quad (1.6)$$

Отсюда:

$$\gamma_{подр} = 100 (\alpha - \theta) / (\beta - \theta). \quad (1.7)$$

После подстановки полученного значения $\gamma_{подр}$ из уравнения (1.7) в выражение для эффективности грохочения (1.5) имеем:

$$E = 100 (\alpha - \theta) \beta / \alpha (\beta - \theta). \quad (1.8)$$

Из достаточной для практики точностью можно считать, что подрешетный продукт состоит только из зерен нижнего класса ($\beta = 100\%$). Тогда выражение (1.8) имеет вид:

$$E = 10^4 (\alpha - \theta) / \alpha (100 - \theta), \% . \quad (1.9)$$

Формулой (1.9) чаще всего пользуются в практических расчетах.

Качество процесса грохочения необходимо характеризовать не одним, а двумя параметрами – эффективностью грохочения и количеством мелких классов (засоренность), потому что высокая эффективность еще не гарантирует необходимого качества верхнего продукта. Засоренность – это содержимое нижних классов в надрешетном продукте зависит от эффективности грохочения и содержимого мелких классов в питании.

Между эффективностью и временем грохочения существует закономерная зависимость.

Разными учеными и исследователями предложено несколько уравнений для установления влияния времени на эффективность грохочения материалов. Наиболее часто пользуются в практических расчетах эмпирической формулой, которая принадлежит проф. Перову В.О.:

$$E = 1 - e^{-kt^n} \quad (1.10)$$

Здесь e – основа натуральных логарифмов; k , t – параметры, которые зависят от свойств материала и условий грохочения.

Уравнение (1.10) дает допустимые отклонения теоретического процесса от реального.

К главным технологическим показателям процесса грохочения относят производительность грохота, засоренность надрешетного продукта (содержимое в нем мелких классов, которые должны были отсеяться), эффективность грохочения. Значение этих показателей определяются влиянием целого ряда факторов. Условно эти факторы делятся на две группы. К первой группе относятся факторы, которые зависят от физико-механических свойств материала, которой подлежит грохочению, ко второй – конструктивно-механические параметры (размеры грохоту и режим его работы).

Среди технологических факторов, влияющих на процесс грохочения, следует отметить следующие, основные:

- 1) насыпная плотность питания,
- 2) геометрическая форма частиц,
- 3) содержимое глинистых и липких примесей,
- 4) влажность материала и др.

Насыпная плотность питания влияет в основном на производительность грохота. В теории и практике грохочение принимают, что массовая производительность грохота (в единицах массы) прямо пропорциональная насыпной плотности и объемной производительности, которая в свою очередь зависит от ширины грохота.

Для грохочения наиболее благоприятной формой частиц является округлая (галька, гравий). Большинство рудных продуктов имеют многогранную (кубообразную) форму. Грохочение при этом протекает удовлетворительно, хотя и менее интенсивно. При грохочении материалов, которые имеют зерна про-

долговатой или пластинчатой формы (лещадь), эффективность грохочения минимальная. В зависимости от формы частиц в расчетную формулу для допустимой на грохот нагрузки вводятся поправочные коэффициенты.

Влажность играет существенную роль, особенно при расसेве на ситах с мелкими отверстиями. Внешняя влага, которая покрывает поверхность частиц пленкой, вызывает их слипание и замазывание отверстий сит.

При низкой влажности материала эффективность грохочения высокая. При влажности от 20 до 40% процесс практически прекращается, потому что почти весь исходный материал остается на сите. Кроме того, надрешетный продукт сильно загрязняется мелкими частицами, которые прилипают к поверхности более крупных зерен. Но при дальнейшем повышении влажности (грохочение с добавкой воды) происходит переход к процессу мокрого грохочения и эффективность возрастает. При добавлении воды с поверхности крупных зерен смываются и идут в подрешетный продукт более мелкие, часто глинистые примеси.

Производительность грохота по исходному материалу определяется соотношением:

$$Q = F q \delta k l m n o p, \text{ т/час} . \quad (1.11)$$

Здесь F – рабочая поверхность сита, м^2 ; q – удельная производительность, $\text{м}^3/\text{м}^2 \text{ч}$; δ – насыпная масса материала подлежащего грохочению, $\text{т}/\text{м}^3$; k, l, m, n, o, p – поправочные коэффициенты, которые учитывают разные параметры: k – влияние мелочи, l – влияние крупных зерен, m – эффективность грохочения, n – форма зерен и материал, o – влияние влажности, p – способ грохочения (мокрое или сухое).

Поправочные коэффициенты определяются при помощи справочных таблиц в зависимости от свойств питания процесса грохочения.

1.4 Технологические параметры процесса грохочения

На процесс грохочения влияют вероятность грохочения зерен через отверстия сита, скорость движения материала по ситу, угол наклона и форма поверхности сита, физические свойства материала и условия грохочения. [13].

Исходный зернистый материал разделяется на просеивающей поверхности на основании вероятностного обращения отдельных зерен (рис. 1.4).

Вероятность прохождения сферического зерна диаметром d через квадратное отверстие сита размером l выражается соотношением (при условии, что зерно падает перпендикулярно поверхности сита):

$$P = n / m , \quad (1.11)$$

где n – число благоприятных случаев для прохождения зерна через отверстие, m – общее число случаев падения зерна на сито.

Значение величины n пропорционально площади $(l - d)^2$, а значение m - площади l^2 . Тогда вероятность прохождения зерна сквозь отверстия сита определяется, как:

$$P = (l - d)^2 / l^2 = [(l - d) / l]^2 = [1 - (d / l)]^2 . \quad (1.12)$$

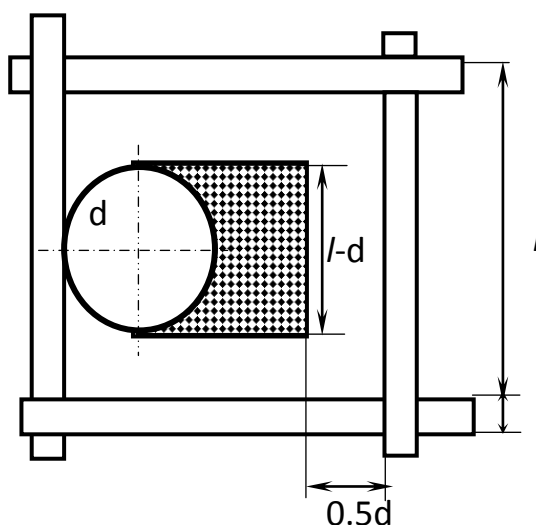


Рисунок 1. 4 – Иллюстрация к определению вероятности прохождения зерна через отверстия сита

Если учесть толщину провода a , из которого изготавливаются сита, то выражение (1.12) примет вид:

$$P = (l - d)^2 / (l + a)^2 = [l / (l + a) - d / (l + a)]^2. \quad (1.13)$$

Вынесем в соотношении (1.13) левое выражение в квадратных скобках за скобки. После преобразований получим:

$$P = [l / (l + a)]^2 [1 - (d / l)]^2 = l^2 / (l + a)^2 [1 - (d / l)]^2. \quad (1.14)$$

Отсюда вытекает, что вероятность грохочения зерна прямо пропорциональная живому сечению сита, значения которого определяется как $l^2 / (l + a)^2$ (см. соотношение 1.14).

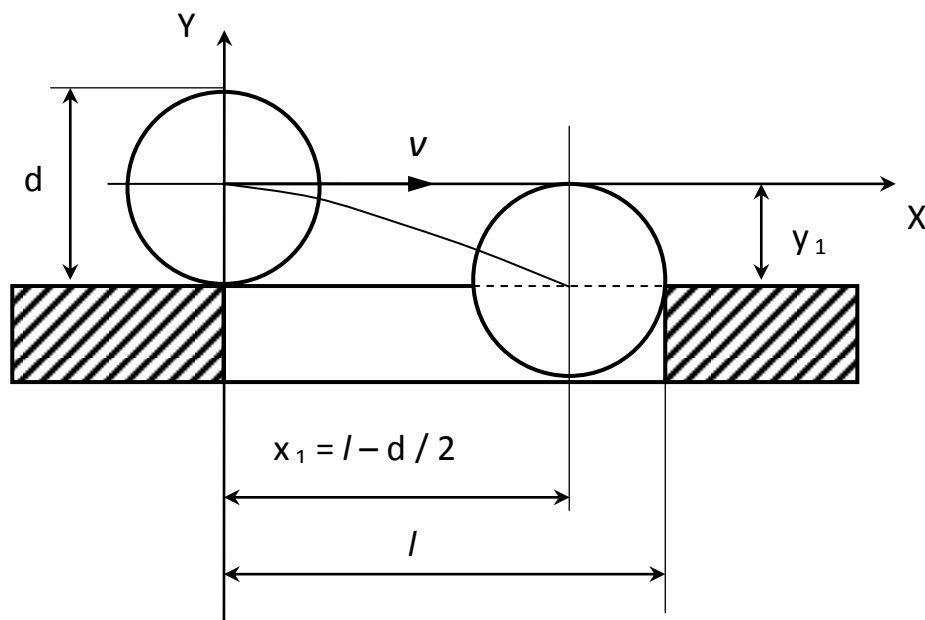


Рисунок 1.5 – Схема движения зерна по сити грохота

Таким образом, чем ближе размер зерна к размеру отверстия сита, тем меньше вероятность его просеивания (при конечной длине сита). Чем меньше в питании тяжелых и затрудняющих грохочение зерен, тем больше может быть скорость движения материала по грохоту и тем выше его производительность по исходному питанию. Угол наклона и толщина поверхности сита также значительно влияют на процесс грохочения. Для определения соотношения между этими параметрами рассмотрим схему, представленную на рис. 1.5.

Пусть сферическое зерно диаметром d движется по сити со скоростью v . Под влиянием этой скорости и силы тяжести зерно пройдет через отверстие, если траектория движения его центра веса пересечет верхнюю плоскость сита не дальше точки O_I . Если траектория движения пройдет выше, то вероятность прохождения зерна через отверстие сита равняется нулю.

Координаты точки O_I :

$$x_I = v t, \quad y_I = g t^2 / 2, \quad (1.15)$$

где v – максимальная скорость движения зерна, t – время движения, g – ускорение силы тяжести.

Отсюда из формул (1.15) и выражения для v_I имеем:

$$t = (2 y_I / g)^{0.5}. \quad (1.16)$$

Из геометрических соотношений видно, что

$$x_I = l - 0.5 d, \quad y_I = 0.5 d. \quad (1.17)$$

Подставим значение v_I (1.17) в формулу (1.16) для t и получим:

$$t = (d / g)^{0.5}. \quad (1.18)$$

Подставим полученное соотношение (1.18) в формулу (1.15) для x_I и приравняем новое выражение и выражение (1.17). Отсюда:

$$l - 0.5 d = v (d / g)^{0.5}. \quad (1.19)$$

Из выражения (1.19) вытекает, что максимальная скорость, при которой еще обеспечивается прохождение зерна через отверстие сита, будет:

$$v = (l - 0.5 d) [(d / g)^{0.5}]. \quad (1.20)$$

Из выражения (1.19) вытекает, что максимальная скорость, при которой еще обеспечивается прохождение зерна через отверстие сита, будет:

$$v \approx 1.56 (d)^{0.5}. \quad (1.21)$$

Выражение для максимальной скорости подачи материала получено без учета подбрасывания его на сите.

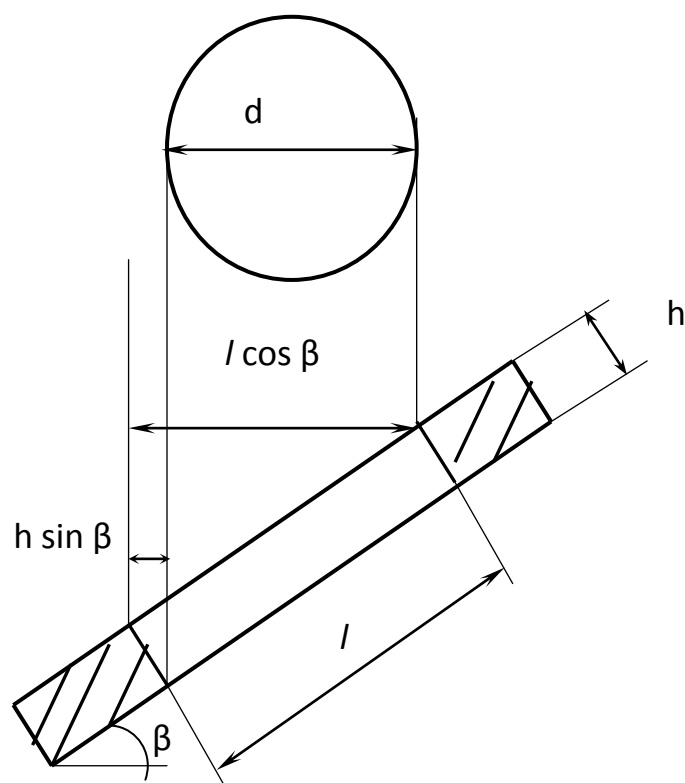


Рисунок 1.6 - Влияние угла наклона и толщины сита на параметры грохочения

При учете подбрасывания зерно после удара об край отверстия сита может быть вытолкнуто на поверхность сита, то есть срабатывает так называемый «эффект восстановления». Поэтому при режиме с подбрасыванием скорость подачи питания на грохот может быть повышена в 2-3 раза.

Угол наклона и толщина поверхности сита также значительно влияют на процесс грохочения. Для определения соотношения между этими параметрами рассмотрим схему, представленную на рис. 1.6.

Будем считать, что зерно диаметром d падает на наклонную поверхность сита с толщиной h и размером отверстий сита l . Диаметр зерна, которое может пройти через отверстия сита можно определить из геометрических соотношений (рис. 1.6).

Из геометрических соотношений (рис. 1.6) следует, что:

$$d = l \cos \beta - h \sin \beta . \quad (1.22)$$

Итак, для того, чтобы получить подрешетный продукт одинаковой крупности на наклонном или на горизонтальном сите при значении угла наклона просеивающей поверхности $\beta = 200$ и $\beta = 250$, размер отверстий наклонного сита должен быть соответственно в 1.15 и в 1.25 раза больше, чем горизонтального.

1.5 Классификация грохотов

По принципу действия грохоты разных типов аналогичные: грохочение мелких классов происходит при движении материала по поверхности, которая просеивает. Перемещение материала осуществляется под действием: силы веса (гравитационное перемещение), вибраций сита (вибрационное перемещение), струи воды (гидравлическое перемещение).

В практике обогащения полезных ископаемых применяются грохоты следующих типов: 1) неподвижные колосниковые; 2) валковые; 3) барабанные оборотные; 4) плоские качающиеся; 5) полувибрационные (гирационные); 6) вибрационные с круговыми вибрациями (инерционные с дебалансным вибратором и самоцентрирующиеся); 7) вибрационные с прямолинейными вибрациями (с самобалансным вибратором, электровибрационные и резонансные); 8) дуговые сита.

Плоские грохоты с поперечными и с продольными несимметричными колебаниями применяются в пищевой и химической промышленности.

Выпускаются грохоты легкого, среднего и тяжелого типов. Маркировка грохотов следующая: Г – грохот, И – инерционный, С – самобалансный, Р – резонансный, Л – легкого типа, С – среднего типа, Т – тяжелого типа. Легкие грохоты применяют для отсева материала с насыпной массой 1.0, средние – 1.6, тяжелые – 2.7 т/м³. За буквами следом идут цифры: I цифра после букв обозначает ширину грохота (3 – 1250, 4 – 1500, 5 – 1750, 6 – 2000, 7 – 2500, 8 – 3000 мм), II цифра – число сит. *Например, грохот ГИЛ 72 – грохот инерционный легкий, ширина сита 2500 мм, двухситный.*

Неподвижные колосниковые грохоты применяют для крупного грохочения – для предварительного грохочения руды перед первой стадией дробления. Грохоты представляют собой решетку, собранную из установленных под углом колосников. Иногда эти грохоты устанавливаются горизонтально. Угол наклона

для сухих руд 38-500, для угля 30-350. Ширина щели между колосниками не менее 50 мм. Колосники изготовляют из балок фасонного сечения. Ширина грохота определяется фронтом его загрузки, который зависит от размеров устройства подающего материал на грохот.

Ширина колосникового грохоту должна быть больше или равняться тройному размеру максимального куска. Длину грохота выбирают в зависимости от необходимой производительности и эффективности грохочения. Практически длина лежит в пределах 3-5 г. Эффективность грохочения невысокая, зависит от содержания мелких классов в питании и составляет 50-60 %.

Барабанные грохоты применяются для промывания глинистых руд (скрубберы); промывание и сортировки щебней, гравия и песка; для сортировки асбестового волокна и графитового концентрата; для улавливания скрапа и больших кусков руды при разгрузке пулевых и стержневых мельничных машин (бутары); для сортировки изношенных шаров при замене футеровки мельничных машин.

Барабанные слабонаклонные грохоты имеют вращающуюся цилиндрическую просеивающую поверхность, рис. 1.14.

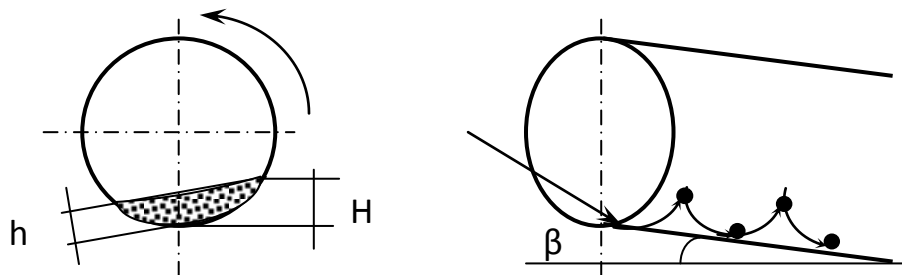


Рисунок 1.14 – Схема движения материала в барабанном грохоте

Загружаемый материал продвигается по внутренней поверхности грохота. Куски материала под действием сил трения захватываются внутренней поверхностью барабана и поднимаются на некоторую высоту H , после чего скатываются вниз. В этот момент кусок передвигается вдоль барабана вследствие

наклона грохота. Вследствие того, что барабан непрерывно оборачивается, кусок снова поднимается на такую же высоту. Траектория куска состоит из дуг окружности (при подъеме) и отрезков винтовой линии (при скатывании). Производительность барабанных грохотов (т/г) определяется по формуле:

$$Q = 3600 S v \mu \gamma , \quad (1.23)$$

где S – площадь поперечного сечения потока материала (сегмента), v – скорость перемещения материала вдоль грохота, м/г, μ – коэффициент разрыхления материала, $\mu = 0.3$, γ – удельный вес материала, т/м³.

1.6 Конструкции грохотов

Наиболее широкое распространение в горно-обогатительной промышленности получили плоские подвижные грохоты с симметричными продольными колебаниями. В конструкции этих аппаратов обратно-поступательные колебания рабочего органа осуществляются разными в кинематическом отношении механизмами. Их разделяют на следующие классы:

1) Класс грохотов с фиксированной кинематикой – перемещение, скорости и ускорение всех звеньев, определенные по величине и направлению и не зависят от масс, которые принимают участие в колебаниях. Это качающиеся грохоты с кривошипным или эксцентриковым механизмом.

2) Класс кинематически неопределенных (вибрационных) грохотов – не имеют фиксированной кинематики. Траектория, скорости и ускорение зависят от соотношения между двигающимися массами и от упругости гибких опор грохота. Это вибрационные грохоты с приводом от дебалансного или электромагнитного вибровозбудителя.

3) Класс грохотов с частично фиксированной кинематикой – занимают промежуточное положение между 1) и 2) – трационные и сдвоенные грохоты. Не выпускаются с 1973 г.

Для обеспечения более высокопроизводительных операций грохочения с более высокоэффективными показателями осуществляют способ грохочения толстым слоем и применяют вибрационные грохоты. В различных отраслях горного производства применяется более 3000 штук вибрационных грохотов. На углеобогатительных фабриках и сортировальных шахтах в настоящее время эксплуатируется более 1000 штук вибрационных грохотов.

Процесс разделения по крупности или выделения твердой фазы из пульпы на вибрационных грохотах осуществляется путем вибрационного перемещения по длине просеивающей поверхности. Данный признак является до-

статочной категорией, но не необходимой, поскольку такое перемещение реализуется в целой группе грохотов, которую принято называть плоскими подвижными грохотами с колебательным движением просеивающей поверхности. Модель процесса вибрационного грохочения рассматривает взаимодействие трех его составляющих: сегрегации, просеивания и вибротранспортирования.

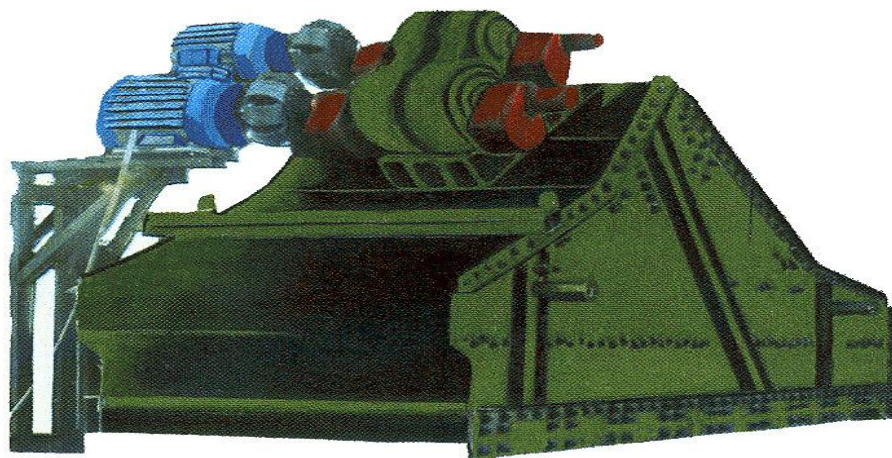
Класс вибрационных грохотов характеризуется типом привода или, более строгое разделение, способом возбуждения колебаний. Таким образом, вибрационный грохот – это грохот с вибрационным приводом, который называют динамическим (силовым). Принципиальная особенность вибрационного грохота как раз и состоит в том, что в используемом в нем динамического привода характер колебательного движения, амплитуда и форма траекторий колебаний грохота определяются исключительно динамическими факторами – силовым воздействием, генерируемым приводом (вынужденной силой), числом и массой движущихся элементов, а также числом, расположением и характеристиками упругих элементов.

Вибрационный (динамический) привод колебательного движения называют вибровозбудителем. В серийно выпускаемых грохотах отечественного машиностроения в основном применяется схема инерционного возбуждения колебаний при помощи центробежных (дебалансных) вибровозбудителей с вращающейся неуравновешенной массой (инерционным элементом), построенных по одномассной колебательной системе. В зависимости от количества применения дебалансных вибровозбудителей грохота делятся на инерционные наклонные одновальные с круговой формой траекторией колебаний и горизонтальные или слабонаклонные инерционно-самобалансные (двухвальные с эффектом самосинхронизации и траекторией колебаний близкой к линейной форме).

Вибрационные грохоты с инерционным вибровозбудителем имеют простую конструкцию, легко регулируются и надежны в эксплуатации. Применение упругих опор или подвесок с пружинами небольшой жесткости обеспечи-

вадет значительное уменьшение динамических нагрузок на раму грохота и перекрытия строения фабрики.

Общий вид инерционно-самобалансного грохота приведен на рис. 1.15.



1.15 – Грохот ГИСЛ 62У.

В коробе инерционных и инерционно-самобалансных грохотов может быть установлено от одного до трех сит.

Инерционные и инерционно-самобалансные грохоты характеризуются высокой производительностью и эффективностью грохочения, простотой (технологичностью) в изготовлении и удобством в эксплуатации.

Инерционные и инерционно-самобалансные грохоты выпускают трех типов в опорном и подвесном исполнении:

- грохоты легкого типа (ГИЛ, ГИСЛ) – для грохочения материалов с насыпной плотностью до 1 т/м^3 ;
- грохоты среднего типа (ГИС, ГИСС) – для грохочения нерудного сырья с насыпной плотностью до $1,4 \text{ т/м}^3$;
- грохоты тяжелого типа (ГИТ, ГИСТ) – для грохочения сырья и продуктов обогащения на фабриках черной и цветной металлургии с насыпной плотностью до $2,5 \text{ т/м}^3$

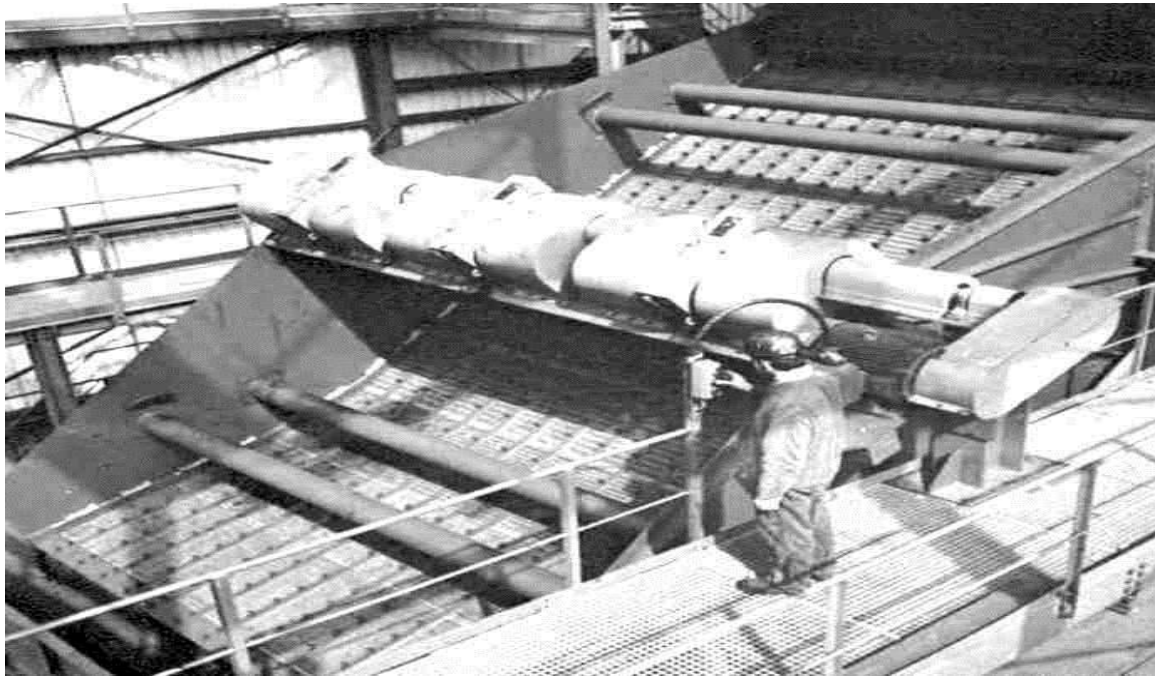


Рисунок 1.16 – Общий вид грохота з двумя дебалансами для грохочения рядового угля

Гидравлические грохоты предназначены для выделения мелких классов из пульпы. Разделение материала по крупности происходит в потоке пульпы. К классу гидравлических грохотов относятся дуговые сита и конические грохоты.

Применяются безнапорные и напорные дуговые сита, рис. 1.17.

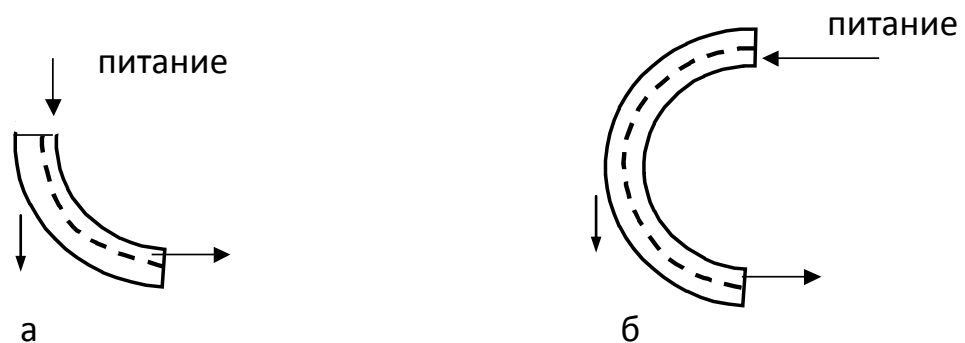


Рисунок 1.17 - Безнапорное (а) и напорное (б) дуговое сито

Просеивающая поверхность в дуговых ситах выполнена в виде дугообразных колосниковых решеток. Щели в дуговых ситах располагаются перпен-

дикулярно движению пульпы. При движении по ситам материал встречается с краем каждого поперечного колосника сита. В результате часть потока идет под решето. Толщина пласта жидкости, отделяемого концом колосника равняется приблизительно 0.25 ширины щели вследствие значительной скорости потока двигающегося вдоль колосниковой решетки. Из-за этого эффекта в дуговых ситах происходит снижение эффективной ширины щели. Поэтому большая часть подрешетного продукта не превышает половины размера щели дугового сита. Щели сита не забиваются.

Однако, эффективность обезвоживания здесь невысокая, что связано с небольшим значением центробежной силы. Эта сила возникает только в результате изменения направления скорости движения потока суспензии при движении по криволинейной поверхности. Для обезвоживания и классификации продуктов обогащения применяются также двухкаскадные дуговые грохоты.

Конические грохоты по принципу действия подобны грохотам с дуговыми ситами. Принципиальная схема устройства конического грохота представлена на рис. 1.18.

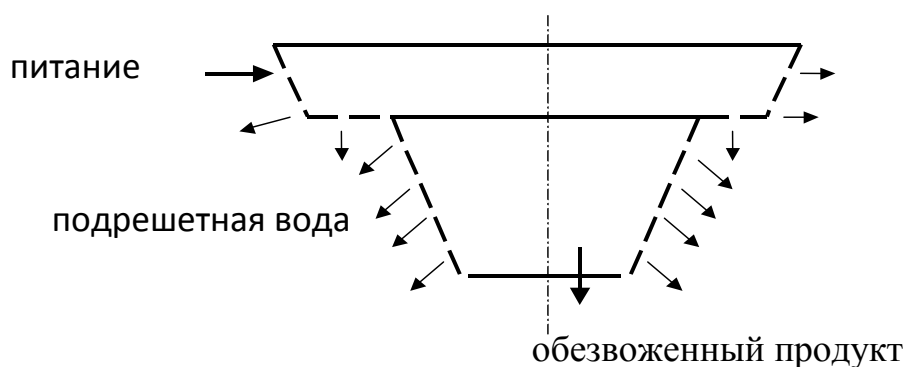


Рисунок 1.18 – Принципиальная схема конического грохота

Благодаря тангенциальному подведению питания создается вращающийся поток суспензии. На кольцевой поверхности, которая обезвоживает материал, образовывается пласт материала определенной толщины. Под действием центробежной силы 80-90% воды и мелочи отделяется на верхнем сите. Остав-

шаяся свободная влага идет в подрешетный продукт в пирамидальной части грохоту. Удельная производительность конических грохотов ГК больше, чем у подвижных грохотов и составляет $\approx 80 \text{ м}^3 / \text{м}^2 \text{ г}$ по суспензии и $20 \text{ т} / \text{м}^2 \text{ г}$ по твердому. Выпускаются грохоты с маркированием ГК-1.5, ГК-3, ГК-6, цифры показывают площадь поверхности, которая обезвоживает материал, м^2 .

ГЛАВА 2. ДРОБЛЕНИЕ

2.1 Характеристика процессов дробления и измельчения

Дроблением и *измельчением* называют процессы разрушения и уменьшения размеров комка сырья под действием внешних механических, тепловых, электрических сил, направленных на преодоление внутренних сил сцепления, которые связывают между собой частички твердого тела. В практике для дробления и измельчения полезных ископаемых применяют преимущественно внешние механические влияния.

Между дроблением и измельчением принципиального различия нет. Условно считают, что при дроблении получают зерна крупностью больше 5 мм, а при измельчении – меньше 5 мм. В зависимости от крупности исходного и дробленого (измельченного) продуктов различают три стадии дробления и три стадии измельчения (табл. 2.1).

Таблица 2.1. – Стадии дробления и измельчения

Дробление			Измельчение			
Стадия	Крупность продуктов, мм		Стадия	Крупность Продуктов, мм		Содержимое класса -0,074 мм в измельченном, %
	исходного	дробленого		Размер зерна в		
				исходном	дробленном	
Крупное дробление	1200-500	350-100	Крупное измельчение	20-40	до 5	50-60
Среднее дробление	350-100	100-40	Среднее измельчение	до 5	до 0,6	60-80
Мелкое дробление	100-40	40-10	Тонкое измельчение	до 5	до 0,15	свыше 85

Дробление и измельчение на обогатительных фабриках используют для разъединения тесно переплетенных и сросшихся между собой зерен разных минералов, которые содержатся в полезном ископаемом. Чем полнее происходит раскрытие зерен полезного ископаемого при дроблении и измельчении, тем более успешное его следующее обогащение. Крупность дробления и измельчения полезных ископаемых зависит от их минерального состава, вкрапление полезных минералов, дальнейшего метода обогащения и характера использования продуктов обогащения.

При дроблении и измельчении любых материалов нужно соблюдать принцип «не дробить ничего лишнего», потому что переизмельчение приводит к лишней затрате электроэнергии, увеличение износа дробилок и мельниц, уменьшение их производительности и ухудшения показателей обогащения.

Количественной характеристикой процессов дробления и измельчения служит *степень дробления* или *измельчения*, которая показывает во сколько раз уменьшился размер комка (зерен) материала при дроблении или измельчении.

Степенью дробления (измельчение) называется отношение размеров зерна исходного материала к размерам зерна дробленого (измельченного) материала.

Для определения степени дробления (измельчения) предложено несколько расчетных формул.

В промышленных условиях для ориентировочного определения степени дробления (измельчения) широко используют формулу с применением максимальных размеров зерен исходного и дробленого материалов:

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

где i – степень дробления (измельчения); D_{max} , d_{max} – размеры максимального зерна (комка) в исходном и дробленном (измельченном) материале, мм.

С большей точностью степень дробления (измельчения) определяют, как отношения средних диаметров зерен в продуктах до и после дробления (измельчения):

$$i = D_{cp}/d_{cp}, \quad (2.2)$$

где D_{cp} , d_{cp} – средние диаметры зерен (комка) исходного и дробленого (измельченного) материала, мм.

Также находят применение формулы:

- для оценки степени дробления:

$$i = D_{80}/d_{80}; \quad (2.3)$$

– для оценки степени измельчения:

$$i = D_{95}/d_{95}, \quad (2.4)$$

где D_{80} , d_{80} – размер квадратных отверстий, сквозь которые проходит 80% исходного и дробленого материала, мм; D_{95} , d_{95} – размер квадратных отверстий, сквозь которые проходит 95% исходного и измельченного материала, мм.

На машиностроительных заводах для характеристики дробилок используют конструктивную степень дробления, которая определяется по формуле:

$$i = 0,85B/s, \quad (2.5)$$

где B – ширина загрузочного отверстия дробилки, мм; s – ширина разгрузочной щели дробилки, мм.

Величину $0,85B$ называют эффективной шириной загрузочного отверстия дробилки. Считают, что размер максимального комка материала, который поступает в дробилку, должен быть на 15% меньше ширины загрузочного отверстия, а размер максимального комка в дробленном продукте должен равняться ширине разгрузочной щели.

На обогатительных фабриках дробление и измельчение полезных ископаемых обычно осуществляют за несколько стадий потому, что необходимую степень дробления в одной машине получить невозможно. Часть общего процесса дробления или измельчения, осуществленная в одной машине, называется *стадией дробления (измельчения)*. Степень дробления (измельчения), достигаемая в отдельной стадии, называется частичным, а во всех стадиях – общим. Общая

степень дробления равняется произведению степеней дробления (измельчения) в отдельных стадиях:

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot \dots \cdot i_n. \quad (2.6)$$

Число стадий дробления и измельчения зависит от физико-механических свойств полезного ископаемого, вкрапление полезного минерала и крупности, которые допускаются дальнейшим процессом обогащения. Машины, осуществляющие процессы дробления и измельчения, называются соответственно *дробилками* и *мельницами*.

Эффективность E работы дробилок (мельниц) оценивается количеством дробленого (измельченного) продукта на 1 квт·год израсходованной электроэнергии, а величина обратная эффективности удельным расходом энергии e :

$$E = Q / E^*, \text{ т/Дж}; \quad (2.7)$$

$$e = E^* / Q, \text{ Дж/т}, \quad (2.8)$$

где Q – масса дробленого (измельченного) продукта, т; E^* – энергия, израсходованная на дробление (измельчение), Дж.

2.2 Законы дробления

Законы дробления определяют работу, которую выполняют внешние силы при разрушении комка дробящегося полезного ископаемого. Эта работа затрачивается на преодоление сил взаимного сцепления частичек твердого вещества. Силы сцепления, которые действуют в зернах (комке) горных пород, можно разделить на две группы:

- силы, которые действуют внутри кристаллов,
- силы, которые действуют между отдельными кристаллами.

Эти силы имеют одинаковую физическую природу и различаются между собой только величиной (силы второй группы значительно меньше сил первой группы). Величина сил сцепления определяется природой и структурой кристаллов, которые образуют зерна (комки, куски) полезного ископаемого, но зависит также от разных дефектов в кристаллической структуре (микро- и макротрещин), что ослабляют прочность зерен. При дроблении зерна полезных ископаемых разрушаются по наиболее слабым сечениям (трещинах, дислокациях и т.п.). Таким образом, при дроблении происходит как-бы ликвидация слабых мест и укрепление материала.

Работа, затрачиваемая на дробление, частично тратится на деформацию разрушаемого комка, частично затрачивается на образование поверхностей, которые снова оголяются.

В современной теории и практике дробления и измельчения используют четыре основных закона (гипотезы), которые являются эмпирическими.

По закону *Риттингера*, работа, израсходованная на измельчение, пропорциональна новообразовавшейся поверхности:

$$A = k\Delta S, \quad (2.9)$$

где k – коэффициенты пропорциональности; ΔS – вновь образованная поверхность.

Предположим, что при дроблении одного кубического комка с ребром D он разрушается на n кубиков с ребром d ($n = D^3 / d^3$).

Площади поверхностей первичного S_1 и полученных S_2 кубов будут:

$$S_1 = 6D^2; \quad S_2 = 6d^2 D^3 / d^3.$$

Площадь новообразованной поверхности:

$$\Delta S = S_2 - S_1 = 6D^2(D/d - 1) = 6D^2(i - 1), \quad (2.10)$$

где i – степень измельчения.

Работа, затрачиваемая на измельчение этого зерна, будет:

$$A = A_0 \Delta S = 6A_0 D^2 (i - 1) = k_R D^2, \quad (2.11)$$

где A_0 – работа затрачивается на образование единицы новой поверхности; k_R – коэффициент пропорциональности при работе, затрачиваемой на образование новой поверхности $k_R = 6A_0(i - 1)$.

Удельная работа, затрачиваемая на образование новой поверхности, зависит от природы материала, его крупности, степени и способа измельчения. Закон Риттингера справедлив при тонком измельчении, когда энергия тратится в основном на образование новой поверхности, то есть при высокой степени измельчения. Он не учитывает изменения сопротивления материала измельчению по мере уменьшения его крупности.

По закону Кика-Кирпичева, затрата энергии на дробление материала (деформацию комка) пропорциональная его объему или массе:

$$A = k \Delta V = k_k D^3, \quad (2.12)$$

где k , k_k – коэффициенты пропорциональности при работе, затрачиваемой на деформацию комка дробящегося материала; ΔV – деформированный объем разрушаемого комка с ребром D .

Это уравнение справедливо при дроблении большого комка с малой степенью дробления, когда энергией, затрачиваемой на образование новой поверхности, можно пренебречь.

По закону Ребиндера полная работа дробления равняется сумме работ деформаций и образования новой поверхности:

$$A = K_k \cdot D^3 + K_R \cdot D^2, \quad (2.13)$$

то есть Ребиндер обоснованно предположил, что разрушение комка наступает после ее деформации. Таким образом, закон Ребиндера объединяет два предыдущих (Риттингера и Кирпичева-Кика).

По закону Бонда, работа, затрачиваемая на дробление, пропорциональна среднему геометрическому объему и площади разрушаемого зерна:

$$A = k_B \sqrt{D^2 D^3} = k_B D^{2,5}, \quad (2.14)$$

где k_B – коэффициент пропорциональности при определении полной работы.

По закону Бонда, работу можно приблизительно определить для крупного, среднего и мелкого дробления при средних степенях дробления.

Существует также ряд других обобщенных формул для определения работы дробления (измельчения).

Вследствие неизвестности коэффициентов пропорциональности уравнения законов дробление (2.11-2.14) не могут быть использованы для количественных расчетов по определению величины работы, но их можно применить при качественном исследовании процессов дробления и измельчения.

2.3 Характеристики горных пород и способы их разрушения

Основные свойства горных пород можно разделить на две группы: *физические и механические*.

Физические – плотность, пористость, влажность, смачиваемость, магнитная восприимчивость, электрическое сопротивление и др. *Механические* – прочность, твердость, пластичность и др.

При разрушении горных пород механическим способом первостепенное значение имеют их механические свойства, которые характеризуют способность к сопротивлению силовым влияниям и в зависимости от вида, и интенсивности последних к изменению размеров, формы и состояния.

Прочность – свойство горной породы в определенных условиях и пределах, не разрушаясь, воспринимать те или другие силовые влияния (в частности влияния механических нагрузок, температурных, магнитных, электрических и других полей, неравномерное протекание физико-химических процессов в разных частях горных пород и др.).

Показателями, которые характеризуют *прочность горных пород* для разных случаев, является: границы прочности пород на сжатие σ_{cm} , растяжение σ_p , сдвиг σ_{zc} , изгиб $\sigma_{виг}$, а также текучести σ_m , ползучести σ_n и др. Для большинства пород граница прочности на растяжение σ_p не превышает 20 МПа. Границы прочности пород при сдвиге, изгибе и других видах деформаций всегда меньшие σ_{cm} и большие σ_p , но более близкие к последней. Из предообразующих минералов самую большую прочность имеет кварц. У него σ_{cm} превышает 500 МПа, у полевых шпатов, пироксенов, авгита, роговой обманки, оливина и других железисто-магнезиальных минералов $\sigma_{cm} = 200-500$ МПа, в кальците σ_{cm} около 20 МПа. В поликристаллических горных породах прочность в основном определяется силами взаимного сцепления непосредственно касательных между собой зерен и прежде всего зависит от их прочности, а также строения. Самые большие значения границ прочности при сжатии имеют плотные мелко-

зернистые кварциты и нефриты (500-600 МПа). Значительную прочность (больше 350 МПа) имеют плотные мелкозернистые граниты, немного меньшую – габбро, диабазы и грубозернистые граниты. Прочность угля при сжатии меняется в зависимости от степени его метаморфизма и зольности от 1 МПа (коксуемый уголь) до 35 МПа (антрациты). Для угля показатели прочности на сжатие $\sigma_{см}$, сдвиг $\sigma_{зс}$, растяжение σ_p находятся в таком соотношении: $\sigma_{см} : \sigma_{зс} : \sigma_p = 1 : 0,3 : 0,1$. [1].

Твердость – свойство горной породы, не разрушаясь, оказывать сопротивление при сосредоточенном контактном силовом влиянии. Твердость – характеристика горных пород, которая отображает их *прочность*.

В зависимости от метода испытания различают *твердость царапания, втискивания, шлифования*. При использовании метода царапания по поверхности перемещают острый алмазный наконечник или эталонный минерал. Мера твердости – величина усилия, с которым протягивается наконечник, ширина и объем царапины. В методах сверления твердость определяют по показателям взаимодействия сверла и породы. Критерии твердости в этом случае: объемная работа разрушения, величина крутящегося момента и др. По методу Ф. Пфаффа и Т.А. Джаггара используют алмазные наконечники, по методу А.М. Янчура и О.М. Кульбачного – резцы, армированные твердыми сплавами. Распространено также определение твердости по высоте отскока бойка с алмазным наконечником, который похож на поверхность горной породы с фиксированной высоты (метод А.Ф. Шора). В современной практике широко используют методы втискивания инденторов в исследуемый образец. При этом твердость определяют методами Ю. Бринелля, С. Роквелла и др., испробованными в металловедении. В горном деле применяется показатель твердости, которая определяется по методу Л.А. Шрейнера путем выкалывания (углубления) лунки в шлифованной поверхности породы под действием нагрузки, приложенной к штампу с плоской круглой основой. Численное значение твердости представляет отношение максимальной силы, которая действует на штамп в момент выкалывания лунки, к площади контактной поверхности. Аналогичным путем определяют контакт-

ную прочность по методу Л.И. Барона и Л.Б. Глатмана. Отличие заключается в том, что индентор втискивают в естественную (необработанную) поверхность породы. Показатели твердости используют при проектировании средств механизации горных работ, оптимизации режимов эксплуатации породоразрушающих органов, обосновании нормативов производительности разных конструкций инструментов и т.д.

Пластичность – свойство горной породы под действием внешних сил менять, не разрушаясь, свою форму и размеры.

Глинистые породы, лессы, мергели, мел, грунты, которые залегают на поверхности земли, приобретают пластичность при определенных условиях увлажнения, глубинные горные породы – под действием температуры и давления (пластичность увеличивается с ростом температуры и давления). Пластичность зависит от минерального состава горных пород. Наличие жестких кварцевых зерен и полевого шпата в породе уменьшает ее пластичность. Пластичность угля зависит от содержания в нем углерода. При переходе от малометаморфизируемого угля к антрацитам пластичность уменьшается в 30 раз. Относительно глинистых пород, то в зависимости от степени их увлажненности они могут быть крошащимися, пластичными и текучими.

Прочность горных пород – общее условное понятие, которое символизирует совокупность механических свойств горных пород, которые оказываются в разных технологических процессах при добыче и переработке полезных ископаемых. Прочность зависит от твердости, вязкости, хрупкости, упругих свойств, минералогического состава и структуры. Прочность возрастает с увеличением сил связи между частичками и отдельностями горных пород и содержание крепких минералов в породе и снижается, как правило, при увлажнении. По М.М. Протодьяконове, выделено 10 категорий прочности (табл. 2.2). Метод экспериментального определения коэффициента прочности (f), предложенный М.М. Протодьяконовым, основанный на относительной оценке работы, затраченной на дробление горной породы грузом массой 2,4 кг свободно падающего с высоты 0,6 м.

Коэффициент прочности f определяют в зависимости от границы прочности на сжатие σ_{cm} :

$$f = 0,01\sigma_{cm}. \quad (2.15)$$

Показатели свойств горных пород зависят от их состава и строения. Силы сцепления между кристаллами, цементирующим веществом и обломками меняются в широком диапазоне, который обуславливает большие колебания в механических свойствах горных пород. На механические свойства горных пород имеют влияние влажность, пористость, слоистость, крупность минеральных зерен и др.

Процесс дробления и измельчение горной породы начинается с ее разрушения по трещинам и наиболее слабым местам. Машины для дробления и измельчения обеспечивают необходимые для разрушения комка полезного ископаемого усилия (рис. 2.1), основные из которых раздавливания, раскалывание, стирание и удар (ломка и срезания имеют в процессе подчиненное значение).

Раздавливание (рис. 2.1 *a*) – разрушение кома в результате сжатия между двумя измельчающими поверхностями. При дроблении раздавливанием образовывается большое количество мелких зерен, особенно при дроблении крошащихся полезных ископаемых. Этот способ применяется, если при дроблении полезного ископаемого допускается повышенный выход мелочи.

Таблица 2.2. – Классификация прочности горных пород (по М.М. Протодяконову)

Категория	Степень прочности породы	Горные породы	f (K_{np})
I	Наивысший	Кварциты, базальты и др. исключительно крепкие породы	20
II	Очень прочные породы	Гранит, кварцевые порфиры, кремнистый сланец, песчаники и известняки повышенной прочности, некоторые кварциты	15
III	Прочные породы	Граниты и гранитные породы, песчаники и известняки, крепкие минералы железных руд	10
III-A	Прочные породы	Известняки, некоторые граниты (непрочные), песчаники, мрамор, доломит, колчеданы	8
IV	Довольно прочные породы	Обычный песчаник, железистые руды	6
IV-A	Довольно прочные породы	Песчаные сланцы, сланцевые песчаники	5
V	Породы средней прочности	Крепкий глинистый сланец, непрочные разновидности песчаника и известняка, мягкий конгломерат	4
V-A	Тоже самое	Разные непрочные сланцы, плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие породы	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс, мерзлый грунт, антрацит, обычный мергель, разрушенный песчаник, каменистый грунт	2
VI-A	Довольно мягкие породы	Щебенистый грунт, разрушенный сланец, слежавшиеся галька и щебни, твердый каменный уголь, затвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие породы	Глина (плотная), мягкий каменный уголь, крепкие наносы	1,0
VII-A	Мягкие породы	Легкая песочная глина, лесс, гравий	0,8
VIII	Землянистые породы	Чернозем, торф, легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие породы	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытое угля	0,5
X	Плывучие породы	Плывуны, болотистый грунт, разреженный лесс, разреженно-увлажненный грунт	0,3

Раскалывание (рис. 2.1 б) – разрушение кома в результате его расклини-

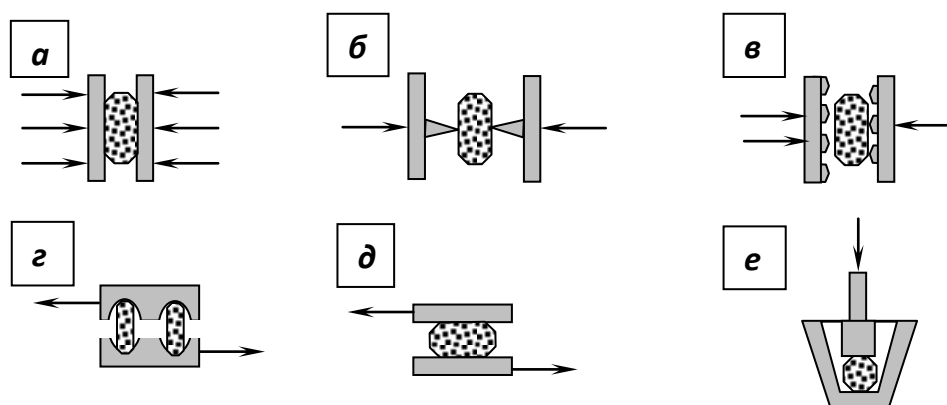


Рис. 2.1 – Способы дробления полезных ископаемых:

а – раздавливание; *б* – раскалывание; *в* – ломка; *г* – срезание; *д* – стирание;
е – удар

вания между остриями измельчающих поверхностей. Раскалывание характеризуется минимальным образованием мелочи, поэтому применяется в тех случаях, когда переизмельчение нежелательно (напр., при подготовке угля к обогащению).

Излом (рис. 2.1 в) – разрушение кома в результате сгиба, осуществляется при помощи ребристой формы измельчающих поверхностей; имеет подчиненное значение.

Срезание (рис. 2.1 г) – разрушение кома в результате создаваемых при дроблении напряжений сдвига (смещения); имеет также подчиненное значение.

Стирание (рис. 2.1 д) – разрушение кома в результате влияния двух измельчающих поверхностей, которые смещаются относительно друг друга. Стирания характеризуется образованием большого количества тонких классов, поэтому широко используется в проборазделочных машинах.

Удар (рис. 2.1 е) – разрушение кома в результате влияния кратковременных динамических нагрузок. Дробление ударом приводит прежде всего к разрушению по трещинам, поверхностям столкновения, дислокациях зерен отдельных компонентов. Этот способ находит применение при дроблении промпродуктов и тонком измельчении полезных ископаемых.

Конструкция дробилки обычно базируется на использовании одного из способов дробления, а другие могут иметь подчиненное значение.

Выбор способа разрушения полезного ископаемого, а, следовательно, и типа дробилки или мельницы, зависит от его дробимости, минерального состава, трещиноватости, крупности и других свойств, а также от необходимого гранулометрического состава дробленого продукта.

Процессы дробления и измельчения применяют главным образом для подготовки полезного ископаемого к дальнейшему обогащению. Основная цель этих процессов – доведение размеров комка полезного ископаемого к конечной крупности, обусловленной вкраплением полезных минералов и необходимой полнотой их раскрытия.

Из соображений конструктивного характера, а также вследствие нежелательности переизмельчения, на обогатительных фабриках применяются дробилки, которые работают главным образом раздавливанием и ударом при дополнительных стирающих и изгибающих действиях на дробящийся материал.

Машины для дробления и измельчения, применяемые на обогатительных фабриках, по способу разрушения горных пород и механико-конструктивными признаками разделяются на пять основных классов: дробилки щековые, конусные, валку, ударного действия и барабанные мельницы.

В мельницах измельчающие детали (дробильные тела) в процессе работы сталкиваются. В отличие от них, между рабочими частями дробилок всегда есть зазор, заполненный дробящимся материалом.

2.4 Исследование дробимости полезных ископаемых

Целесообразность использования того или другого типа дробилки определяется прежде всего физико-механическими свойствами полезного ископаемого. При дроблении обобщающим параметром механических свойств полезного ископаемого является дробимость.

Существует значительное количество методов определения дробимости, которые разработаны в соответствии с требованиями отдельных областей промышленности.

Стандартная методика. Дробимость определяется на гидравлическом прессе разрушением проб материала крупностью $-10+6$, $-20+10$, $-40+20$ мм. Пробу засыпают в цилиндр диаметром 75(100) мм и вводят в него плунжер. Цилиндр устанавливают на нижнюю плитку пресса. Повышая усилие на плунжер со скоростью 1 – 2 кН/с, доводят его до 50 кН. При этом плунжер опускается на расстояние r . Пробу высыпают из цилиндра и просеивают на контрольном сите (1,25; 2,5 или 5 мм в зависимости от крупности исходного материала). Остаток на контрольном сите после сухого или мокрого просеивания взвешивают.

Дробимость D^* материала определяется по формуле:

$$D^* = 100(m - m_1) / m, \%, \quad (2.16)$$

где m и m_1 – масса соответственно исходной навески и остатка на контрольному сите, кг.

Формула (2.16) отображает относительное изменение крупности материала нарастанием содержимого какого-то узкого класса. Поскольку израсходованная энергия при условии $P_{\max} / t = \text{const}$ может быть определена как $N = 9,81P_{\max} S / t$ (где P_{\max} – нагрузка разрушения, t - время разрушения), то ход плунжера определяет энергию разрушения.

Методика «Механобрчермета». Определение дробимости основано на обратной пропорциональности хода плунжера и разрушающей нагрузки (прочности пород). Энергия дробления в данном случае выражается удельной работой разрушения, которая базируется на стандартном методе определения коэффициента прочности. [4]. Удельная работа разрушения определяется как:

$$a = A/V, \text{ МДж/ м}^3, \quad (2.17)$$

где A – работа разрушения полезного ископаемого, МДж; V – объем мелочи ($-0,5$ мм), образовавшейся в процессе, м^3 .

Методика состоит в следующем. Отбирают образцы материала крупностью $20 - 30$ мм, из которых готовят 5 идентичных навесок массой по 150 г. Каждую навеску последовательно разрушают в трубчатом копре диаметром $50 - 60$ мм, в котором с высоты 500 мм снимают вес массой $2,4$ кг. Число сбрасываний составляет $5 - 20$ (чем крепче материал, тем больше число сбрасываний). Раздробленную навеску просеивают сквозь сито с ячейками $0,5$ мм. После уплотнения измеряют объем мелкого продукта и определяют удельную работу разрушения:

$$a = 49Hnm_*/V, \text{ Дж/ м}^3, \quad (2.18)$$

где 49 – эмпирический коэффициент, м/с^2 ; H – высота сбрасывания веса, м; n – число сбрасываний; m_* – масса веса, кг; V – суммарный объем мелочи, м^3 .

Переход от удельной работы разрушения к коэффициенту прочности по М.М. Протодьяконову осуществляется по эмпирической формуле:

$$f = 1,98(a/9,8)^{0,1}. \quad (2.19)$$

Методика «Уралмеханобра» предназначена для определения дробимости проб небольшого объема в лабораторной дробилке. Как эталонную используют пробу, отобранную на действующем предприятии. Эталонную и исследуемую пробы массой 0,2 – 5 кг измельчают до крупности 3 – 20 мм в лабораторной щековой дробилке при ширине разгрузочной щели 3 мм. Определяют мощность рабочего и холостого хода дробилки с помощью ватметра (самописца), а также характеристики крупности исходных и дробленых продуктов. Рассчитывают производительность Q (кг/ч) и удельную затрату энергии E (кВт·год/т). По результатам эксперимента такие показатели:

- относительную производительность:

$$Q = Q_{исл} / Q_{эт} , \quad (2.20)$$

- относительную крупность:

$$d = d_{исл} / d_{эт} , \quad (2.21)$$

- относительную удельную затрату энергии:

$$E = E_{исл} / E_{эт} , \quad (2.22)$$

где $Q_{исл}$, $Q_{эт}$ – производительность дробилки на исследуемой и эталонной руде, соответственно; $d_{исл}$, $d_{эт}$ – крупность исследуемой и эталонной руды, которая определена по 5 %-му остатку на сите; $E_{исл}$, $E_{эт}$ – удельная затрата энергии при дроблении исследуемой и эталонной руды.

Методика «Механобра» состоит в том, что пробу для исследований получают дроблением материала в щековой дробилке ЩДП-2,3х3,2 и после отделения из него мелкого класса крупностью меньше ширины разгрузочной щели конусной дробилки КСД-600 направляют на дробление в КСД-600. В конусной дробилке КСД-600 подготовленную пробу массой 150 – 300 кг крупностью 7(5) – 50(40) мм дробят и определяют израсходованную при этом прочность.

Как показатель дробимости принят индекс работы W_i (кВт·час/т), который представляет собою сопротивление материала при дроблении или измельчении. Индекс работы равняется затрате энергии (кВт·час/т), необходимой для сокращения материала от теоретически бесконечного размера до 80 % класса – 0,1 мм.

Индекс работы определяют по формуле:

$$W_i = \frac{0,1(N_p - N_x)}{Q} \cdot \frac{\sqrt{l_1}}{\sqrt{l_1/l_2} - 1}, \text{ кВт·час/т}, \quad (2.23)$$

где N_p – прочность, которая тратится дробилкой при работе под нагрузкой, кВт; N_x – прочность холостого хода дробилки; кВт; Q – производительность дробилки, т/ч; l_1 и l_2 – размеры квадратных отверстий сит, сквозь которые проходит 80 % исходного и дробленого, мм.

Экспериментальные данные позволяют вносить поправки на дробимость пород в расчеты:

- производительности Q (т/ч) дробилок:

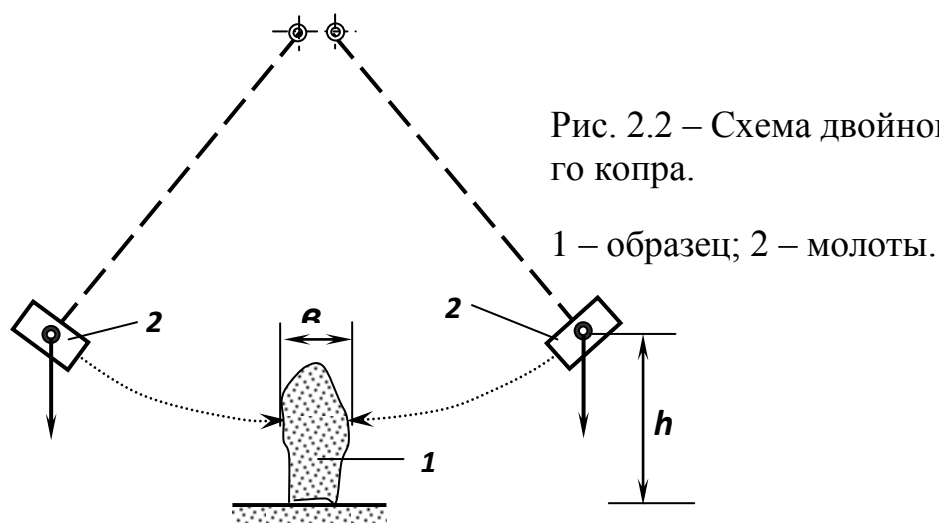
$$\frac{Q_{\text{досл}}}{Q_{\text{ем}}} = \frac{1 - (0,41W_{i_{\text{досл}}})^3}{1 - (0,04W_{i_{\text{ем}}})^3}; \quad (2.24)$$

- номинальной крупность d (мм) дробления:

$$\frac{d_{\text{досл}}}{d_{\text{ем}}} = \sqrt[3]{\frac{W_{i_{\text{досл}}}}{W_{i_{\text{ем}}}}}. \quad (2.25)$$

Лабораторная методика фирмы «Аллис-алмерс» (США) также по показателям дробимости использует индекс работы W_i (кВт·год/т). Для исследова-

ний используют двойной маятниковый (рис. 2.2) с весами (молоты) массой 13,6 кг.



Весы фиксируют на определенной высоте h . В рабочую зону помещают образец таким образом, чтобы его меньший размер был расположен в направлении удара молотов с двух сторон. Высоту h падения молотов постепенно повышают до тех пор, пока исследуемый образец разрушится. Исследованию подвергают 10 образцов размером 50 – 65 мм и после исследований рассчитывают индекс работы:

$$W_i = 1,295 \cdot 10^8 h / b, \text{ кВт} \cdot \text{час} / \text{т}, \quad (2.26)$$

где h – высота падения веса при разрушении образца, м; b – толщина образца, г.

Основным преимуществом оценки дробимости с помощью индекса работы является одновременный учет энергетических и геометрических изменений материала в процессе его деформирования.

2.5 Щековые дробилки

2.5.1 Конструкция и принцип действия щековых дробилок

Щековые дробилки устанавливаются преимущественно на обогатительных фабриках небольшой производительности. Они в сравнении с конусными дробилками более приспособлены для дробления глинистых и влажных руд, занимают меньше места по высоте, более простые конструктивно, но менее приспособленные для дробления материалов пластинчатой формы.

Щековые дробилки работают по принципу раздавливания и частичного сгиба между двумя щеками, одна из которых – неподвижная, а другая – подвижная. Щековые дробилки разделяются на два кинематических класса: с простым движением щеки – ЩДП (рис. 2.3 *а*) и сложным – ЩДС (рис. 2.3 *б*).

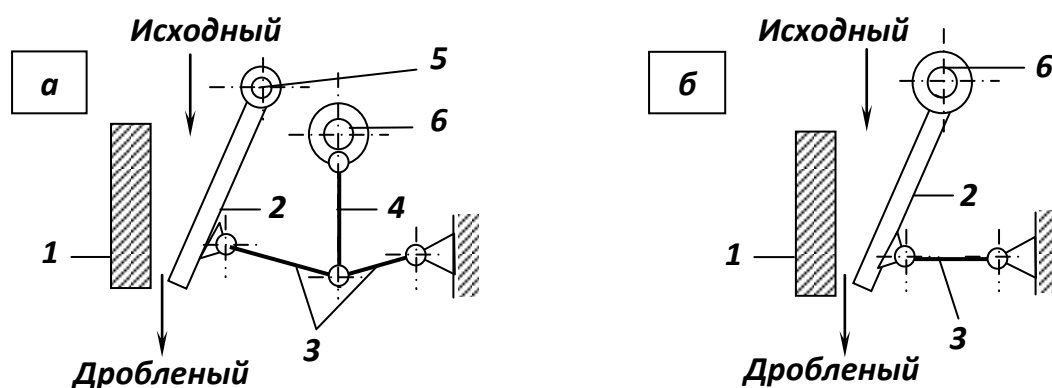


Рис. 2.3. – Схемы щековых дробилок:

а – с простым движением щеки, *б* – со сложным движением щеки.

1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – распорные плиты; 4 – шатун; 5 – ось; 6 – эксцентриковый вал.

В дробилку с простым движением щеки (рис. 2.3 *а*) исходный материал загружается сверху в рабочее пространство между подвижной *1* и неподвижной *2* щеками. При обращении эксцентрикового вала *6* шатун *4* двигается в вертикальном направлении, его движение через распорные плиты *3* передается подвижной щеке *2*. Таким образом, движение шатуна вверх сопровождается при-

ближением подвижной щеки к неподвижной и дроблением материала. При движении шатуна вниз подвижная щека отходит от неподвижной, в это время осуществляется разгрузка дробленого продукта под дробилку.

В дробилках со сложным движением (рис. 2.3 б) подвижная щека **2** подвешена непосредственно на эксцентриковый вал **6**. Вследствие этого все точки поверхности подвижной щеки описывают овальные траектории, тому материал подвергается не только раздавливанию, но и стиранию.

Крупность дробленого продукта щековых дробилок определяется шириной разгрузочной щели (минимальным расстоянием между щеками при их сближении).

На обогатительных фабриках для крупного дробления полезных ископаемых широко применяются *щековые дробилки с простым движением щеки* (рис. 2.4). Корпус дробилки с простым движением щеки состоит из передней стенки **1** (неподвижная щека), задней **8** и двух боковых **15** стенок. Подвижная щека **3** подвешена на оси **4**, которая опирается на два подшипника. Рабочее пространство дробилки между внутренними поверхностями боковых стенок и щек (подвижной и неподвижной) футерованый сменными плитами **2** с постоянным высоким содержанием марганца.

На эксцентриковой заточке вала **6**, опирающегося на коренные подшипники, надета головка шатуна **7**, которая при обращении вала получает обратнопоступательное движение в вертикальном направлении. В гнездах шатуна находятся вкладыши **13**, в которые свободно заставленные концы распорных плит **11** и **14**. Второй конец передней распорной плиты вставлен во вкладыш **16** в гнезде подвижной щеки, а задней распорной плиты – во вкладыш в гнезде упорной детали **10**. Усилие дробления в щековой дробилке передается через распорные плиты. Поэтому вкладыши, в которые входят концы плит, а также концы плит делаются из материала большой твердости для противостояния большой нагрузкам и износа. Прочность распорных плит также используется для предотвращения дробилок от поломок при попадании в их рабочее пространство

предметов, которые не дробятся (напр., металлических). Распорные плиты изготавливают из чугуна, их сечения ослабляют отверстиями и рассчитывают только на нормальные дробящие усилия. При поломке одной из распорных плит колебания щеки прекращаются, дробилка останавливается, и авария предотвращается.

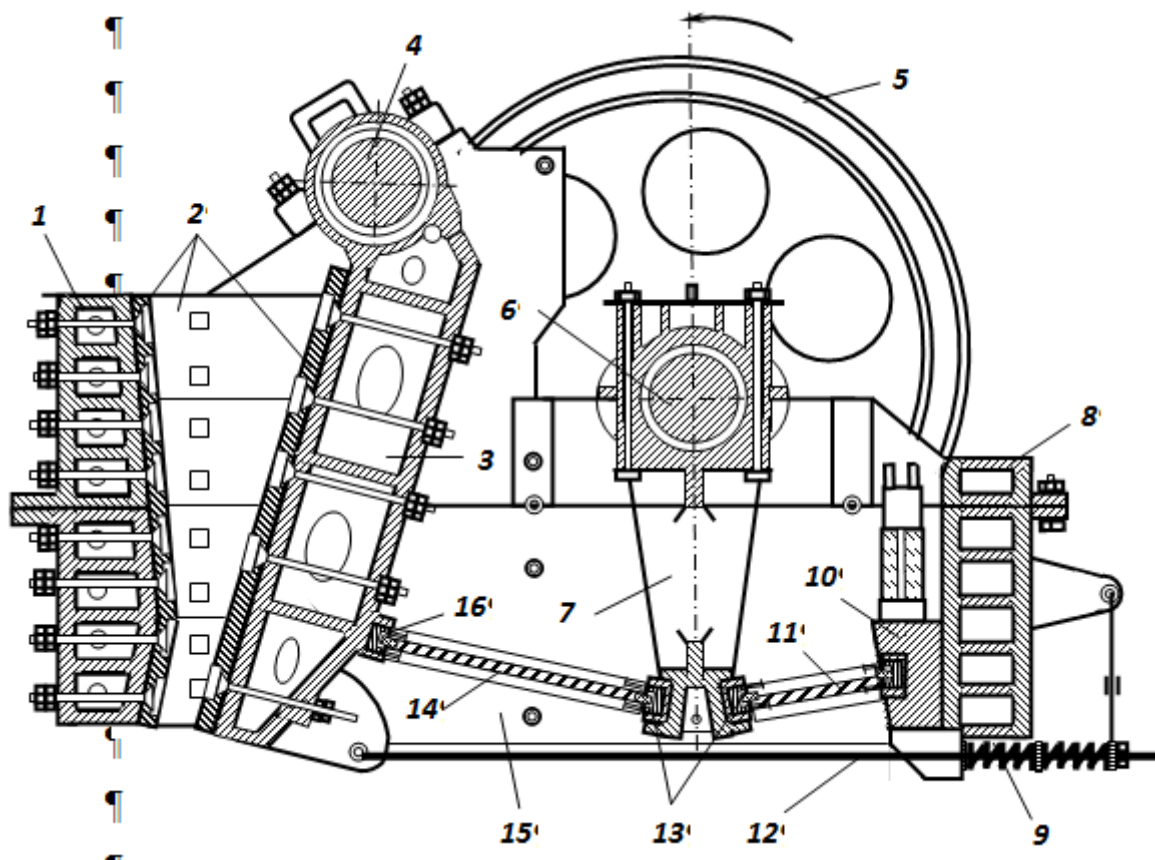


Рис. 2.4 - Щековая дробилка с простым движением щеки типа ЩДП.

1 - передняя стенка; 2 - переменные футтеровочные плиты; 3 - подвижная щека; 4 - ось; 5 - маховик; 6 - эксцентриковая заточки вала; 7 - шатун; 8 - задняя стенка; 9 - пружина; 10 - упорная деталь; 11, 14 - распорные плиты; 12 - тяга; 13, 16 - вкладыши; 15 - боковые стенки.

При движении шатуна вверх угол между распорными плитами увеличивается, и подвижная щека приближается к неподвижной (рабочий ход). В этот момент происходит дробление материала раздавливанием, а также частично с помощью сгиба и сдвига. Последние виды деформации обусловлены тем, что

футеровочные плиты имеют ребристую или волнистую поверхность, при этом выступы на плите подвижной щеки, расположенные напротив впадин неподвижной щеки (рис. 2.5). Боковые стенки футеруются гладкими плитами.

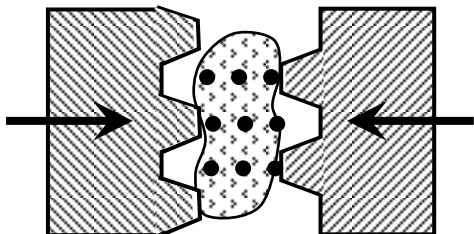


Рис. 2.5 – Схема разрушения комка при ребристой поверхности футеровочных плит.

При движении шатуна вниз подвижная щека отходит от неподвижной под действием силы веса и пружины **9**, которая связана тягой **12** с подвижной щекой (холостой ход). В этот момент происходит разгрузка дробленого продукта.

В связи с наличием у щековых дробилок рабочего и холостого ходов нагрузки на привод очень неравномерно. Для выравнивания нагрузок на вал **6** насажены два маховика **5**, один из которых служит приводным шкивом. Привод щековых дробилок осуществляется от электродвигателя через клиноременную передачу на один из маховиков.

Изменение ширины разгрузочного отверстия щековых дробилок ведется регулировочными клиньями или изменением распорных плит.

В отличие от дробилок с простым движением щеки в *дробилках со сложным движением щеки* (рис. 2.6) подвижная щека, подвешенная непосредственно на эксцентрик вала и внизу опирается на одну распорную плиту, которая вставлена во вкладыши в гнездах на щеке и регулировочном клине.

Неподвижная щека **1** является частью станины дробилки, подвижная щека **13** с помощью подвижного подшипника подвешена на эксцентриковом вале **2**. Внутренняя поверхность рабочего пространства дробилки футеруется сменными плитами **14** и **15**. Распорная плита **11** одним концом опирается во вкладыш **12** подвижной щеки, а вторым во вкладыш **9** упора **8**. Между упором и станиной дробилки расположенный клин **7** закрепленный на двух винтах **5**. Измене-

нием положения клина **7** в вертикальной плоскости регулируется ширина разгрузочной

щели дробилки. Необходимый контакт между подвижной щекой и распорной плитой обеспечивается тягой **10** с пружиной **6**, натяжение которой регулируется гайкой. Эксцентриковый вал **2**, смонтированный в коренных подшипниках **3** корпуса, получает движение от электродвигателя через клиноременную передачу и шкив **4**.

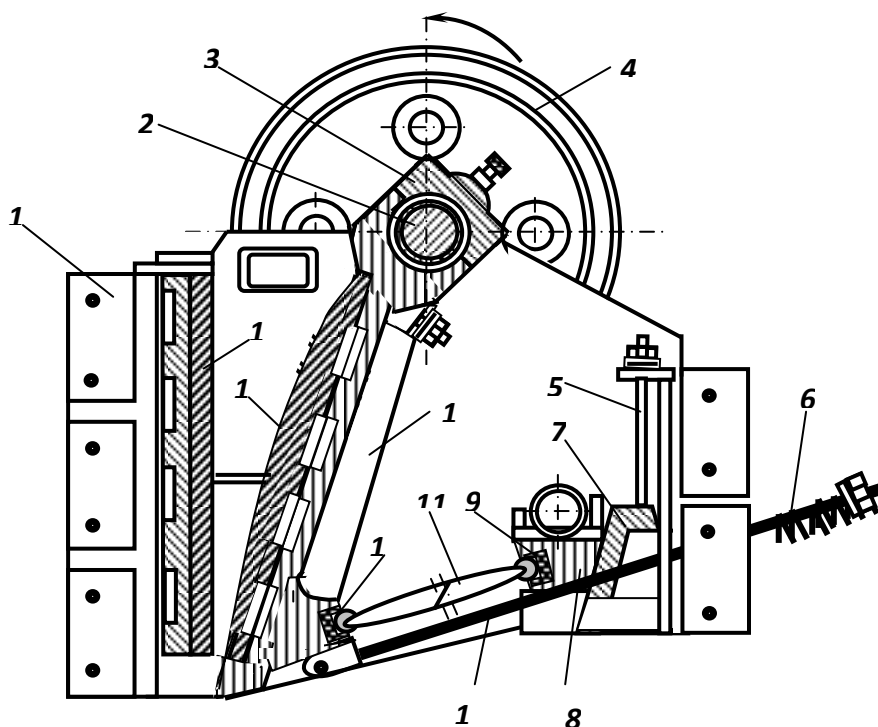


Рис. 2.6 - Щековая дробилка со сложным движением щеки типа ЩДС.
1 - неподвижная щека; 2 - эксцентриковый вал; 3 - коренные подшипники; 4 - шкив; 5 - винт; 6 - пружина; 7 - клин; 8 - упор; 9, 12 - вкладыши; 10 - тяга; 11 - распорные плиты; 13 - подвижная щека; 14, 15 - переменные футтеровочные плиты.

Щековые дробилки со сложным движением щеки применяются для среднего и мелкого дробления твердых и вязущих пород. Они характеризуются более высокой производительностью и меньшей затратой электроэнергии чем дробилки с простым движением. Но конструктивным недостатком дробилок со сложным движением щеки является то, что усилие почти полностью передаются на эксцентриковый вал, а это затрудняет создание дробилок больших разме-

ров. Кроме того, специфическая траектория движения щеки повод к повышенному износу футеровки за счет стирания.

2.6 Конусные дробилки крупного дробления

2.6.1 Конструкция и принцип действия конусных дробилок крупного дробления

Конусные дробилки устанавливают на обогатительных фабриках большой производительности. Для крупного дробления руд применяются конусные дробилки с подвесным валом и разгрузкой под дробилку (рис. 2.7).

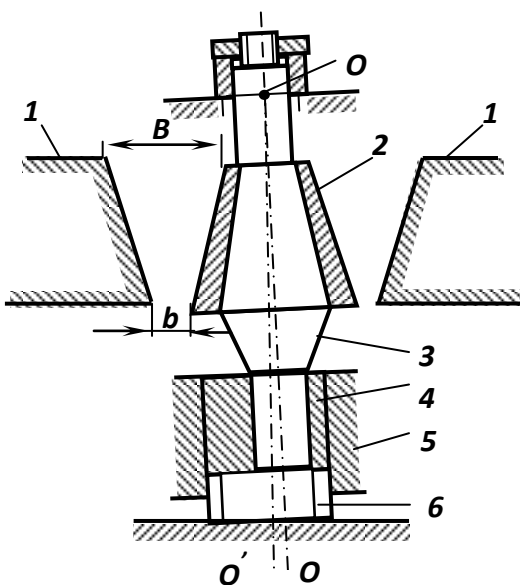


Рис. 2.7 - Принципиальная схема конусной дробилки крупного дробления.

B - размер загрузочного отверстия; b - ширина кольцевой разгрузочной щели.

- 1 - неподвижная конусная чаша;
- 2 - подвижный дробильный конус; 3 - вал;
- 4 - эксцентриковый стакан;
- 5 - подшипник;
- 6 - подпятник.

Дробление материала происходит в кольцевом рабочем пространстве между внешней неподвижной конической чашей **1** и подвижным дробильным конусом **2**, который жестко закреплен на вале **3**. Верхний конец вала шарнирно подвешен в точке OB , а нижний – свободно вставлен в эксцентриковый стакан **4**. Ось $O - O'$ вала **3** наклоненная к оси симметрии $O - O$ корпуса дробилки. Эксцентриковый стакан оборачивается в центральном вертикальном подшипнике **5** корпуса дробилки и поддерживается подпятником **6**. При обращении эксцентрикового стакана вокруг оси дробилки $O - O$ ось вала **3** описывает коническую поверхность с вершиной в точке O . При этом подвижный конус делает круговое движение внутри неподвижной конусной чаши и последовательно

приближается к ее стенкам с одной стороны и отдалается от стенок противоположной стороны (рис. 2.8).

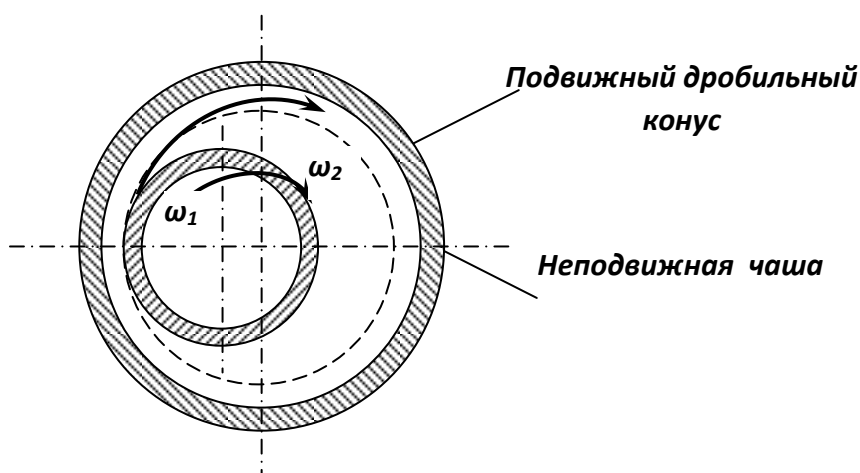


Рис. 2.8 - Направление вращения подвижного конуса:

ω_1 -вокруг оси $O - O'$;

ω_2 -вокруг оси $O - O''$

Приближение измельчающего конуса к чаше сопровождается дроблением комка материала, который поступает в дробилку сверху, а удаление – разгрузкой дробленого продукта, который выходит вниз, под дробилку.

В конусных дробилках материал дробится в кольцевом пространстве, образованном неподвижной конической чашей *1* и расположенным внутри этой чаши подвижным измельчающим конусом *2*, закрепленным на эксцентрично установленном (благодаря стакану *4*) вале *3*. Основное измельчающее усилие в конусных дробилках – раздавливание, но имеет место и разлом комка при изгибе, который возникает, когда ком зажат между вогнутой поверхностью чаши *1* и выпуклой поверхностью подвижного конуса *2*.

Конусные дробилки крупного дробления изготавливаются с механическим и гидравлическим регулированием разгрузочной щели.

Конусные дробилки крупного дробления характеризуются высокой производительностью, надежностью в работе, равномерным ходом, относительно меньшим (в сравнении со щековыми дробилками) и более равномерным по крупности дробленным продуктом, особенно при дроблении плитнякового мате-

риала. Однако из-за сложности конструкции конусных дробилок при малой производительности обогатительных фабрик преимущество отдают щековым дробилкам.

2.7 Конусные дробилки среднего и мелкого дробления

2.7.1 Конструкция и принцип действия конусных дробилок среднего и мелкого дробления

Конусные дробилки среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления предназначены соответственно для второй и третьей стадий (в трехстадийных схемах) или для третьей и четвертой стадий (в четырехстадийных схемах) при дроблении руд средней твердости и твердых.

Конструктивно и по принципу действия конусные дробилки среднего и мелкого дробления практически мало отличаются от конусных дробилок крупного дробления. Их основное конструктивное отличие состоит в способе установки главного вала: у конусных дробилок крупного дробления главный вал подвешивается к траверсе, а у конусных дробилок среднего и мелкого дробления – опирается на сферический подшипник.

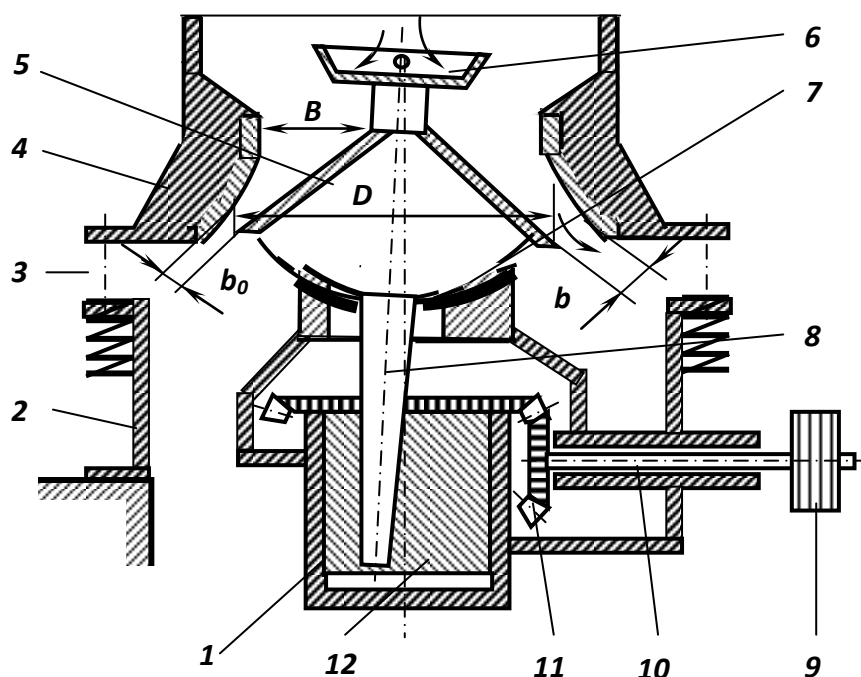


Рис. 2.9 - Схема конусной дробилки среднего и мелкого дробления.
1 - цилиндрический стакан; 2 - станина; 3 - пружины; 5 - дробильный конус; 6 - распределительная тарелка; 7 - сферический подшипник; 8 - главный вал; 9 - муфта; 10 - приводной вал; 12 - эксцентриковый стакан.

Характерной особенностью конусных дробилок среднего и мелкого дробления является большой наклон образующих дробильного конуса. Поэтому при приближении дробильного конуса к неподвижной конической чаше возле исходной щели образовывается параллельная зона, то есть часть рабочего пространства, где конические поверхности параллельны.

Конусная дробилка среднего или мелкого дробления (рис. 2.9) состоит из станины **2** с цилиндрическим стаканом **1** в центре. Внутри цилиндрического стакана установлен эксцентриковый стакан **12**. Сверху на пружинах **3** установленная коническая чаша **4**, внутри которой расположен дробильный конус **5**, который опирается на сферический подшипник **7**. Главный вал **8** нижним концом входит в гнездо эксцентрикового стакана и при его вращении делает круговые движения внутри чаши **4**. Эксцентриковый стакан **12** получает вращательное движение от электродвигателя через муфту **9**, приводной вал **10** и коническую шестерню **11**.

Дробилка загружается сверху с помощью распределительной тарелки **6**. При приближении конуса **5** к чаше **4** происходит дробление материала раздавливанием и стиранием потому, что конус вращается не только вокруг оси конической чаши, но и вокруг своей собственной.

Размер дробилок КСД и КМД характеризуется диаметром основы подвижного конуса D .

Конусные дробилки среднего и мелкого дробления отличаются длиной параллельной зоны: у дробилок мелкого дробления она равняется $1/6$ диаметра подвижного конуса, а у дробилок среднего дробления – только $1/10 \div 1/12$.

Конусные дробилки среднего и мелкого дробления являются более быстросходными в сравнении с дробилками крупного дробления. В зависимости от размера дробилки частота колебаний конуса в 2 – 3 раза больше, чем у дробилок крупного дробления. Кроме того, они имеют больший угол размаха качаний конуса в сравнении с дробилками крупного дробления. Большой наклон образующих дробильного конуса и более высокая частота его качаний обеспе-

чивает четырех-, пятикратное зажатие комка руды в рабочем пространстве, в том числе не менее одного раза в параллельной зоне.

Конусные дробилки среднего (КСД) дробления изготавливаются в двух исполнениях: ГР – для грубого дробления; Т – для тонкого дробления. Конусные дробилки мелкого (КМД) дробления изготавливаются в трех исполнениях: ГР – для грубого дробления; Т – для тонкого дробления; СТ – для сверхтонкого дробления. Различают дробилки КСД и КМД с механическим и гидравлическим регулированием разгрузочного отверстия. Дробилки КСД и КМД предназначены для дробления руд, нерудных и других материалов средней твердости и твердых.

Минимальная крупность дробленого продукта, которая может быть получена при работе дробилок КМД в открытом цикле, составляет 20 – 25 мм. Для получения более мелких продуктов при работе КМД необходимо применять замкнутые циклы дробления. Однако, при этом производительность дробилок снижается из-за ограниченной эффективности грохочения и возвращение на дробление части готового по крупности продукта, но в результате поступления в цикл измельчения более мелкого материала производительность мельниц увеличивается.

Для сверхтонкого дробления фирма «Норенберг» (США) создала *дробилки типа «Жиродиск»*. Они предназначены для дробления материалов крупностью до 40 мм и получение дробленого продукта крупностью до 6 – 8 мм.

По строению дробилка «Жиродиск» является конусной дробилкой мелкого дробления, но дробильный конус у нее сделан очень пологим (диск). Конус-Диск опирается на сферический подпятник. Защита от поломок при попадании металла осуществляется прижимными пружинами установочного кольца. Исходная щель регулируется ввинчиванием и вывинчиванием дробильной чаши или гидравлическим способом. [1].

Главное отличие дробилки «Жиродиск» от конусных дробилок состоит в конфигурации камеры дробления: пологий конус-диск и камера, у которой дробление происходит в самой массе материала (рис. 2.10). Конус-Диск имеет

высокую частоту колебаний, поэтому в дробилке разрушения материала происходит быстрым нажатием – ударом и стиранием в многослойной массе зерен.

При работе дробилки большое значение имеет постоянное заполнение материалом рабочего пространства, поэтому подача материала в дробилку регулируется автоматически.

Дробилки «Жиродиск» применяются в основном для изготовления искусственного строительного или дорожного песка из гранита, базальта, известняка. В этой области они успешно конкурируют с молотковыми дробилками и стержневыми мельницами.

Применяют дробилки «Жиродиск» и на обогатительных фабриках для получения мелкого питания для шаровых мельниц (до 5 и даже до 3 мм).

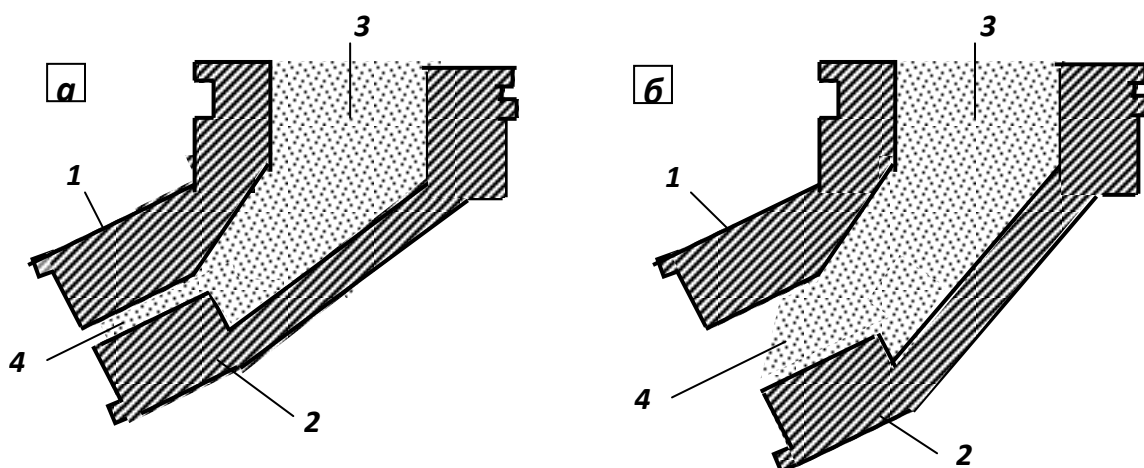


Рис. 2.10 - Схема процесса в камере дробления дробилки «Жиродиск».

а - чаша и конус-диск сближены - материал дробится; б - выходная щель раскрыта - материал разгружается; 1 - футеровка чаши; 2 - футеровка конуса-диска; 3 - камера дробления; 4 - параллельная зона дробилки.

В таком случае дробленый продукт конусных дробилок крупностью 20 – 25 мм додрабливаются в дробилках «Жиродиск», которые работают в замкнутом цикле с грохотами. Введение дополнительной стадии дробления окупается повышением производительности шаровых мельниц при подаче в них мелкого материала.

Конусные инерционные дробилки (КИД) – новое направление отечественного горно-обогатительного машиностроения. Повышение производительности обычной конусной дробилки связано с увеличением ее размеров, но это вызывает ряд трудностей как в технологии, так и в эксплуатации. Конусные инерционные дробилки позволяют в открытом цикле получить степень дробления 15 – 20 (у дробилок КСД и КМД степень дробления до 7). Основной отличительной особенностью дробилок КИД является дробление под действием силы инерции, которая возникает при быстром вращении неуравновешенного груза (дебаланса).

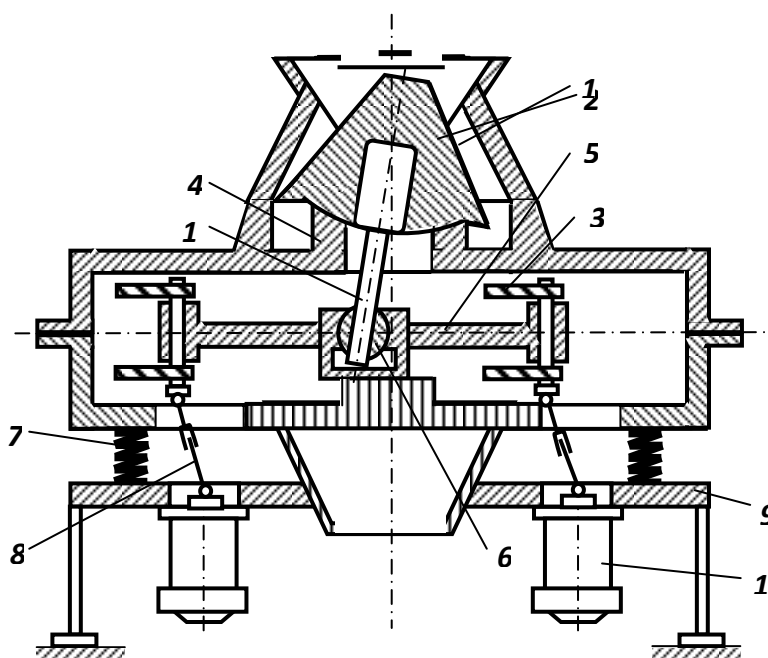


Рис. 2.11 - Схема конусной инерционной дробилки типа КИД.

1 - станина; 2 - дробильный конус; 3 - дебалансный вибровозбудитель;
 4 - сферический подпятник; 5 - коромысло; 6 - сферический шарнир; 7 - пружинные амортизаторы; 8 - карданные валы; 9 - опорная рама 10 - электродвигатели; 11 - вал конуса.

Такая конструктивная особенность позволяет:

- в два раза повысить число колебаний конуса;
- существенно увеличить дробильное усилие;
- обеспечить высокую степень дробления;

- применить эффективную систему виброизоляции;
- исключить перегрузку привода и поломки деталей при попадании металла.

Конусная инерционная дробилка (рис. 2.11) состоит из станины *1*, в середине которой расположен дробильный конус *2*, который опирается на сферический подпятник *4*. Инерционное круговое движение конус *2* получается от двух вибровозбудителей *3*, которые расположены на концах горизонтального коромысла *5*, ось которого связана с валом *11* конуса *2* с помощью сферического шарнира *6*. Вибровозбудители работают синхронно. Вращение дебалансам передается через карданные валы *8* от двух электродвигателей *10*, которые установлены на опорной раме *9*. Станина опирается на фундамент через пружинные амортизаторы *7*.

Под действием инерционной силы ось дробильного конуса описывает коническую поверхность с вершиной в центре сферы, по которой обработанный сферический подпятник *4*. При перемещении дробильного конуса по конической чаше происходит дробление материала, который находится в рабочем пространстве дробилки.

Дробилки типа КИД в сравнении с дробилками типа КМД позволяют увеличить степень дробления в 3 – 4 раза и одновременно повысить производительность мельниц благодаря более мелкому питанию.

Дробилки типа КИД могут применяться для получения дробленого продукта крупностью меньше 4 мм при работе в открытом и замкнутом циклах.

Технические характеристики конусных дробилок типов КСД, КМД и КИД приведены в приложениях К – М.

2.8 Валковые дробилки

2.8.1 Конструкция и принцип действия валковых дробилок

Валковые дробилки изготавливаются с гладкими – ДГ, рифлеными ДР и ДГР и зубчатыми валками – ДДЗ (рис. 2.12).

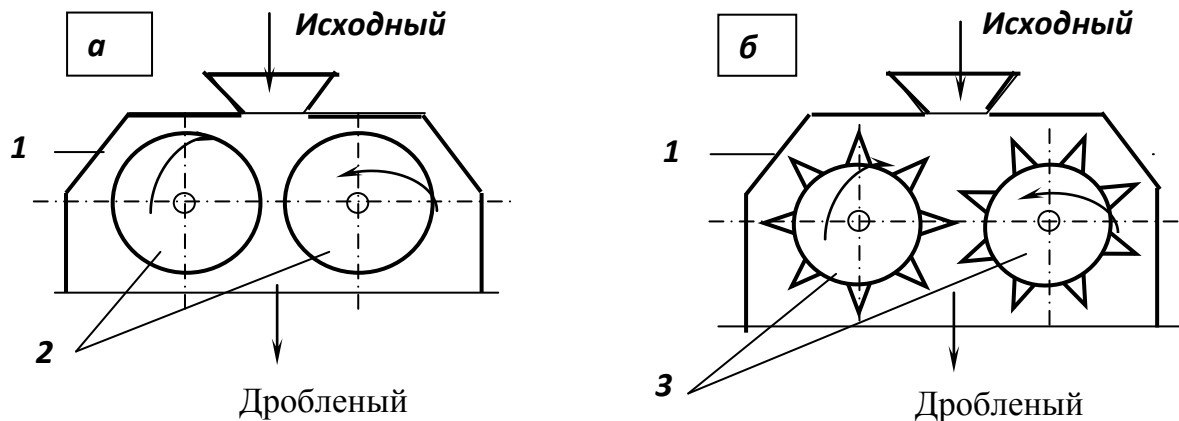


Рис. 2.12 - Валковые дробилки:

а - с гладкими валками; б - с зубчатыми валками.

Принцип действия дробилок одинаковый: исходный материал подается сверху, затягивается валками 2 (3), оборачивающимися навстречу друг другу, и при прохождении между ними дробится. Дробленый продукт выпадает из дробилки под действием силы веса.

Валковые дробилки с гладкими валками (рис. 2.12 а) работают по принципу раздавливания исходного материала при затягивании его в щель между валками. Материал на валки дробилки подают или потоком толщиной в один ком, или валки работают под завалом. При первом способе загрузки производительность дробилки меньше чем при втором, но меньше и переизмельчение материала. Однократность сжатия комка материала при прохождении между валками обуславливает малый выход мелочи в дробленом продукте. Валковые дробилки с гладкими валками применяются для среднего и мелкого дробления твердых пород, когда недопустимо переизмельчение ценного хрупкого мине-

рала (марганца, касситерита, вольфрамовая руда, калийные соли), иногда их применяют для среднего дробления угля и кокса.

Валковые дробилки с зубчатыми валками (рис. 2.12 б) работают по принципу раскалывания исходного материала при затягивании его между валками. При загрузке материала в дробилку необходимо обеспечить равномерное его поступление по всей длине валков (для того, чтобы работала вся поверхность валков). Дробилки предназначены для крупного и среднего дробления мягких и хрупких пород (угля, антрацитов и сланцев) при необходимости получить кусковой дробленый продукт с небольшим содержанием мелочи.

Процесс дробления в дробилках с зубчатыми валками осуществляется при меньшем переизмельчении и затрате энергии, чем в щековых и конусных дробилках.

Валковые дробилки с гладкими валками (ДГ) чаще всего выпускаются двухвалковыми (рис. 2.13). Станина 1 дробилки представляет собой четырехугольную конструкцию рамы сварную или литую. Дробильный валок 2 насажен на вал 3, оборачивается в подшипниках 4 неподвижно закрепленных на станине. Второй дробильный валок 5 насажен на вал 6, оборачивается в подшипниках 7, которые могут перемещаться вдоль станины по направляющим 8. Валы 3 и 6 с дробильными валками 2 и 5 оборачиваются навстречу друг другу и получают вращение от электродвигателя через редуктор и карданные валы (на рис. не показаны). Дробильные валки изготавливаются из чугуна и футеруются по внешней поверхности бандажами из высокомарганцовистой или углеродной стали.

Положение подвижных подшипников фиксируется с помощью тяг 11, прокладок 12, пружин 13 и затяжных гаек 9. Прокладки 12, расположены между неподвижными подшипниками 4 и упором на нижних тягах 11, ограничивают перемещение подвижных подшипников 7, а также фиксируют расстояние между дробильными валками. Затяжные гайки 9 деформируют пружины 13, которые при этом прижимают подвижные подшипники 7 к прокладкам 12.

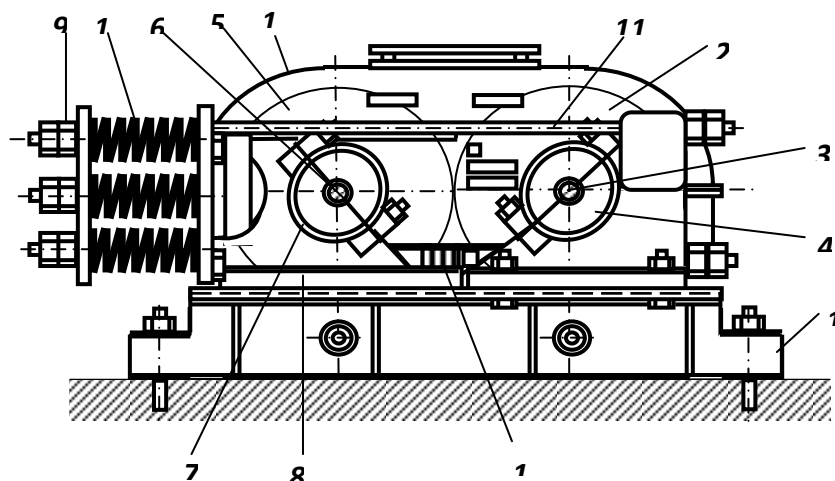


Рис. 2.13 - Валковая дробилка с гладкими валками.

1 - станина; 2, 5 - дробильные валки; 3, 6 - валы; 4, 7 - подшипники; 8 - направляющие; 9 - затяжные гайки; 10 - корпус; 11 - тяги; 12 - прокладки 13 - пружины.

Предварительно сжатые пружины компенсируют нормальные усилия, которые возникают при дроблении руды. При попадании в зазор между валками не дробящихся предметов, пружины *13* сжимаются и подвижные подшипники *7* с дробильным валком *5* отодвигаются. При этом размер щели между валками увеличивается и предмет, который не дробится, проваливается вниз. С целью герметизации и безопасности эксплуатации дробильные валки оборачиваются в литом корпусе *10*.

Размеры валковых дробилок определяются диаметром и длиной валков. Окружная скорость на поверхности валков составляет 4 – 6 м/с. Валковые дробилки с гладкими валками работают при степени дробления 3 – 4.

Разновидностью дробилок с гладкими валками являются двухвалковые дробилки с рифлеными валками. Изготавливаются дробилки с обеими рифлеными валками (ДР) и дробилки с одним гладким, и одним рифленым (ДГР). Дробилки с рифлеными валками применяются для дробления материалов твердых и средней твердости. Окружная скорость рифленых валков на 10 – 20 % меньше скорости гладких.

Двухвалковая зубчатая дробилка – ДДЗ (рис. 2.14) состоит из рамы *1*, на которой установлены в подшипниках *3* и *13* валы зубчатых валков *11*.

Корпусы подшипников *3* могут перемещать по специальным направляющим в горизонтальном направлении. Усилие дробления регулируют затяжкой пружинных амортизаторов *2*. Валки оборачиваются от электродвигателя через клиноременную передачу с помощью шкива *7*, вала *8* и шестерен *9*, *10* и *12*. На раме монтируется металлический корпус *4*, которой закрывает дробильные валки. Перемещение подшипника *3* ограничивается упором *6*. Валки оборачиваются навстречу друг другу. Ряды зубов одного валка расположены между рядами зубов второго валка, который обеспечивает получение однородного по крупности продукта. Исходный материал поступает в дробилку через загрузочную воронку *5*, захватывается зубами валков и подвергает дроблению. При попадании в дробилку предметов, которые не дробятся пружины *2* сжимаются, подвижный валок отходит и пропускает этот предмет. После прохождения предмета, который не дробится, пружины возвращают валок на место. Пружины позволяют также регулировать расстояние между валками для получения необходимой крупности дробленого продукта.

Валок имеет форму многогранника, которой жестко насажен на вал. К граням валка с помощью болтов крепятся зубчатые сегменты, изготовленные из марганцовистой стали. Набор сегментов создают зубчатый валок цилиндрической формы.

При крупном дроблении форма зубов клювоподобная с высотой от 70 до 110 мм, при мелком дроблении – копьевидная с высотой зубов близко 30 мм.

Двухвалковые зубчатые дробилки работают при степени дробления 4 – 6.

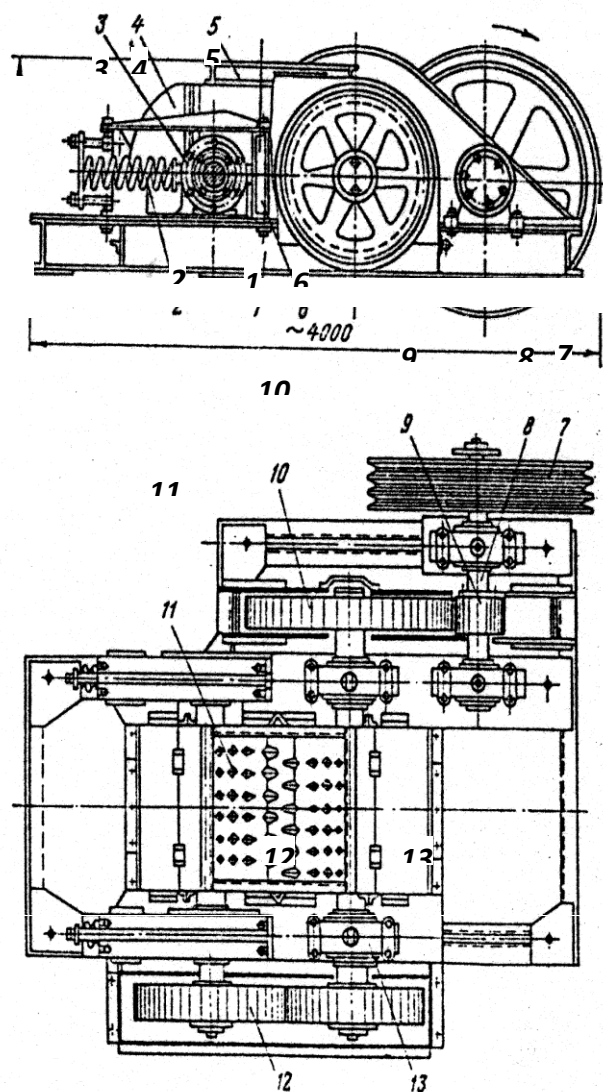


Рис. 2.14 - Двухвалковая зубчатая дробилка.

1 - рама; 2 - пружинные амортизаторы; 3, 13 - подшипники; 4 - корпус; 5 - загрузочная воронка; 6 - упор; 7 - шкив; 8 - приводной вал; 9, 10, 12 - шестерни; 11 - зубчатые валки.

К основным преимуществам двухвалковых зубчатых дробилок нужно отнести: простоту конструкции, удобство ремонта и обслуживание, малое переизмельчение материала, низкую затрату электроэнергии.

В зубчатые дробилки не допускается попадания случайных металлических веществ. Для защиты дробилок от попадания случайных металлических веществ перед ними устанавливают электромагнитные железоотделители.

2.9 Дробилки ударного действия

В дробилках ударного действия материал разрушается за счет кинетической энергии подвижных тел. По строению основного дробильного органа дробилки ударного действия подразделяются на молотковые и роторные.

Дробилки ударного действия используются для крупного, среднего и мелкого дробления материалов не только низкой и средней, но и повышенной прочности. К преимуществам дробилок ударного действия нужно отнести простоту конструкции, надежность, компактность, большую производительность, высокую степень дробления (20 и больше) и сравнительно небольшие удельные затраты электроэнергии. Поэтому они широко применяются для дробления каменного угля, коксовой шихты, известняка, руд черных, цветных, редчайших и благородных металлов, калийных солей, баритовых, флюоритовых и асбестовых руд, строительных материалов.

2.9.1 Конструкция и принцип действия молотковых дробилок

В молотковых дробилках материал дробится в основном ударом молотков, которые подвешены к ротору, который оборачивается в рабочем пространстве дробилки, ограниченном футерованным бронированными плитами корпусов.

Молотковые дробилки изготавливаются с колосниковыми решетками и без них. Дробилки с колосниковыми решетками применяются в основном для мелкого дробления, они предназначены для получения дробленого продукта определенной крупности. Молотковые дробилки без колосниковых решеток выдают дробленый продукт заданной крупности вследствие повышенной скорости вращения ротора. Дробилки для дробления влажных глинистых материалов оборудованы подвижной отбойной плитой, которая представляет собой встроенный в дробилку пластинчатый конвейер тяжелого типа. Таким образом, благодаря конвейерной подачи вязкого материала к ротору исключается забивание дробилки.

Молотковые дробилки бывают с вращением ротора в одну сторону и реверсивные. Возможность изменения направления вращения ротора в реверсивных дробилках позволяет двустороннее использование молотков без разборки дробилки для их поворота.

По числу рабочих валов молотковые дробилки разделяются на одно- и двухроторные. Двухроторные дробилки имеют большие в сравнении с однороторными размеры загрузочного отверстия, которое позволяет дробить в них материал крупностью до 1200 мм. [4].

Молотковые дробилки предназначены для крупного, среднего и мелкого дробления материалов низкой и средней твердости, но чаще их применяют для среднего и мелкого дробления. В молотковых дробилках достигается степень дробления до 30 – 40. Они характеризуются высокой производительностью и малой удельной затратой электроэнергии.

Однороторная нереверсивная молотковая дробилка (рис. 2.15) типа М состоит из таких основных узлов: корпуса, ротора, отбойных плит и колосниковой решетки.

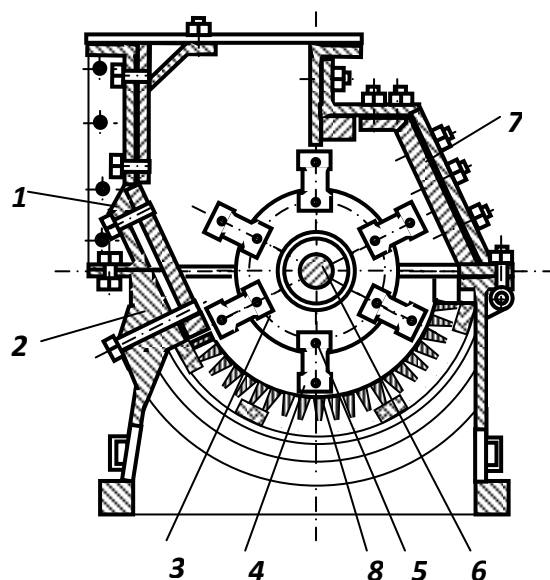


Рис. 2.15 - Однороторная нереверсивная молотковая дробилка.

1 - верхняя часть корпуса; 2 - нижняя часть корпуса; 3 - ротор; 4 - молотки; 5 - осевые стержни; 6 - вал; 7 - футеровочные плиты; 8 - колосниковая решетка.

Верхняя *1* и нижняя *2* части корпуса делают литыми или сварными из прокатной или листовой стали. Возле боковых стенок корпуса расположены подшипники, в которых оборачивается вал *6* ротора *3*. Ротор представляет собой сборную конструкцию: на вале *6* жестко закреплены диски, в каждом из них есть шесть отверстий, сквозь которые пропущены стержни *5*, служащие осями для шарнирно подвешенных молотков *4*.

Верхняя часть корпуса футеруется отбойными плитами *7*. В нижней части корпуса укреплена колосниковая решетка *8*, которая занимает $135 - 180^\circ$ круга, который описывается молотками. Исходный материал разрушается ударами молотков, ударами об футеровочные плиты, раздавливанием и стиранием на колосниковой решетке. Дробленый продукт разгружается под дробилку сквозь колосниковую решетку. Колосниковые решетки изготавливаются из стали марки 60С2 или 45Х и могут иметь разную форму, но чаще всего – трапецевидную с расширением щели в бок разгрузки под углом $10 - 20^\circ$. Они наклонены к радиусу ротора под углом $40 - 50^\circ$ в бок движения материала, который умень-

шает залипание решетки при дроблении материалов с повышенной влажностью.

В зависимости от свойств дробящегося материала и необходимой крупности дробленого продукта применяют молотки (рис. 2.16) разной формы и массы (от 1 до 135 кг). Молотки изготавливаются из износостойких сталей.

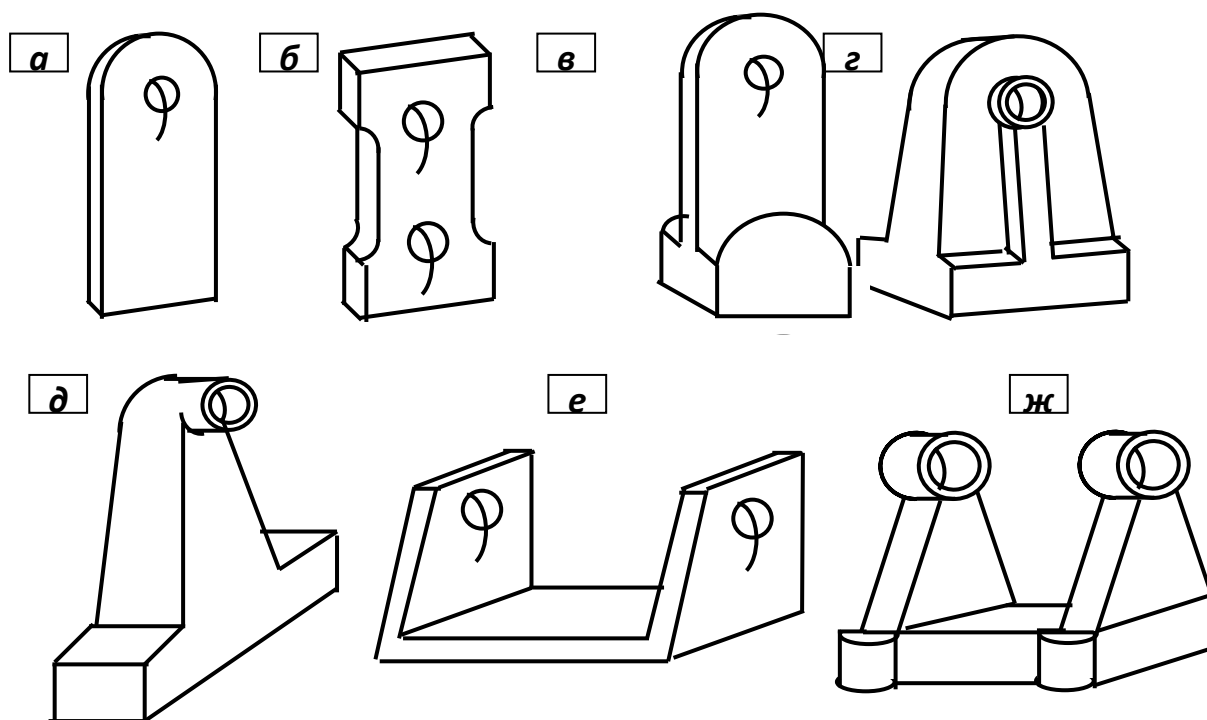


Рис. 2.16 – Формы молотков.

Молотки колосникового типа (рис. 2.35 *а, б*) применяют при дроблении малоабразивных и мягких пород, напр., уголь. Некоторые молотки имеют два отверстия, чтобы можно было при износе обоих концов молотка с одной стороны перевесить его вторым боком. Молотки с утолщением на рабочем конце (рис. 2.16 *в, г, д*) применяют при дроблении крепких материалов средней абразивности. Скобообразные молотки (рис. 2.16 *е*) используют при тех же условиях работы, что и молотки колосникового типа. Усиленная скобообразная конструкция (рис. 2.16 *ж*) применяется при дроблении крепких материалов. Молотки скобообразной формы работают более эффективно чем колосниковой, но

эксплуатация дробилок в этом случае является более сложной, потому что при их неравномерном износе нарушается равновесие дробилки.

Шарнирное крепление молотков позволяет избегать поломок при попадании веществ, которые не дробятся, потому что в этом случае молотки отклоняются на некоторый угол.

2.9.2 Конструкция и принцип действия роторных дробилок

В роторных дробилках материал дробится ударом бил, которые жестко закреплены на роторе, который оборачивается в рабочем пространстве дробилки, ограниченному футерованным броневыми плитами корпусом.

Роторные дробилки бывают одно- и двухроторные с последовательным дроблением материала каждым ротором или с одновременным дроблением двумя роторами, с колосниковой решеткой и без нее. Однороторные дробилки бывают реверсивные и нереверсивные. Отличительной особенностью роторных дробилок является то, что в ударе по комку исходного материала принимает участие массивный ротор, поэтому удары значительно более стойкие чем в молотковых дробилках. Это позволяет применять роторные дробилки в первой стадии дробления (дробилки типа ДРК) для разрушения сравнительно твердых горных пород. Роторные дробилки применяют также для среднего и мелкого дробления (дробилки типа ДРС). Конструкции дробилок ДРК и ДРС аналогичные.

В *однороторную нереверсивную дробилку* (рис. 2.17) типа ДРК материал подается на вращающийся массивный ротор **4** и дробится ударами бил **5** и об отбойные плиты **7**. Отбойные плиты **7** на верхней части корпуса **2** закреплены не жестко, поэтому при попадании предметов, которые не дробятся, они отклоняются на осях и пропускают его. В первоначальное положение отбойные плиты поворачиваются под действием пружин регулировочного устройства **8**. Дробилки типа ДРК имеют две отбойные плиты, а дробилки типа ДРС – три отбойные плиты, которые делят рабочую зону дробилки соответственно на две или три камеры дробления. Отбойные плиты имеют криволинейный профиль и полностью или только в нижней части закрыты футеровочными плитами **7**. Зазоры между вращательным ротором и нижней кромкой отбойных плит является разгрузочным отверстием камеры дробления. Положение отбойных плит фиксируется тягами и пружинами регулировочного устройства **8**. Регулирование

ширины разгрузочной щели камеры дробления осуществляется также с помощью регулировочного устройства 8.

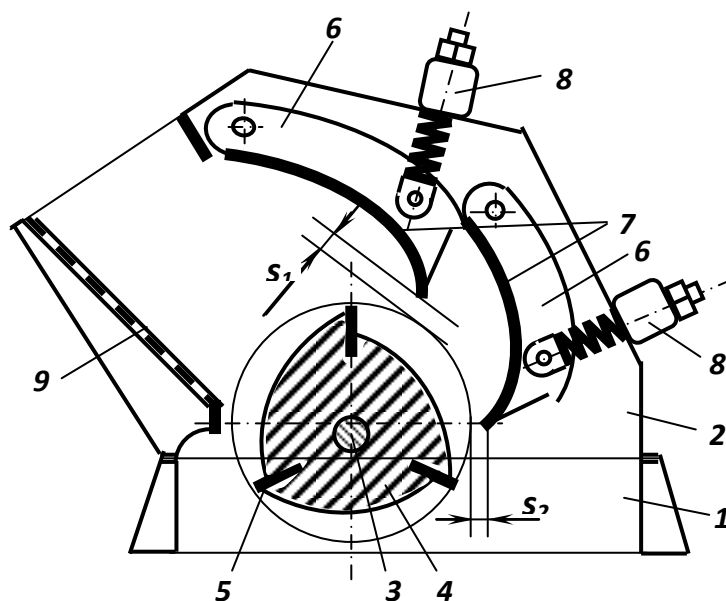


Рис. 2.17 - Однороторные дробилки крупного дробления.

1 - основание корпуса; 2 - верхняя часть корпуса; 3 - вал; 4 - ротор; 5 - била; 6 - отбойные плиты; 7 - футеровочные плиты; 8 - регулирующее устройство; 9 - решетка.

Исходный материал поступает на наклоненную решетку 9, где отделяется мелочь, которая не нуждается в дроблении. У загрузочной воронки установлены цепные шторы, которые предотвращают выбрасывание материала из рабочего пространства дробилки. Разгрузка дробленого продукта осуществляется через разгрузочное устройство дробилки. Ротор к вращательному движению приводится электродвигателем через клиноременную передачу. Окружная скорость ротора регулируется изменением приводных шкивов.

Двухроторные дробилки в сравнении с однороторными менее подвергнутые забиванию и обычно применяются для дробления более влажных материалов и материалов, которые слипаются, они также позволяют загружать материал большей крупности. Ширину щели колосниковых решеток и расстояние между ними и концом бил (молотков) выбирают в зависимости от необходимой

крупности дробленого продукта и влажности дробящегося материала. При дроблении глинистых влажных руд, во избежание забивание колосниковых решеток, расстояние между колосниками увеличивают. В тяжелых случаях дробилки работают без колосниковых решеток. [1].

Без колосниковых решеток производительность дробилки повышается, но при этом в дробленом продукте появляются зерна крупнее допустимых размеров.

3. ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

3.1 Процесс измельчения

3.1.1 Свойства горных пород, влияющих на процесс измельчения

Дробление в редких случаях бывает достаточно для разделения полезного ископаемого на окончательные продукты. При тонком вкраплении полезных минералов руду необходимо измельчать до размера зерен, то есть до 0, 071 мм. Минералогический состав руды и ее физические свойства оказывают решающее влияние на производительность и эффективность процесса измельчения. Наиболее существенными из физических свойств горных пород в процессе измельчения являются измельчаемость и абразивность.

Более всего распространенный показатель раскрытия вкрапленного сырья *крупность измельчения*. Крупность измельчения характеризуется содержанием заданного класса крупности или удельной поверхностью измельченного материала. Степень раскрытия по этим параметрам для каждого образца определяют с помощью экспериментальных графических зависимостей. Свойства минерального сырья при измельчении учитываются удельной производительностью дробильно-измельчающего оборудования. [18].

Измельчаемость – параметр, который характеризует способность минерального сырья к разрушению в стержневых, шаровых и безшаровых мельницах. Этот параметр предназначен для определения производительности мельниц промышленных типов. Измельчаемость определяют при технологической оценке сырья, а также при разработке и проектировании технологии для новых промышленных объектов.

Сущность метода определения измельчаемости состоит в сравнении удельной производительности лабораторной мельницы при измельчении исследуемого и эталонного сырья к заданной крупности со следующим переходом к показателям работы промышленных мельниц. Как аналоговую применяют однотипную с исследуемым сырьем, которое перерабатывается

действующей фабрикой по схеме измельчения близкой к принятой для исследования.

Определение измельчаемости и расчеты необходимых объемов измельчающего оборудования проводят по трем более всего распространенным в промышленности схемам измельчения (рис. 3.1).

Исследование измельчаемости проводят на пробах крупностью – 3 (5) мм. Отобранные навески исследуемого и эталонного материала измельчают в мельнице в условиях открытого цикла на протяжении 5, 15, 30, 45, 60, 90, 120, 180 мин. После измельчения каждой навески на протяжении одного из указанных промежутков времени, мельницу останавливают и разгружают. Измельченный материал после полного отстаивания и фильтрации проясненного слива (в случае мокрого измельчения) сушат при температуре $105 \pm 5^\circ\text{C}$ к постоянной массе. **б**

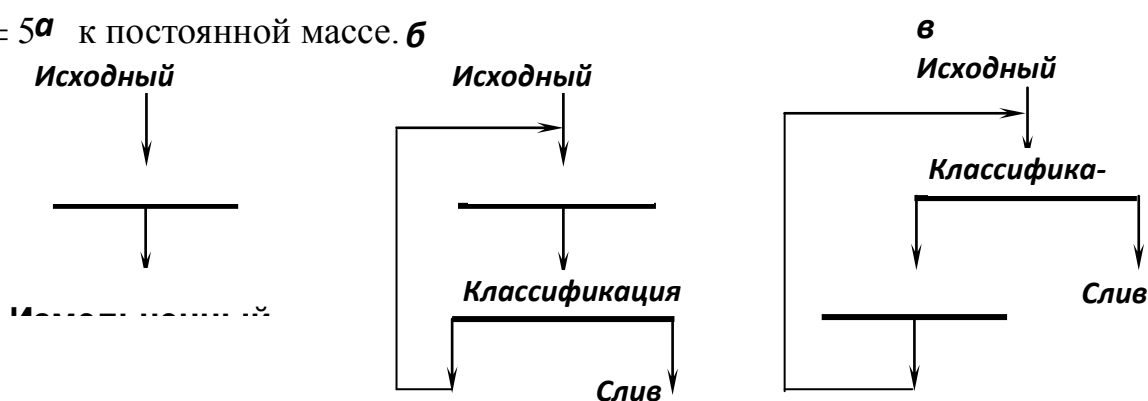


Рис. 3.1 – Схемы измельчения
а – открытая; **б, в** – замкнутая.

От высушенного материала методом квартования или желобовыми делителями отбирают пробу для ситового анализа. Масса навеска зависит от максимального размера частичек (табл. 3.1).

Таблица 3.1 – Минимальная масса навеска

Максимальный размер частичек, мм	3	0,5	< 0,3
Минимальная масса навеска, кг	0,3	0,1	0,05

Для просеивания проб используют ситовый анализатор с набором контрольных сит с размерами ячеек 3; 0,5; 0,074 (0,071); 0,044 (0,05) мм. Исследования ограничивают промежутком времени, при котором содержимое класса – 0,044 (0,05) мм в измельченном материале достигает 95 %. Данные ситового анализа исследуемого и эталонного материала используют для построения графической зависимости выхода класса крупности, которая контролируется, от продолжительности измельчения. Результаты измельчения проб исследуемого и эталонного материала являются основой для определения удельной производительности мельниц и измельчаемости исследуемого материала.

Для характеристики измельчаемости используют общую g и q действительную удельную производительность мельниц, которые получены на исследуемом и эталонном материале и представляют собой массу снова образуемого класса крупности в единице объема мельницы за единицу времени при обычном измельчении и при условиях вывода готового класса из мельницы по мере его образования.

Общая удельная производительность будет:

$$g = [Q(b - a)] / V, \text{ т}/(\text{год} \cdot \text{м}^3); \quad (3.1)$$

$$g = [M(b - a)] / Vt, \text{ т}/(\text{год} \cdot \text{м}^3), \quad (3.2)$$

где Q – производительность мельницы, т/ч; b и a – массовая часть расчетного класса крупности соответственно в измельченном и исходном материале, доли ед.; V – объем мельницы, м³; M – масса измельченного материала, т; t – продолжительность измельчения, ч.

Действительная удельная производительность является параметром уравнения кинетики измельчения:

$$R = R_0 \exp[qVt / M], \quad (3.3)$$

где R – массовая частица надрешетного класса крупности в продукте, который в данный момент находится в мельнице ($R = 1 - b$), частицы ед.; R_0 – массовая частица надрешетного класса крупности в исходном материале ($R_0 = 1 - a$), доли ед.; q – действительная удельная производительность, т/(ч·м³).

Между общей и действительной удельной производительностью существует такая зависимость:

$$g = qR \quad (3.4)$$

Значения R при прохождении материала от загрузки до разгрузки меняются от 1 до 0. В зависимости от схемы измельчения действительная удельная производительность определяется по формулам:

– открытый цикл (рис. 3.1 а):

$$q = \frac{Q}{V} \cdot \ln \frac{R_0}{R}; \quad (3.5)$$

– замкнутый цикл (рис. 3.1 б):

$$q = \frac{Q(1+C)}{V} \cdot \ln \left[1 + \frac{\varepsilon(R_0 - R)}{\varepsilon(1+C) - b} \right]; \quad (3.6)$$

– замкнутый цикл (рис. 3.1 в):

$$q = \frac{CQ}{V} \cdot \ln \left[\frac{\varepsilon C - b(1 - \varepsilon)}{\varepsilon C - b(1 - \varepsilon a)} \right], \quad (3.7)$$

где C – циркуляционная нагрузка, доли ед.; ε – изъятие готового класса из сливов классификатора, доли ед.:

$$\varepsilon = \frac{[1 + E(1 + C)] \pm \sqrt{[1 + E(1 + C)]^2 - 4(1 + C)Eb}}{2(1 + C)}, \quad (3.8)$$

где E – эффективность классификации, доли ед.

На основе значений общей и действительной удельной производительности лабораторной мельницы определяют коэффициенты измельчаемости

Коэффициент относительной измельчаемости представляет собой соотношение общей (или действительной) удельной производительности лабораторной мельницы по новому образуемому классу крупности при измельчении исследуемого и эталонного материала:

$$K_g^{исл} = g_{лаб}^{исл} / g_{лаб}^{эт} \quad \text{или} \quad K_q^{исл} = q_{лаб}^{исл} / q_{лаб}^{эт}, \quad (3.9)$$

где $g_{лаб}^{исл}$, $g_{лаб}^{эт}$ – общая удельная производительность лабораторной мельницы по вновь образуемому классу крупности при измельчении исследуемого и эталонного материала, соответственно; $q_{лаб}^{исл}$, $q_{лаб}^{эт}$ – действительная удельная производительность лабораторной мельницы по вновь образуемому классу крупности при измельчении исследуемого и эталонного материала, соответственно.

При этом содержимое расчетного класса крупности в измельченном материале должно быть одинаковым для исследуемого и эталонного материала. Коэффициент измельчаемости для одной стадии измельчения принимается постоянным. Для определения измельчаемости необходимы такие данные о работе мельниц на эталонном материале: производительность мельниц; крупность исходного и измельченного материала; объем мельниц; величина циркуляционной нагрузки; эффективность классификации; тип схемы измельчения.

При наличии экспериментальной зависимости общей удельной производительности промышленной мельницы на эталонном материале, который характеризует крупность измельченного продукта во всем интервале содержимого (0 – 100 %) расчетного класса, определение удельной

производительности промышленной мельницы на исследуемом материале сводится к простому перерасчету лабораторных и промышленных данных по формуле:

$$g_{пром}^{исл} = K_g^{исл} g_{пром}^{эт}, \quad (3.10)$$

где $g_{пром}^{исл}$, $g_{пром}^{эт}$ – общая удельная производительность промышленной мельницы при измельчении исследуемого и эталонного материала к одинаковой массовой части заданного класса крупности, т/(ч·м³).

Действительную удельную производительность промышленной мельницы при измельчении исследуемого материала определяют соответственно по формулам (3.5) – (3.7) и с учетом:

$$q_{пром}^{исл} = K_q^{исл} q_{пром}^{эт}, \quad (3.11)$$

где $q_{пром}^{исл}$, $q_{пром}^{эт}$ – действительная удельная производительность промышленной мельницы при измельчении исследуемого и эталонного материала к одинаковой массовой части заданного класса крупности, т/(ч·м³).

Необходимый объем промышленных мельниц для измельчения по схемам, которые приведены на рис 3.1, рассчитывают по формулам:

– открытый цикл (рис. 3.1 а):

$$V = [Q_{пром}^{исл} (b - a)] / g_{пром}^{исл}, \text{ м}^3; \quad (3.12)$$

$$V = \left[Q_{пром}^{исл} \cdot \ln \frac{(1-a)}{(1-b)} \right] / q_{пром}^{исл}, \text{ м}^3; \quad (3.13)$$

– замкнутый цикл (рис. 3.1 б):

$$V = \frac{Q_{пром}^{исл} \cdot (1+C)}{q_{пром}^{исл}} \cdot \ln \left[1 + \frac{\varepsilon(b-a)}{\varepsilon(1+C) - b} \right], \text{ м}^3; \quad (3.14)$$

– замкнутый цикл (рис. 3.1 в):

$$V = \frac{CQ_{\text{пром}}^{\text{исл}}}{q_{\text{пром}}^{\text{исл}}} \cdot \ln \left[\frac{\varepsilon C - b(1 - \varepsilon)}{\varepsilon C - (b - \varepsilon a)} \right], \text{ м}^3. \quad (3.15)$$

Таким образом, основой для определения параметров мельниц являются результаты измельчения исследуемого и эталонного материалов, которые оформляют в виде таблиц и графиков. Графическую зависимость нормируют нанесением кривой с помощью лекал по экспериментальным точкам. Полученные результаты считают достоверными, если абсолютные отклонения кривой от экспериментальных точек составляют по массовой части готового класса в измельченном материале не больше 2 % в интервале 0 – 90 % и 1 % в интервале 90 – 100 %. При больше высоких отклонениях экспериментальные исследования повторяют.

Все горные породы в процессе переработки владеют способностью изнашивать металл. Изнашиваются футеровки дробильных поверхностей дробилок, молотки и била ударных дробилок, шары, стержни и футеровка барабанных мельниц, транспортных желобов, рабочие поверхности грохотов и др. Изнашивание металла горной породой определяется ее физико-механическим свойством – абразивностью.

Абразивность – способность горных пород изнашивать твердые тела, которые контактируют с ними (детали машин, инструменты и т.п.). Абразивность в основном определяется прочностью, размерами и формой минеральных зерен, которые составляют горную породу.

Абразивность оценивают за степень износа штифтов, стержней, металлических колец, которые трутся об поверхность пород при сверлении или резании, а также за степень стирания пород абразивными материалами. Абразивность обычно оценивают за износом материалов, которые контактируют с минеральным сырьем при относительном движении. Износ характеризует изменение геометрической формы при истирании рабочих

поверхностей. Относительное движение сыпучего материала и поверхности, которая с ним контактирует, является лишь одним из факторов, что обуславливают износ. Особенно значительное влияние на износ оказывает скорость относительного движения контактирующей поверхности и сыпучего материала. Износ в значительной мере зависит от направления вектора скорости движения сыпучего материала относительно поверхности, что его ограждает. Абразивность горных пород обуславливается в основном двумя их свойствами – границей прочности на сжатие отдельных минеральных зерен ($\sigma_{сж}$) и коэффициентом хрупкости ($k_{хр}$). Поэтому коэффициент абразивности определяют за формулой:

$$k_a = \sigma_{сж} \cdot k_{хр} . \quad (3.16)$$

Кроме того, применяют эмпирические методы оценки абразивности. По методике Л.И.Барона и А.В.Кузнецова, показатель абразивности горных пород определяют как суммарную потерю массы (в мг) стандартного стержня, который оборачивается (с частотой 400 мин⁻¹), прижатого к породе, при осевой нагрузке 150 Н за время испытания 10 мин. Абразивность горных пород разделяют на восемь классов. Показатель абразивности составляет для мрамора 400 – 500 мг, для известняка – 800 – 900 мг, для гранита – 1000 – 2000 мг, для кварцита – 2100 – 2500 мг. Для малоабразивных пород, напр., уголь (абразивность до 5 мг) показатель абразивности определяют путем истирания стандартного эталона (при постоянной давке на контакт) об раздробленную пробу материала. Согласно методу определения, различают абразивность трения и ударную абразивность горных пород. Наиболее абразивными являются породы, которые содержат корунд, порфирит, диорит, гранит.

Для экспериментального определения относительной оценки абразивности минерального сырья применяют машину износа (рис. 3.2).

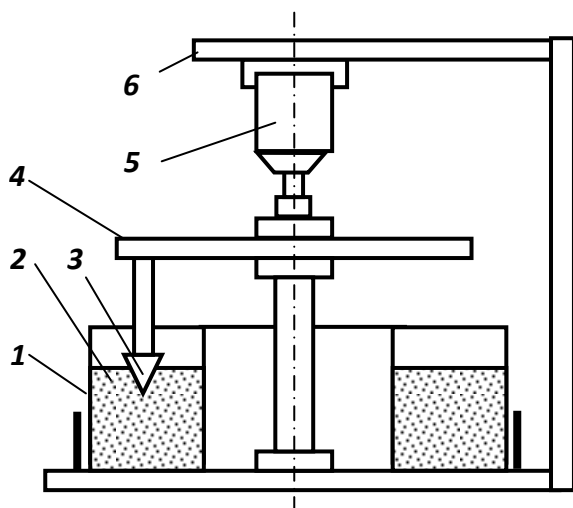


Рис. 3.2 - Схема лоточной машины для оценки износа.

- 1 - кольцевой желоб;
- 2 - измельченная проба;
- 3 - образец исследуемого материала;
- 4 - шкив;
- 5 - электропривод с редуктором;
- 6 - станина.

Этот метод в самой большой степени моделирует износ металла относительно процессов обогащения и позволяет сделать конкретные расчеты по массе сырья, которая прошла через единицу поверхности за единицу времени и, как результат, определить износ единицы площади поверхности металла.

Пробы для определения абразивности отбирают и приготавливают с учетом того, что крупность максимального кома должна быть не больше 5 мм. Подготовленная к испытаниям проба 2 загружается в кольцевой желоб 1 машины износа. Образец исследуемого на износ материала 3 (напр., футеровки) в виде трехгранной пирамиды закрепляют в держателе, который в свою очередь устанавливают и закрепляют на ободке тихоходного шкива 4 машины.

При работе машины образец исследуемого материала перемещается по окружности со скоростью 0,48 м/с. Продолжительность испытания составляет 8 часов. Через 8 часов образец исследуемого материала снимают и определяют площадь поверхности пирамиды по ее геометрическим размерам. Рассчитывают износ 1 м^2 площади поверхности материала образца за 8 часов работы машины. Полученный результат служит оценкой абразивности минерального сырья. Относительная износоустойчивость образца материала определяется по формуле:

$$Ab = t/m, \text{ ч/г}, \quad (3.17)$$

где t – постоянная времени истирания образца исследуемого материала, ч;
 m – износ образца исследуемого материала, г.

Определения выполняют на двух образцах и рассчитывают среднее арифметическое, если расхождение результатов двух испытаний не превышает 1 %. При большем расхождении делают третье определение и за окончательный результат принимают среднее арифметическое двух более всего близких результатов.

3.1.2 Кинетика процесса измельчения

Для управления процессом измельчения материала в мельнице и выборе условий оптимальной ее работы необходимо знать, как протекает процесс со временем, то есть знать его кинетику. [24].

Под кинетикой процесса измельчения понимают закономерный характер уменьшения остатка на контрольном сите от времени измельчения. Контрольное сито выбирают с размерами, которые отвечают предельной крупности измельчения. Подрешетный продукт этого сита считается готовым, а надрешетный – остатком, то есть материалом, который еще недостаточно измельченный. Для исследования кинетики измельчения из мельницы периодического действия через определенные промежутки времени отбирают пробы и анализируют их на контрольном сите. [13]. Результаты исследований изображают в виде графика (рис. 3.3). Вид кривых зависит от измельчаемости материала и режима измельчения. При выводе уравнения измельчения можно подобрать большое количество формул, которые удовлетворительно описывают кривые измельчаемости (см. рис. 3.3).

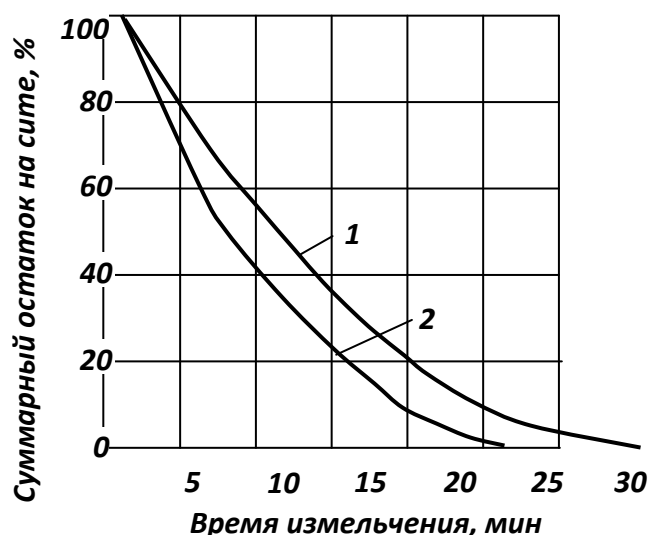


Рис. 3.3 - Зависимость выхода остатка на контрольном сите от времени измельчения

1 - класс + 0,5 мм;
2 - класс 0,074 мм.

Ряд авторов, исходя из положения о то, что скорость уменьшения остатка на контрольном сите dr/dt пропорциональна массе R этого остатка, предложил такое решение:

$$dR/dt = -kR, \quad (3.18)$$

где k – коэффициент пропорциональности (параметр измельчения); t – продолжительность измельчения.

После интегрирования уравнения (3.18) получаем:

$$\ln R = -kt + C. \quad (3.19)$$

В начальный момент при $t = 0$ масса остатка на сите $R = R_0$ и $C = \ln R_0$, тогда $\ln R = -kt + \ln R_0$, а следовательно

$$R = R_0 e^{-kt}, \quad (3.20)$$

где R_0 – масса остатка в материале, который поступает на измельчение

Исследования показывают, что при измельчении узких классов крупности абсолютная скорость уменьшения остатков пропорциональна их массе в мельнице в каждый данный момент времени, а относительная скорость – постоянна по времени. Поэтому при описании процесса измельчения уравнение (3.20), которое является простым и удобным, часто принимается за основу.

Другие авторы выдвинули положение о том, что относительная скорость уменьшения массы остатка на контрольном сите меняется по времени. Так, К.А. Разумовым предложено уравнение:

$$dR/dt = -k_0[p + (1-p)R/R_0]R$$

После интегрирования и решения относительно R получаем:

$$R = pR_0 / (e^{pk_0t} - 1 + p), \quad (3.21)$$

где k_0 – относительная скорость измельчения в начальный момент времени при остатке на сите ; pk_0 – относительная скорость измельчения в момент, когда $R = 0$; t – продолжительность измельчения.

Уравнение (3.21) удовлетворительно описывает опросные данные; параметры p и k_0 находят экспериментально.

Для повышения точности описания кинетики измельчения материала с широким спектром классов крупности В.В. Товаров предложил экспоненциально-показательное уравнение:

$$R_t = R_0 \exp(-kt^m), \quad (3.22)$$

где R_0 и R_t – масса крупного класса в исходном материале и измельченном продукте в момент t ; t – продолжительность измельчения m и k – экспериментальные коэффициенты.

Угловой коэффициент m , как правило, не остается постоянным на всем протяжении $R = f(t)$, потому что в большинстве случаев кривые измельчаемости состоятся из двух, а иногда из трех прямолинейных участков. Таким образом, для точного описания кинетики измельчения необходимо каждый раз определять границы, где можно считать $m = const$.

После двойного логарифмирования уравнения (3.22) получим:

$$\ln \ln(R_0 / R) = m \ln t + \ln k . \quad (3.23)$$

В системе координат и это уравнение является прямой линией.

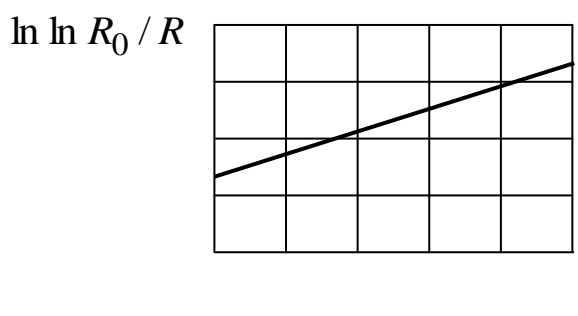


Рис. 3.4 - Зависимость массы крупного класса в сливе мельницы от продолжительности измельчения в системе координат $\ln \ln R_0 / R, \ln t$.

Для определения параметров m и k , на экспериментальной прямой, выделяют две точки и определяют их координаты. Значения m и k рассчитывают по формулам:

$$m = [\ln \ln(R_0 / R_2) - \ln \ln(R_0 / R_1)] / (\ln t_2 - \ln t_1); \quad (3.24)$$

$$k = \ln(R_0 / R) / t^m. \quad (3.25)$$

Уравнение (3.22) применимо только в тех случаях, если остаток на контрольном сите составляет от 5 до 100 %; при малом R_t (большом t) оно не обеспечивает достаточной точности.

Для описания кинетики измельчения Л.П. Щупов предложил уравнение вида:

$$R_t = (1 - R_0^*) \exp \left\{ - \left[k_1^{1/n_1} t + \ln \frac{1 - R_0^*}{R_0 - R_0^*} \right]^{n_1} + R_0^* \right\}, \quad (3.26)$$

где R_0^* – содержание плюсового класса в неизмельченном остатке; k_1 и n_1 – коэффициенты кинетики измельчения.

Это уравнение учитывает влияние остатка, который не измельчается, и содержимое крупного класса в исходном материале. При определенных условиях уравнения линеаризуется относительно коэффициентов.

Знание кинетики измельчения позволяет теоретически определить измельчаемость полезного ископаемого, рассчитать массу циркуляционного продукта, определить производительность мельницы и др.

3.2 МЕЛЬНИЦЫ

3.2.1 Классификация мельниц

Измельчение полезных ископаемых и других материалов осуществляется в мельницах разных конструкций.

Различают такие мельницы: барабанные или гравитационные (шаровой, стержневые, роликовые, самоизмельчения), центробежные, вибрационные (инерционные, трационные); маятниковые (вихревые, аэробильные, молотковые, пальцевые); струйные, коллоидные и др. Отдельную группу мельниц представляют истиратели лабораторные (напр., бегуны), у которых измельчение осуществляется между двумя истирающими поверхностями (дисками, цилиндрами), в то время как в других мельницах процесс протекает в объеме измельчаемого материала. По другой классификации мельницы разделяют на барабанные (шаровые, стержневые), трубные, конусные, самоизмельчения, роликовые (роliko-кольцевые, шаро-кольцевые, катково-чашевые, катково-дисковые), ударно-центробежные (молотковые, дезинтеграторы, дисмембраторы), жерновые, вибрационные, струйные и т.п. Как видим, молотковые дробилки иногда причисляют к мельницам, что полностью понятно исходя из соображений крупности получаемого продукта, которая определяется размером отверстий решета аппарата, которое может быть 13,0; 6,0; 1, 0 мм и др. [1].

Измельчение минерального сырья на угле- и рудообогатительных фабриках и в рудоподготовительных отделениях металлургических предприятий чаще всего осуществляется в барабанных мельницах (стержневых, шаровых, рудогалечных, самоизмельчения), схемы которых приведены на рис. 3.5. Мельницы другой конструкции применяют в специальных случаях (например, дезинтеграторы – для тонкого помола угля при приготовлении высококонцентрированных водоугольных суспензий, струйные мельницы – для сверхтонкого помола редкометалльных руд .

Конструктивные типы и принцип действия барабанных мельниц

Конструктивные типы барабанных мельниц различаются по виду дробильных (мельющих) тел, формой барабана, способом измельчения и способом разгрузки измельченного продукта (рис. 3.5).

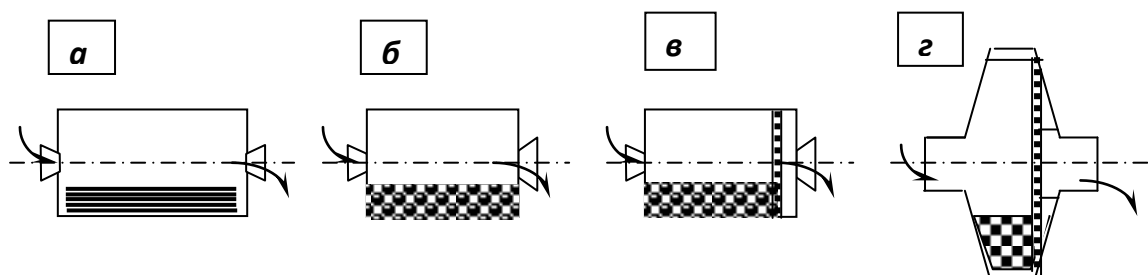


Рис. 3.5. - Схемы барабанных мельниц:

а - стержневой мельницы МСЦ; б - шаровая мельница МШЦ;
в - шаровой МШР или рудногальковой МРГ мельницы;
г - мельница мокрого самоизмельчения.

Если измельчение *мокрое*, то материал захватывается сливным потоком воды, а если *сухое* – воздушным потоком, который возникает 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. Короткие – $l < D$; длинные – $l = (2 \div 3) D$; трубные – $l > 3D$.

В зависимости от вида мелющей среды различают мельницы пулевые, стержневые, галечные, рудогалечные и самоизмельчения. У пулевых мельниц мелющая среда – стальные или чугунные шары диаметром $d = 15 - 125$ мм, в стержневых – стальные стержни ($d = 50 - 120$ мм); в галечных – обкатная кремниевая галька или руда; у мельниц самоизмельчения – крупные куски руды, которая измельчается.

В зависимости от способа разгрузки измельченного продукта различают мельницы с центральной разгрузкой и разгрузкой через периферийные решетки. У первых мельниц измельченный продукт удаляется свободным

сливом через полую разгрузочную цапфу, в других – через периферийные решетки в разгрузочном конце мельницы.

На обогатительных фабриках применяются стержневые мельницы с центральной разгрузкой – МСЦ (рис. 3.5 *а*), шаровые мельницы с центральной разгрузкой – МШЦ (рис. 3.5 *б*), шаровые и рудногалечные мельницы с разгрузкой через решетки – МШР и МРГ (рис. 3.5 *в*), рудные мельницы мокрого самоизмельчения – ММС (рис. 3.5 *г*).

Барабанная мельница (рис. 3.6) представляет собой цилиндрический барабан *1* с торцевыми крышками *2* и пустотелыми цапфами *3*, которые опираются на подшипники *4*. Исходный материал загружается через одну цапфу, а измельченный продукт разгружается через противоположную.

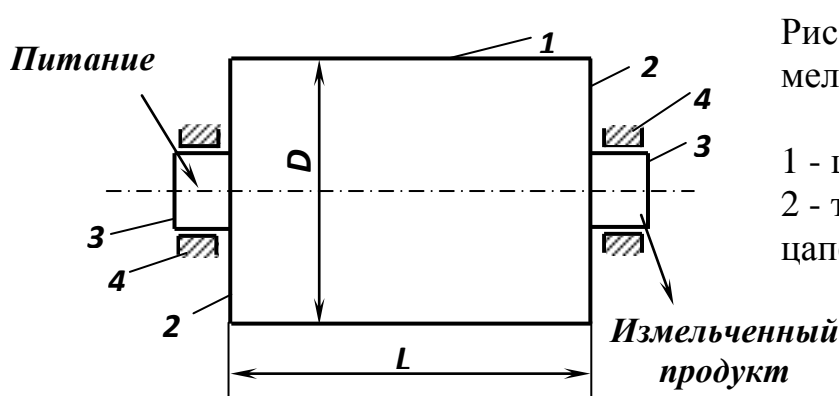


Рис. 3.6. - Схема барабанной мельницы

1 - цилиндрический барабан;
2 - торцевые крышки; 3 - цапфы; 4 - подшипники.

При вращении барабана мелющая среда (стержни, шары, куски руды или рудная галька) и материал, который измельчается, благодаря трению поднимаются на определенную высоту, а потом сползают, скатываются или падают вниз. Измельчение в мельнице происходит за счет удара падающей мелющей среды, раздавливания и трения между пластинами.

Конструкции шаровых и стержневых барабанных мельниц

Стержневые мельницы с центральной разгрузкой (МСЦ) устанавливают в первой стадии измельчения. Они применяются для мелкого дробления перед шаровыми мельницами, а также для подготовки мелковкрапленных руд перед гравитационным или магнитным обогащением (для измельчения материала до 0,5 – 3 мм).

Стержневая мельница с центральной разгрузкой (рис. 3.7) состоит из цилиндрического барабана *1* с торцевыми крышками *2* и *14*. Барабан футеруют с середины стальными плитами *8* и *10*. Торцевые крышки имеют пустотелые цапфы *3* и *13*, с помощью которых барабан опирается на коренные подшипники *6* и *11*. Вращение барабана передается от электродвигателя через венечную шестерню *9*, закрепленную на барабане.

Питатель *5* улиткового или комбинированного типа закреплен на загрузочной цапфе. Пустотелые цапфы оборудованы сменными загрузочной и разгрузочной воронками *4* и *12*.

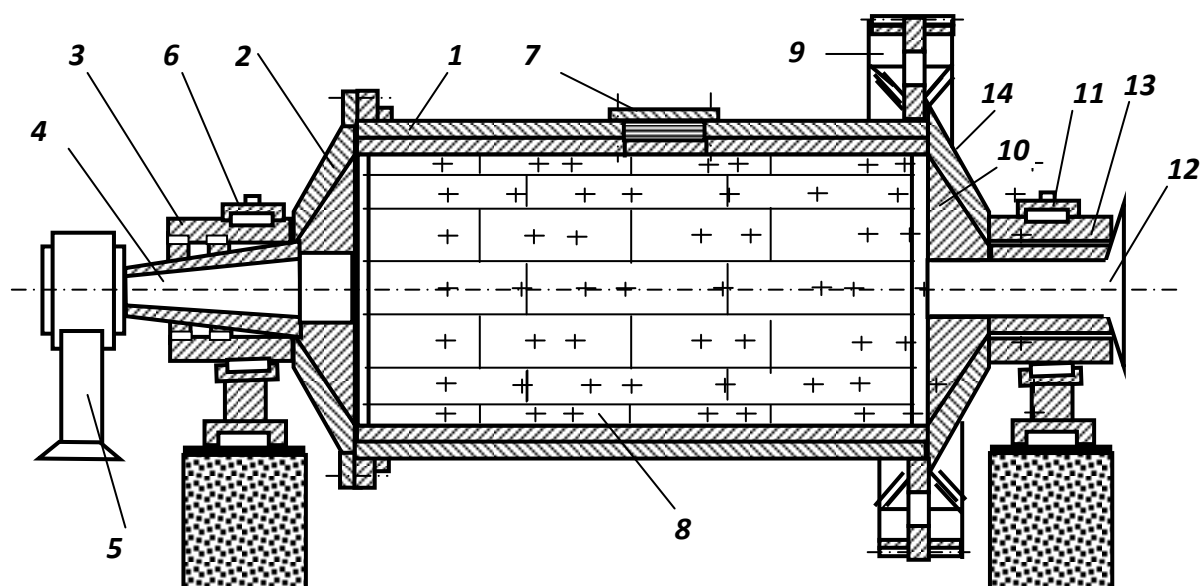


Рис. 3.7 - Стержневая мельница с центральной разгрузкой

1 - цилиндрический барабан; 2, 14 - торцевые крышки; 3, 13 - пустотелый цапф; 4 - загрузочная воронка; 5 - питатели; 6, 11-подшипники; 7 - люк; 8, 10 - футеровочные плиты; 9 - венечная шестерня; 12 - разгрузочная воронка.

наклон пульпы в бок разгрузки в мельнице и ускоряет движение пульпы через мельницу.

В барабан загружаются стержни из высокоуглеродистой стали диаметром от 45 до 100 мм. Объем стержней составляет 35 – 45 % объема мельницы. При

обращении барабана стержни сползают или скатываются и измельчают зерна полезного ископаемого. Разрушение материала осуществляется раздавливанием и стиранием.

Для загрузки мельниц применяются улитковые, барабанные и комбинированные питатели.

Улитковый питатель (рис. 3.8) представляет собой черпак спиральной формы с круглым отверстием в боковой стенке для загрузки зачерпнутого материала в мельницу. Фланец **3** питателя болтами крепится к цапфе барабана мельницы таким образом, чтобы отверстия цапфы и питателя совпадали.

Корпус **1** питателя изготавливается из листовой стали или отливается из легированного чугуна. На конце черпака питателя крепится сменный козырек **2** из марганцовистой стали или из легированного чугуна.

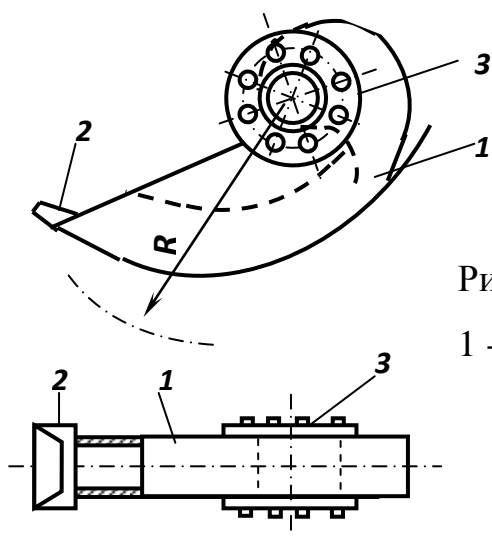


Рис. 3.8 - Улиточный питатель.

1 - корпус; 2 - козырек; 3 - фла-

Внутренняя поверхность питателя футеруется стальными листами. Улитковые питатели изготавливаются одно-, двух- и трехчерпаковыми. Поперечное сечение между спиралями питателя – прямоугольное и имеет достаточный размер для прохождения шаров максимального диаметра.

Улитковые питатели позволяют загружать материал, который поступает на измельчение, из более низкого уровня, который дает возможность устанавливать мельницы в замкнутом цикле с классификаторами.

Барабанный питатель (рис. 3.9) представляет собой цилиндрическую камеру, открытую с обеих сторон и оборудованную внутренней перегородкой для подачи измельчаемого материала в мельницу.

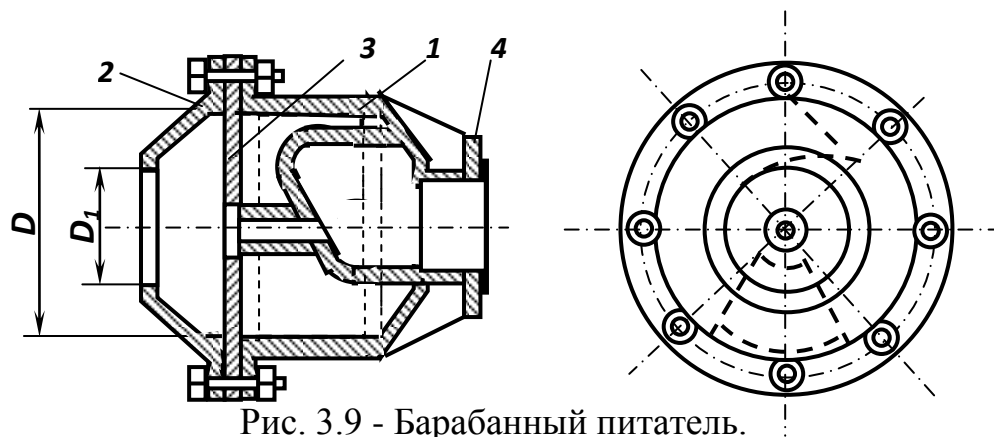


Рис. 3.9 - Барабанный питатель.

1 - корпус; 2 - крышка; 3 - диафрагма; 4 - фланец.

Корпус 1 питателя отливают из чугуна или сваривается из стальных листов. Со стороны загрузки материала к корпусу болтами крепится крышка 2 в форме усеченного конуса с круглым отверстием в меньшей основе для приема материала.

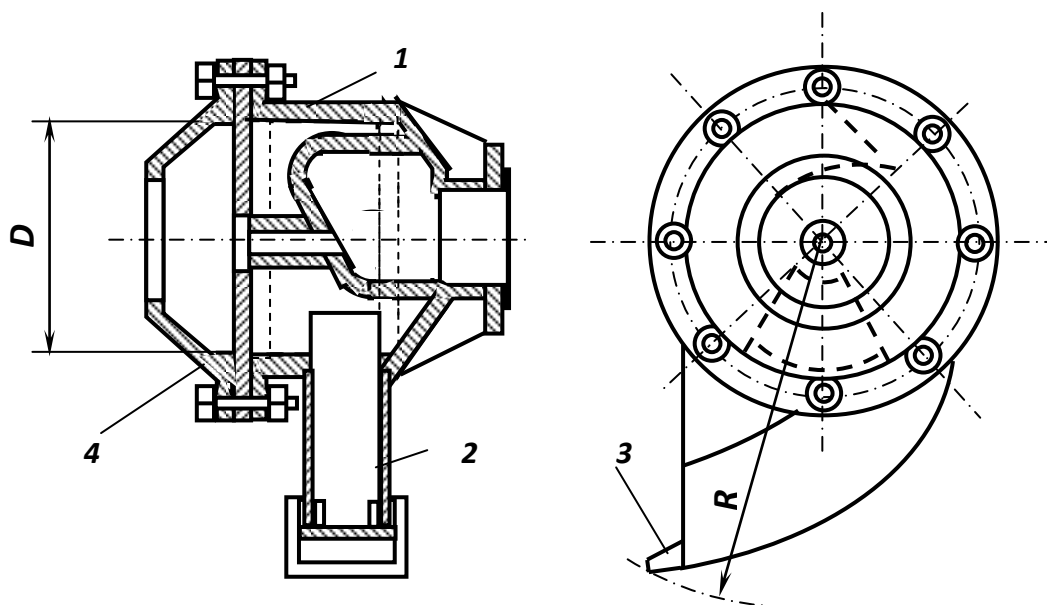


Рис. 3.10 - Комбинированный питатель

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

стали с секторным отверстием для пропуска материала на спираль корпуса. Питатель крепится фланцем 4 к загрузочной цапфе барабана мельницы.

Барабанные питатели применяются для загрузки материала крупностью до 70 мм на уровне оси мельницы.

Комбинированный *питатель* (рис. 3.10) применяется для загрузки мельницы одновременно кусковым материалом и песками классификатора.

Исходный материал загружается через отверстие крышки **4**, а пески захватываются черпаком из загрузочной коробки, которая расположена ниже уровня оси мельницы. Преимуществом комбинированного питателя является то, что крупный материал попадает в мельницу минуя загрузочную коробку для черпака улитки. Таким образом исключается заклинивание крупных грудков между черпаком и дном коробки.

Конструкция футеровочных плит барабана (рис. 3.11) должна допускать легкую их установку и замену. Сменные броневые плиты изготавливаются из износостойчивых материалов (легированного чугуна, марганцевой и хромистой стали). Толщина футеровочных плит принимается от 50 мм (для мельниц малых размеров) до 150 мм (для мельниц больших размеров). От толщины и профиля футеровочных плит зависит характер движения мелющих тел, (высота подъема и коэффициент скольжения по футеровки), рабочий объем барабана мельницы, износ футеровки, производительность мельницы, затрата электроэнергии и мелющих тел.

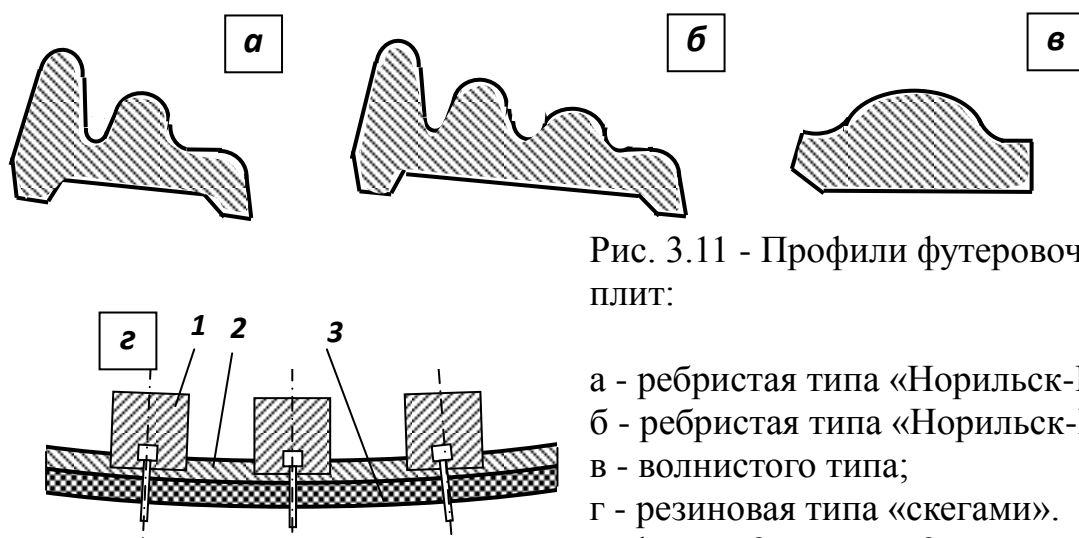


Рис. 3.11 - Профили футеровочных плит:

а - ребристая типа «Норильск-III»;
б - ребристая типа «Норильск-IV»;
в - волнистого типа;
г - резиновая типа «скегами».
лифтеры; 2 - плиты; 3 - сектора
решетки.

Для шаровых мельниц первой стадии измельчения, в которые загружают шары диаметром 100 – 125 мм, лучшим является профиль ребристой футеровки типа «Норильск-3» (рис. 3.11 *а*). Эта футеровка обеспечивает надежное сцепление с шарами и подъем их на большую высоту, отсутствие скольжения шаров, равномерный и более медленный износ плит, снижение удельной затраты металла и электроэнергии, повышение производительности мельницы.

Для шаровых мельниц второй стадии измельчения лучшим является профиль ребристой футеровки типа «Норильск-4» (рис. 3.11 *б*).

Для стержневых мельниц чаще применяют футеровку волнистого типа (рис. 3.11 *в*), но она не рекомендуется для шаровых мельниц вследствие значительного скольжения шаров.

Для шаровых мельниц второй стадии измельчения также используются резиновые футеровки (рис. 3.11 *г*). Основными элементами резиновой футеровки являются лифтеры 1, плиты 2 и сектора решетки 3. На торцевые крышки барабана мельницы радиально укладывают плиты толщиной 60 мм и зажимают лифтерами. Толщина резиновой футеровки барабана составляет от 50 до 80 мм, резиновые сектора решетки имеют толщину 54 мм. Футеровочные резиновые плиты укладывают вдоль барабана и также зажимают лифтерами.

Поскольку резиновая футеровка тоньше стальной, рабочий объем мельницы увеличивается на 5 – 6 %. Срок службы резиновой футеровки на 15 – 20 % больше чем стальной. Удельная затрата шаров в мельнице с резиновой футеровкой меньше, а производительность выше, чем у мельниц со стальной футеровкой. К преимуществам мельниц с резиновой футеровкой также относятся меньшая трудоемкость монтажа, большая герметичность, более низкий уровень шума.

Футеровка цапф гладкая или спиральная. Направление спирали загрузочной цапфы должно способствовать продвижению исходного материала в мельницу, а разгрузочной цапфы – возвращению в мельницу шаров и крупного материала.

Технические характеристики стержневых мельниц с центральной разгрузкой приведены в приложении С.

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой (МШЦ) устанавливаются во второй и третьей стадиях измельчения (реже у первой стадии). Они применяются для дополнительного измельчения промпродуктов, а также для измельчения тонковкрапленных руд, когда переизмельчение отрицательно влияет на показатели обогащения.

По конструкции шаровая мельница с центральной разгрузкой аналогична стержневой мельнице с центральной разгрузкой.

Шаровая мельница с центральной разгрузкой (рис. 3.12) состоит из цилиндрического барабана *1* с торцевыми крышками *2* и *14*. Барабан и крышки футеруют изнутри стальными плитами *8* и *10*. Торцевые крышки имеют пустотелые цапфы *3* и *13*, с помощью которых барабан опирается на коренные подшипники *6* и *11*. Вращение барабана передается от электродвигателя через венечную шестерню *9*, закрепленную на барабане.

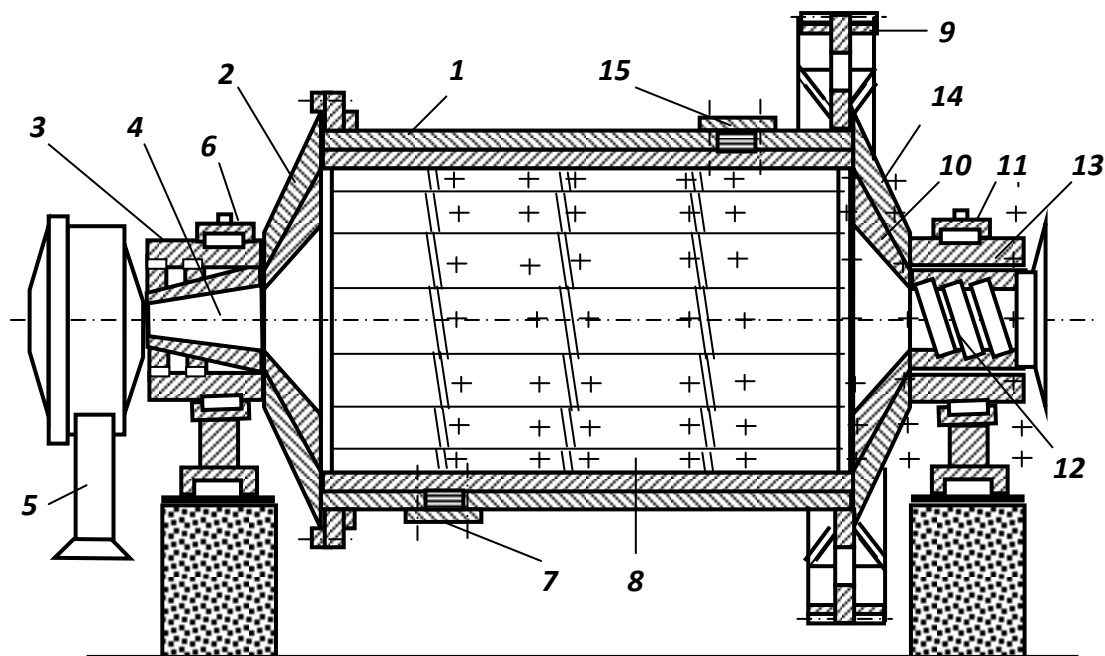


Рис. 3.12 - Шаровая мельница с центральной разгрузкой.

1 - цилиндрический барабан; 2, 14 - торцевые крышки; 3, 13 - пустотелые цапфы; 4 - загрузочная воронка; 5 - питатель; 6, 11 - подшипники; 7, 15 - люки; 8, 10 - футеровочные плиты; 9 - венечная шестерня; 12 - разгрузочная воронка.

Питатель **5** барабанного или комбинированного типа закреплен на загрузочной цапфе. Пустотелые цапфы оборудованы сменными загрузочной и разгрузочной воронками **4** и **12**.

Мельницы небольших размеров имеют люки **7** и **15** для введения футеровки во внутрь барабанов. В мельницах больших размеров эта операция выполняется через разгрузочную цапфу. Разгрузочная цапфа имеет несколько больший диаметр чем загрузочная, что создает наклон пульпы в бок разгрузки в мельнице.

Исходный материал загружается в мельницу через загрузочную цапфу, а измельченный продукт выход из мельницы через разгрузочную цапфу.

Шаровые мельницы с разгрузкой через решетку (МШР) обычно устанавливают в первой стадии измельчения. Они выдают измельченный продукт с меньшим содержанием шламов и имеют большую удельную производительность в сравнении с шаровыми мельницами с центральной разгрузкой, но более сложны по конструкции.

Шаровая мельница с разгрузкой через решетку (рис. 3.13) состоит из цилиндрического барабана **1** с торцевыми крышками **2** и **6**. Барабан и крышки футеруют изнутри стальными плитами **8**, которые закрепляют болтами **9**. Торцевые крышки имеют пустотелые цапфы: загрузочную **4** и разгрузочную **14**, с помощью которых барабан опирается на коренные подшипники **3** и **15**. В середине пустотелых цапф установлены сменные воронки. Возле разгрузочного конца мельницы установлена решетка **10**. Решетка состоит из секторов, которые могут быть литыми с продолговатыми отверстиями или сборными из колосников трапециевидной формы. Секторные решетки крепятся к торцевой крышке полосами из марганцевой стали на болтах. Пространство между решеткой и торцевой крышкой разделено перегородками – лифтерами **12** на секторные камеры, которые открыты в цапфу **14**. Наличие решетки и секторных камер позволяет осуществлять принудительную разгрузку измельченного продукта из мельницы и поддерживать низкий уровень пульпы, что в свою очередь приводит к уменьшению объема материала в мельнице и сокращению

времени измельчения. При вращении мельницы лифтеры **12** действуют, как элеваторное колесо: поднимают пульпу к уровню разгрузочной цапфы **14**, через которую она отделяется из мельницы.

В барабан загружаются стальные или чугунные шары разного диаметра (от 40 до 150 мм). Объем шаров составляет приблизительно половину объема мельницы. При вращении барабана шары сползают, скатываются или падают и измельчают зерна полезного ископаемого. Измельчение руды происходит главным образом в результате ударов мелющих тел и частично истиранием и раздавливанием.

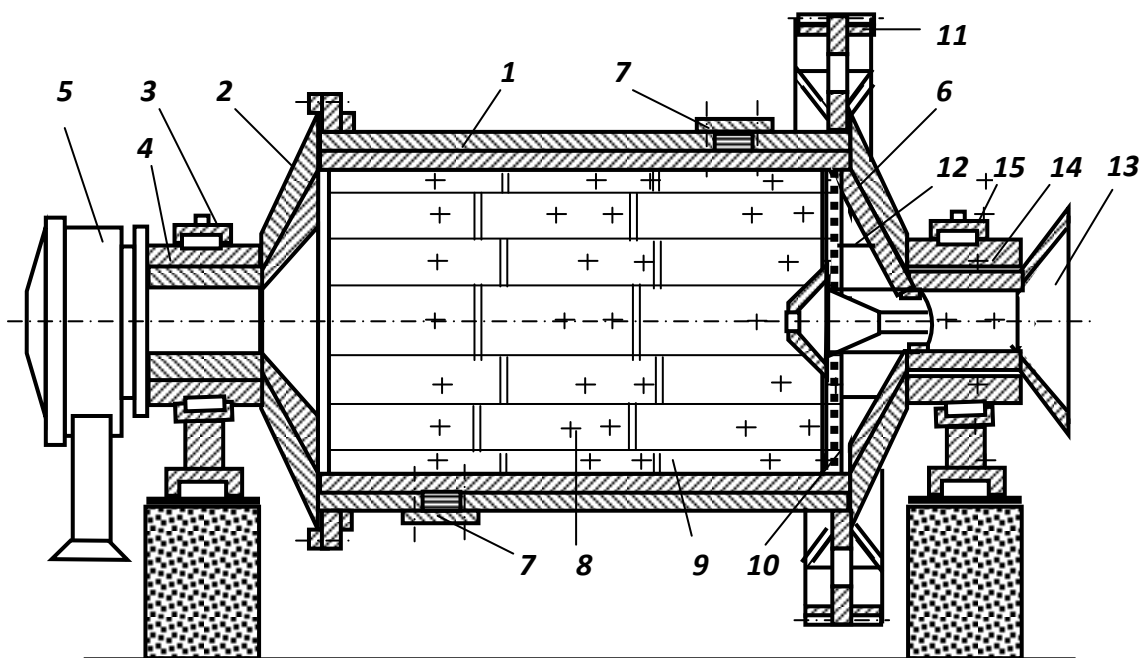


Рис. 3.13 - шаровая мельница с разгрузкой через решетку

1 - барабан; 2, 6 - торцевые крышки; 3, 15 - подшипники; 4 - загрузочная цапфа; 5 - питатель; 7 - люки; 8 - броневые плиты; 9 - болты; 10 - решетка; 11 - венечная шестерня; 12 - лифтеры; 13 - горловина; 14 - разгрузочная цапфа.

3.2.2 Классификация в схемах измельчения

Классификация в цикле измельчения применяется для разделения слива мельничной машины на два продукта по крупности. Для классификации пульпы используются механические и гидравлические классификаторы разных типов. [24]. Общий вид цеха, где выполняется измельчение и классификация рудной пульпы, показано на рис. 3.14.

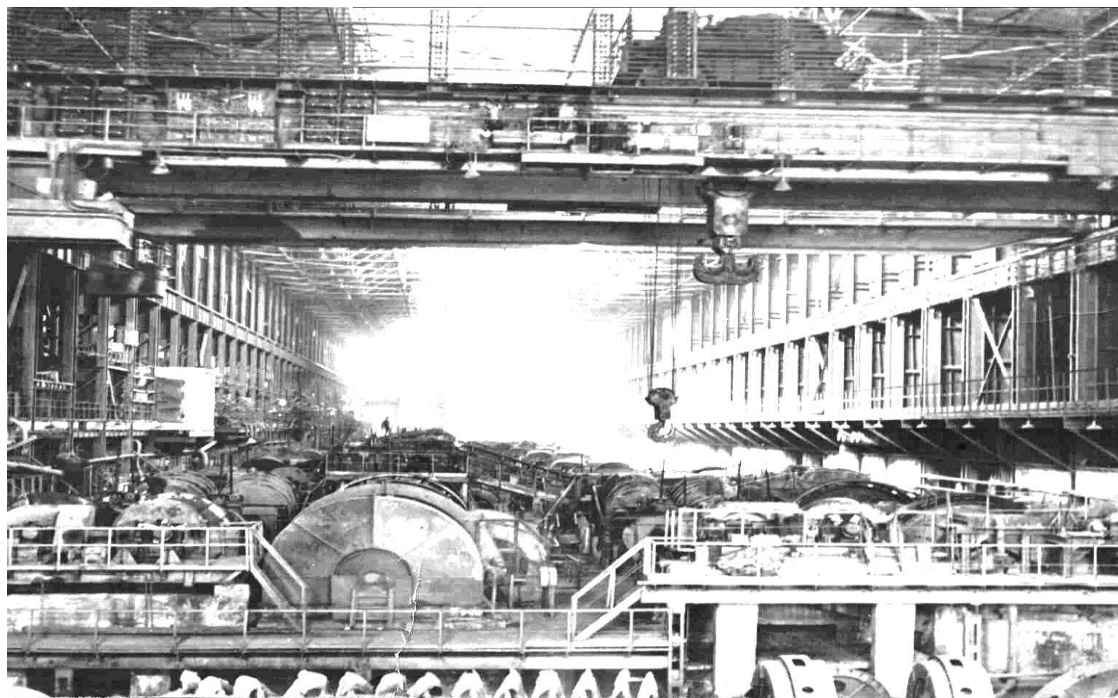


Рисунок 3.14 – Общий вид цеха мокрого измельчения руды

Механические классификаторы работают по принципу разделения твердой фазы пульпы в горизонтальном потоке на крупную фракцию – пески и на мелкую – слив. Разгрузка песков выполняется спиралью. Принципиальная схема спирального классификатора представлена на рис. 3.15.

Корыто классификатора наклонено под углом не более 18° . Вал оборачивается со скоростью $4-20 \text{ мин}^{-1}$. Маркируются классификаторы по диаметру спирали и длине корыта. Бывают одно- и двухспиральные классификаторы в

зависимости от необходимой производительности, могут работать в открытом или замкнутому цикле с мельничной машиной. Различают классификаторы:

- с непогруженными спиралями – вся верхняя половина витка спирали выступает над зеркалом пульпы.

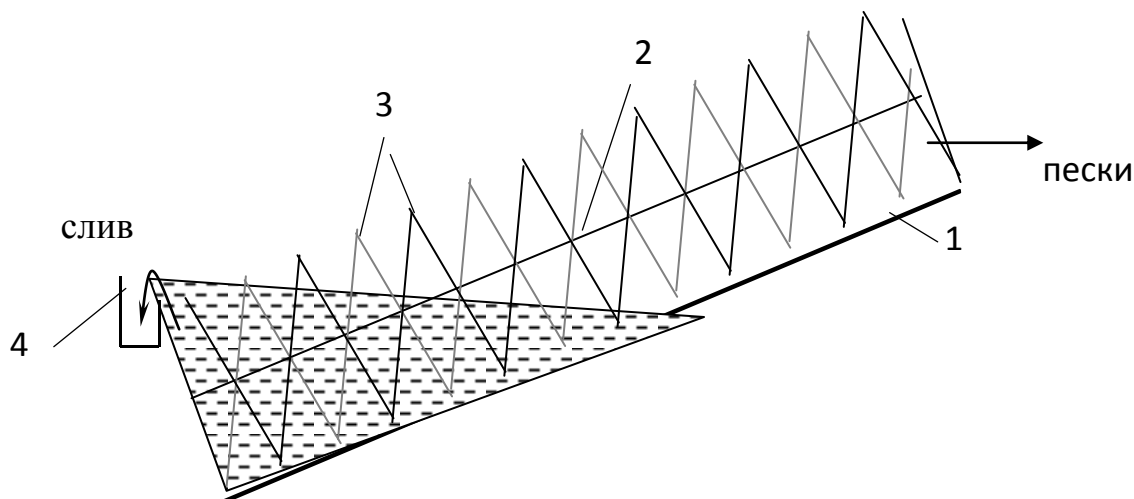


Рисунок 3.15 – Схема устройства классификатора с непогруженной спиралью и высоким порогом перелива

1 – полуцилиндрическое корыто, 2 – вал, 3 – двухмерная спираль, 4 – сливной порог

Применяются при крупности разделения 0.2 мм и выше:

- с погруженными спиралями - часть спирали, которая находится около сливного порога, целиком погружена в пульпу. Применяются для получения более тонкого слива (с содержанием более 65 % класса -74 мкм). С 1980 г. сняты с производства и заменяются более компактными гидроциклонами.

На работу классификаторов влияют: 1) наклон корыта классификатора; 2) высота сливного порога; 3) длина классификатора; 4) скорость обращения спирали; 5) нагрузка по пульпе; 6) разреженность питания; 7) наличие шламов в питании; 8) удельный вес руды; 9) величина циркулирующей нагрузки.

Кроме спиральных классификаторов для классификации пульп широко применяются гидроциклоны – цилиндроконические аппараты для классификации тонкоизмельченных материалов в центробежном поле. Маркируются гидроциклоны по диаметру цилиндрической части аппарата (ГЦ-75, диаметр 75 мм). Принципиальная схема гидроциклона (продольный разрез) представлена на рис. 3.16.

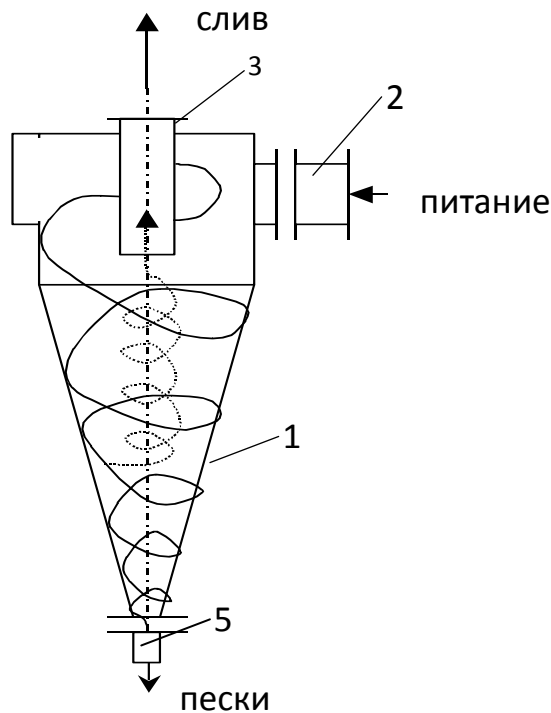


Рис. 3.16

1 – корпус, 2 – патрубок питания, 3 – сливной патрубок, 4 – сливная труба, 5 – песковый патрубок (насадка)

Тангенциальное введение питания от насоса под давлением создает в гидроциклоне вращательное движение пульпы с высокой угловой (тангенциальной) скоростью. Дойдя к вершины конической части аппарата пульпа, которая находится ближе к оси, меняет направление своего движения, сохраняя вращательное движение. Этот поток поступает вверх в сливной патрубок, неся с собой в слив тонкие и легкие частицы. Режим движения турбулентный.

Близ оси аппарата тангенциальная скорость потока увеличивается настолько, что вдоль оси образовывается столб воздуха. Скорость обращения потока близь оси аппарата одинаковая по всей высоте. Поэтому воздушный столб имеет цилиндрическую форму.

Более тяжелые и большие частицы прижимаются центробежной силой к стенкам аппарата и разгружаются через песочный патрубок, формируя пески или нижний (сгущенный) продукт. Насадки гидроциклонов съемные, их можно менять.

Основные факторы, которые влияют на работу гидроциклонов можно разделить на две группы: конструктивные и технологические. К конструктивным относятся следующие:

- 1) диаметр цилиндрической части гидроциклона,
- 2) диаметры патрубков – питательного, сливного и песочного,
- 3) угол конусности гидроциклона,
- 4) угол наклона оси гидроциклона к горизонту,
- 5) способ удаления слива,
- 6) давление на входе (напор).

К технологическим факторам относятся:

- 1) объемная производительность аппарата,
- 2) содержимое твердого в питании,
- 3) гранулометрический состав питания,
- 4) вещественный состав питания.

При прочих равных условиях, чем мельче обрабатываемые частицы, тем меньше должен быть диаметр цилиндрической части гидроциклона.

Соотношение диаметров патрубков аппарата влияет на гидродинамику потока внутри него и соответственно на показатели распределения. Существует понятие – разгрузочное отношение, которое определяется как отношения диаметра песочной насадки к диаметру сливного патрубка $D_{\text{песк}} / d_{\text{сл}}$. При увеличении разгрузочного отношения увеличивается выход песков с одновременным уменьшением их крупности и содержимого твердого в них. Соответственно

снижается слив и его выход. Для обеспечения эффективной классификации подбирают оптимальное разгрузочное соотношение.

Нижний край сливного патрубка должен быть погружен в гидроциклон немного ниже питательного патрубка. При увеличении глубины погружения сливного патрубка в гидроциклон происходит увеличения крупности слива.

Диаметр питательного патрубка в основном оказывает прямо пропорциональное влияние только на производительность аппарата. Качественные показатели классификации меняются незначительно.

При увеличении угла конусности гидроциклона при прочих равных условиях снижается объемная производительность и выход песков с одновременным повышением крупности продуктов классификации. Гидроциклоны с большим углом конусности используются при обработке грубозернистых пульп, а с малым углом – для получения тонкого слива (10 – 20 мкм) в операциях обезшламливания. Обычно угол конусности в гидроциклонах, которые применяются для классификации и сгущения равняется 10-20°.

На обогатительных предприятиях гидроциклоны могут устанавливаться вертикально, наклонно или горизонтально. При наклонной или горизонтальной установке гидроциклона песочные насадки могут иметь немного больший диаметр для обеспечения таких же показателей распределения, как и при вертикальной установке аппарата. В этом случае пески содержат меньше тонких шламов и твердой фазы, а слив выходит более крупным.

На показатели работы гидроциклона заметное влияние может оказывать сливная труба. Чем больше перепад высоты между ее концами, тем больше она действует как сифон. Значительный перепад содействует засасыванию в слив крупных частиц. Для обеспечения нормальной работы гидроциклона необходимо, чтобы диаметр сливной трубы был больше диаметра сливного патрубка.

Давление на входе (напор) в гидроциклоне при заданной объемной производительности и параметрах насосной установки в основном определяется диаметрами сливного и питательного отверстий. Обычно на обогатительных фабриках работают с напором в пределах 0.05 – 0.15 МПа (0.5 – 1.5 кг/см²).

Для получения тонкого слива с высоким содержанием твердого необходимо поддерживать более высокие значения давления на входе.

Одной из характерных особенностей использования гидроциклонов в замкнутых циклах измельчения и классификации является то, что с увеличением циркулирующей нагрузки на мельничную машину уменьшается вывод расчетного (готового) класса в слив и эффективность классификации, однако удельная производительность мельничной машины растет.

Основным фактором, который определяет показатели работы гидроциклонов в циклах измельчения, является выход слива от операции. При увеличении выхода слива снижается различие между его крупностью и крупностью питания в данной технологической операции.

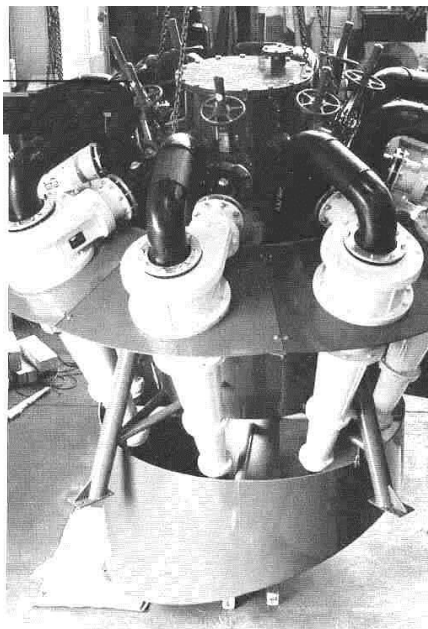


Рисунок 3.17 – Батарейные гидроциклоны

Для классификации рудных пульп используются гидроциклоны маленького диаметра небольшой производительности, которые объединяются в батарею. Обычное расположение гидроциклонов относительно питательной трубы радиальное (рис. 3.17). Это обеспечивает более равномерное распределение питания.

В практике углеобогащения используют низконапорные гидроциклоны диаметром от 350 до 1000 мм для сгущения, расположенные под небольшим углом к горизонту (рис. 3.18).

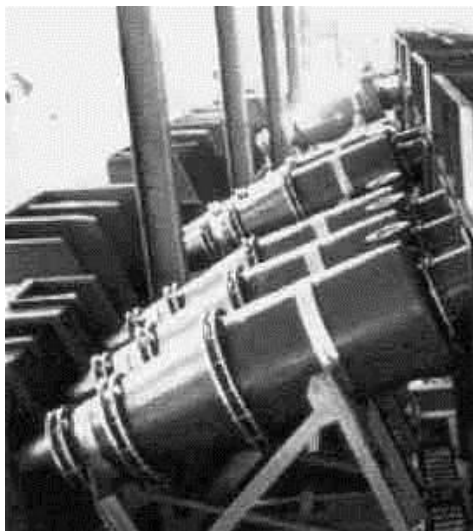


Рисунок 3.18 – Низконапорные гидроциклоны (внешний вид)

Конструктивно гидроциклоны, в которых выполняется сгущения, не отличаются от классификационных. Но режим движения пульпы при сгущении в аппарате другой – отсутствующий столб воздуха вдоль оси гидроциклона. Это обусловлено низким напором подачи пульпы. Кроме того, угольные пульпы содержат намного крупнее частички в сравнении с рудными и предельной крупностью может быть размер 500 микрон (для рудных пульп – 74 микрона). [2].

3.2.3 Конструкции планетарных и гироскопических мельниц

Планетарные мельницы (рис. 3.19) представляют собой агрегат из нескольких барабанных мельниц 3, смонтированных на вертикальном водиле 2.

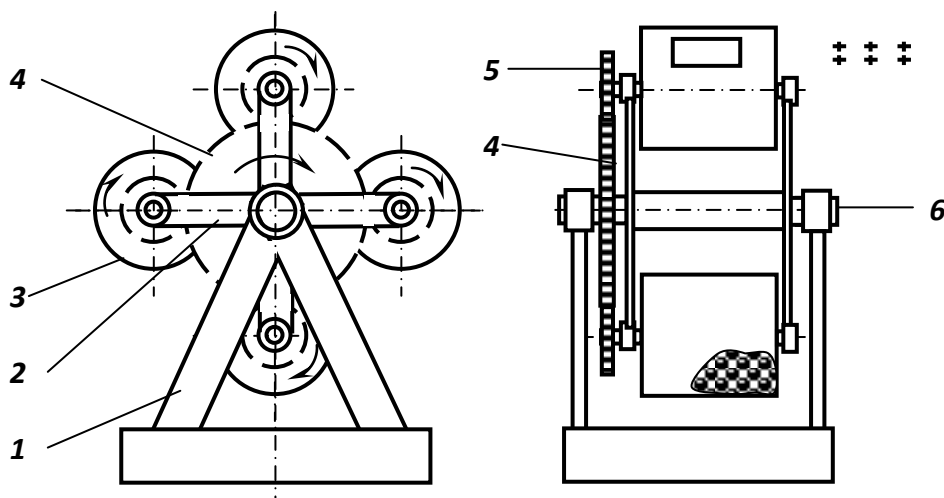


Рис. 3.19 - Схема планетарной мельницы.

1 - рама; 2 - водило; 3 - барабан; 4 - зубчатое колесо вала; 5 - зубчатая шестерня барабана; 6 - вал.

На оси каждой мельницы насажены шестерни 5, которые находятся в зацеплении с неподвижным зубчатым колесом 4. При вращении водила барабанные мельницы оборачиваются относительно оси водила, а также вокруг собственных осей. Мелющие тела в барабанах находятся под действием дополнительных центробежных сил, которые возникают при вращении барабана круг оси водила.

Крупность исходного материала для планетарных мельниц составляет до 25 мм. В планетарных мельницах измельчение материала осуществляется как металлическими мелющими телами, так и в режиме самоизмельчения. Режим самоизмельчения материалов в планетарных мельницах характеризуется селективностью разрушения материалов разной прочности. Измельчение материала осуществляется главным образом истиранием. [20].

Существуют планетарные мельницы периодического и непрерывного действия. На обогатительных фабриках планетарные мельницы могут найти

применение для особых случаев помола, напр., для измельчения алмазонасных руд.

Гироскопическая мельница (рис. 3.20) состоит из барабана *1*, на вале которого находятся приводной *2* и опорный *3* ролики.

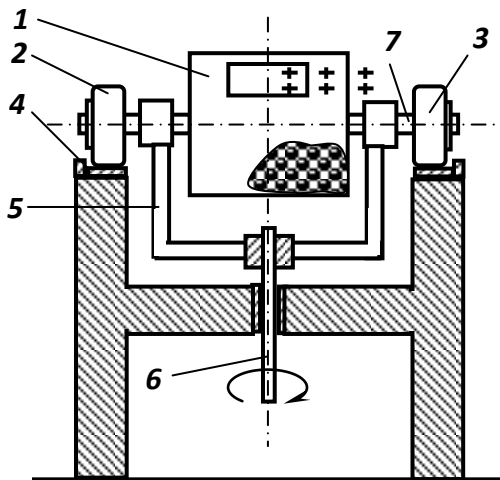


Рис. 3.20 - Схема гироскопической мельницы
1 - барабан; 2 - приводной ролик;
3 - опорный ролик; 4 - кольцевая дорожка; 5 - водило; 6 - приводной вал; 7 - вал барабана.

При вращении вокруг вертикальной оси ролики *2* и *3* перемещают по кольцевой опорной дорожке *4*. Вал барабана *7* неподвижно связан с водилом *5*, которое оборачивается в вертикальной плоскости приводным валом *6*. В результате движения барабана вокруг собственной оси и в вертикальной плоскости мелющие тела в середине барабана приобретают сложный характер движения. Основные разрушающие усилия – раздавливание и истирание.

Оптимальное соотношение частот вращения барабана вокруг вертикальной и горизонтальной осей находится в пределах от (1:1) к (1:5).

3.2.4 Конструкции центробежных барабанных мельниц

К типу центробежных барабанных мельниц относится большое количество дробильных машин разных конструкций. Рассмотрим некоторые из них.

Многокамерная центробежная мельница (рис. 3.21 а) состоит из неподвижного вертикального барабана 1 с ротором-валом 2, что оборачивается в середине его. На водилах 3 ротора-вала 2 шарнирно закрепленного ролика 4 или свободно размещенных шаров.

При вращении вала происходит раздавливание частичек мелющими телами за счет действия на них центробежных сил. Измельчение материала в таких мельницах происходит сухим или мокрым образом последовательно по мере продвижения материала вдоль поверхности барабана.

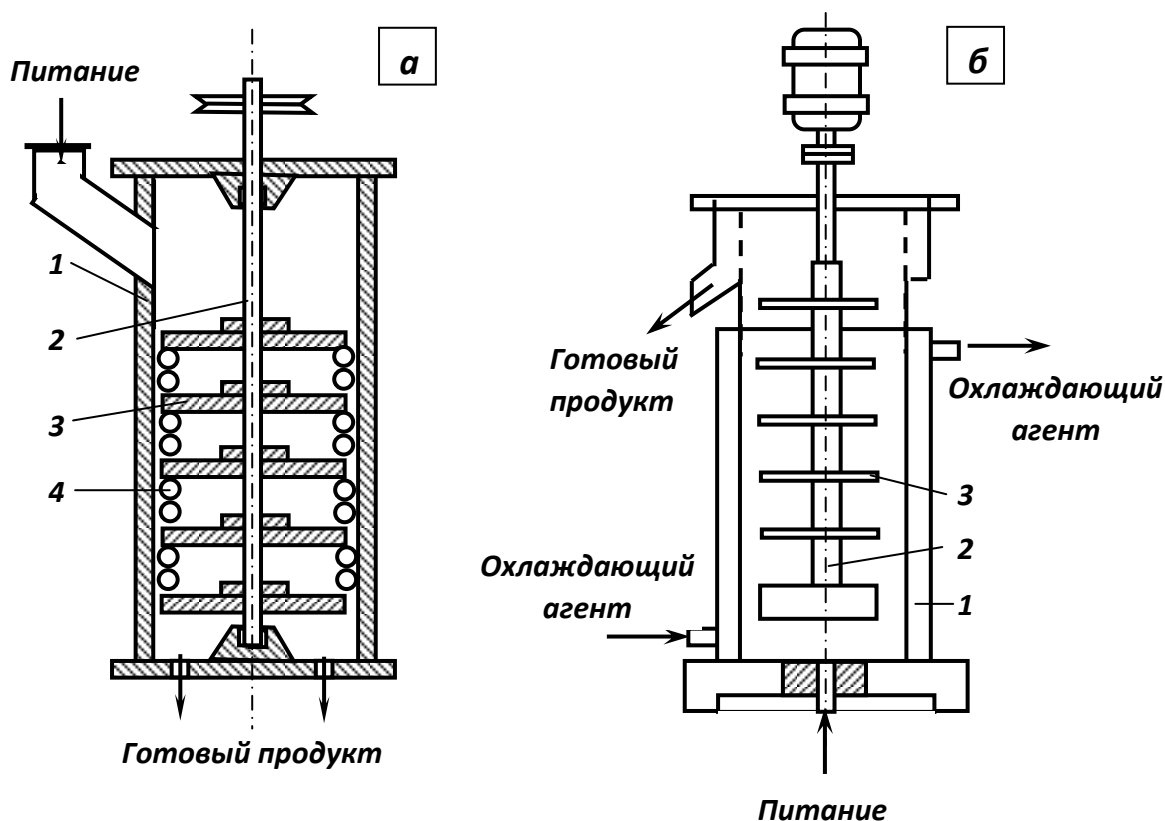


Рис. 3.21 - Схемы центробежных мельниц:

а - многокамерный; б - бисерный. 1 – барабан; 2 – ротор-вал; 3 – водило; 4 – ролики.

Мельницы этого типа используются в химической, фармацевтической, керамической и других областях промышленности. Попытки разработки мельниц этого типа для горнорудной промышленности выявили низкую износоустойчивость роликов, подшипников и других узлов, необходимость периодического калибрования поверхности барабана и роликов, больших затрат труда на ремонт. [6].

Для очень тонкого измельчения применяется *бисерная мельница* (рис. 3.21 б) аналогичной конструкции, где как мелющая среда используется металлическая дробь, керамические и минеральные износоустойчивые частички размером от 1 до 6 мм.

3.2.5 Конструкции вибрационных мельниц

Инерционная вибрационная мельница (рис. 3.22) состоит из барабана *1*, который опирается на пружины *3*. Барабан загружается шарами на 80 – 90 % объема. В барабане на подшипниках *6* установлен дебалансный вал *2*, который приводится в движение от электродвигателя *4*. Для исключения передачи вибраций от барабана до электродвигателя применяется гибкая муфта *5*.

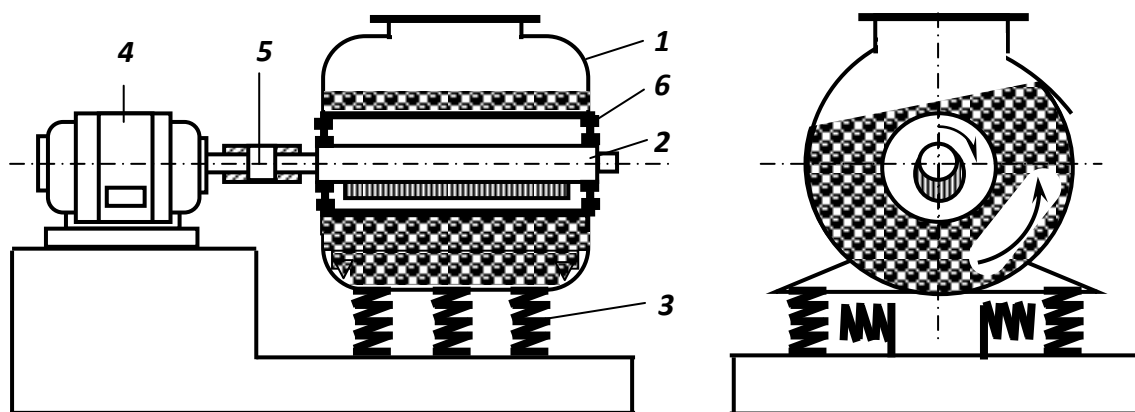


Рис. 3.22 - Схема инерционной вибрационной мельницы.

1 - барабан; 2 - дебалансный вал; 3 - пружины; 4 - электродвигатель; 5 - гибкая муфта; 6 - подшипники.

При вращении дебалансного вала с частотой от 1000 до 3000 мин⁻¹ барабан с шарами и материалом, который измельчается, приводится в колебательное движение по эллиптической траектории, близкой к круговой. При этом возникает вращательное движение мелющей среды в направлении, противоположном направлению вращения вибратора (дебалансного вала). Разрыхление, колебание и интенсивное взаимное перемещение мелющих тел приводит к измельчению материала в мельнице. Измельчение осуществляется ударом и истиранием.

В *беспрерывно действующую вертикальную вибрационную мельницу* (рис. 3.23) исходный материал поступает через центральную трубу *1*, откуда попадает в загрузочную камеру *2* и после распределительного устройства *3* направляется в радиальные камеры *4*. Измельченный продукт отдалается из разгрузочной камеры *5*, расположенной в нижней части мельницы.

Секция привода **6** установлена на резиновых амортизаторах **7**.

Мельница приводится в колебательное движение вдоль вертикальной оси инерционным вибровозбудителем, который состоит из двух валов-дебалансов **8**, соединенных с синхронизаторами упругими муфтами **9**. Электродвигатель **10** с помощью клиноременной передачи соединен с валом синхронизатора оборотов.

Материал, который измельчается, постоянно перемещается в камере измельчения. Интенсивное вибрационное влияние на слои материала содействует постоянной и интенсивной переориентации частичек одна относительно одной в рабочей зоне, которая повышает вероятность разрушения всех слабых зон в объеме каждой частички. [12].

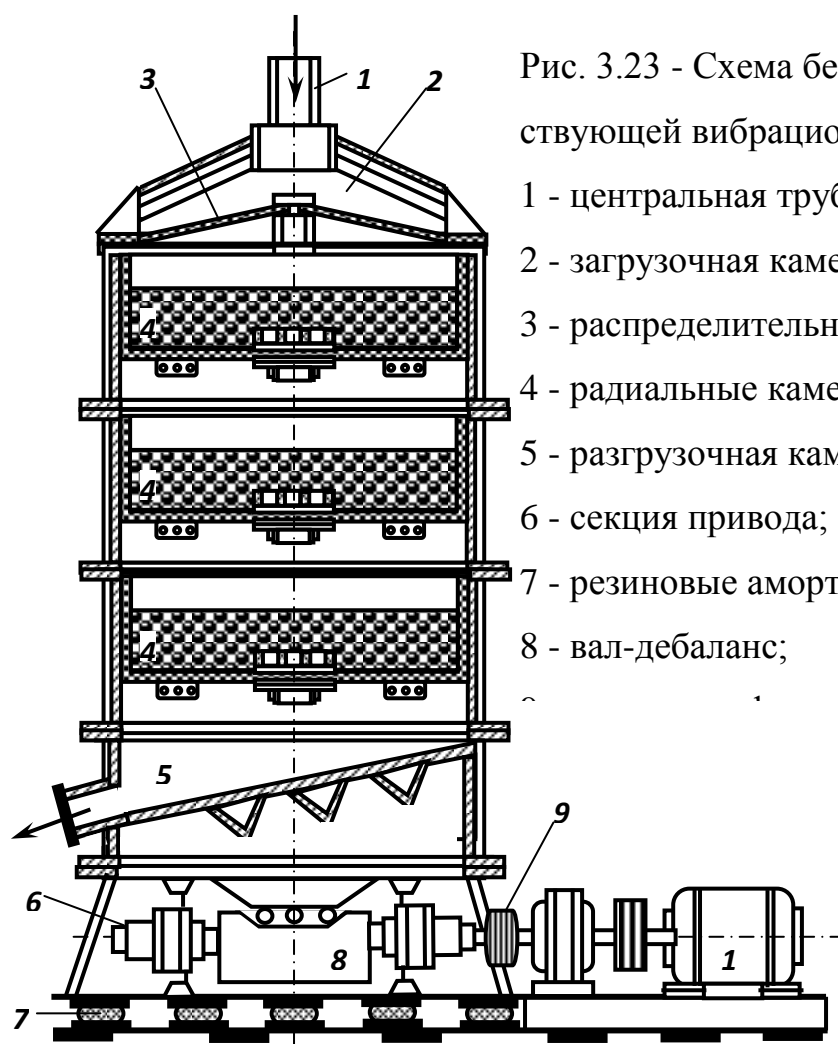


Рис. 3.23 - Схема непрерывно действующей вибрационной мельницы.

- 1 - центральная труба;
- 2 - загрузочная камера;
- 3 - распределительное устройство;
- 4 - радиальные камеры;
- 5 - разгрузочная камера;
- 6 - секция привода;
- 7 - резиновые амортизаторы;
- 8 - вал-дебаланс;

За каждый цикл перемещения частичка минерала меняет ориентацию по отношению к соседним частичкам, тем самым создаются условия для принудительного самоизмельчения: частичка с малыми дефектами структуры (более крепкая) разрушает соседнюю с большими дефектами структуры. При этом также ускоряется отделение мелочи, которая скапливается между частичками, что в свою очередь, приводит к уменьшению затрат энергии и снижению переизмельчения материала.

Вибрационные мельницы могут работать в периодическом и непрерывном режиме. Они могут применяться для сухого и мокрого измельчения. Измельченный продукт вибрационных мельниц более однородный по крупности, чем барабанных мельниц. Вибрационные мельницы можно использовать для измельчения таких материалов, которые не измельчаются в барабанных мельницах (напр., слюды).

Вибрационные мельницы применяются для тонкого и сверхтонкого измельчения разных материалов крупностью до 0, 25 мм в химической промышленности, при производстве строительных материалов, силикатных и других изделий. Крупность измельченного продукта составляет 1 мкм. Однако в горнорудной промышленности они не используются по таким причинам:

зависимость крупности питания от размеров шаров и амплитуды колебаний мельницы (размер зерна материала не должен превышать 0,1 диаметра шара);

- при изменении крупности питания меняется крупность измельченного продукта;
- непригодность для измельчения вязущих материалов;
- малая производительность вибрационных мельниц – до 5 т/ч.

3.2.6 Конструкции мельниц ударного действия

В мельницах ударного действия измельчение происходит вследствие столкновения частичек с рабочими элементами ротора, которые быстро оборачиваются в неподвижном корпусе. До этого типа мельниц относятся дезинтеграторы и дисмембраторы. [1].

Дезинтегратор (рис. 3.24 *а*) состоит из двух роторов, которые насажены на отдельные валы и вращаются в противоположные стороны.

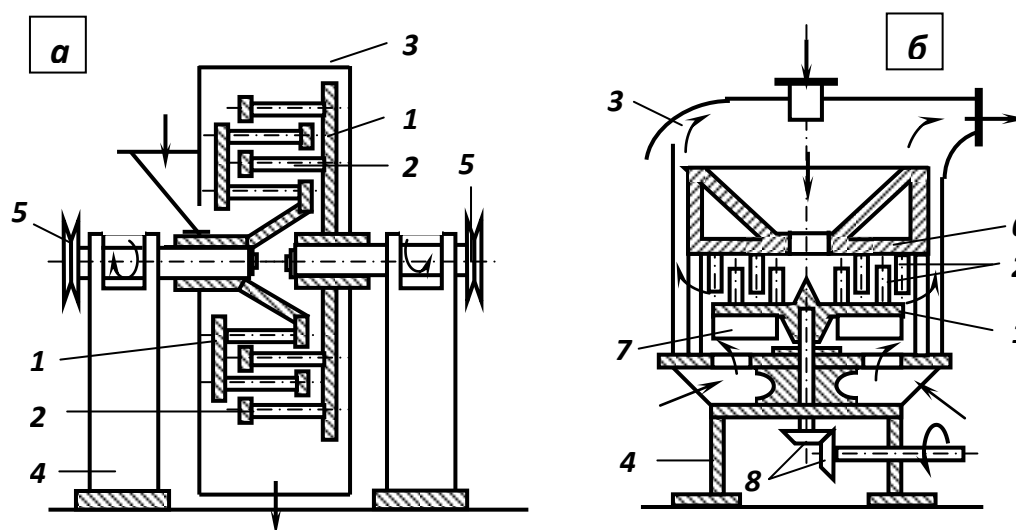


Рис. 3.24 - Схемы мельниц ударного действия:

а - дезинтегратор; б - дисмембратор.

1 - диск ротора; 2 - пальцы (бичи) 3 - корпус; 4 - станина; 5 - шкив;
б - неподвижный диск; 7 - лопатки вентилятора; 8 - конические шестерни.

На дисках *1* роторов по концентрическим окружностям расположены пальцы (бичи) *2*. Каждый ротор имеет по два ряда концентрично расположенных пальцев. Роторы входят один в один таким образом, что концентрические окружности с пальцами одного ротора располагаются в середине концентрических окружностей с пальцами другого ротора. Свободные концы бичей для жесткости связаны кольцами. На свободных концах роторных валов насажены приводные шкивы *5*. Вращательное движение от

электродвигателей передается валам роторов через шкивы и клиноременную передачу.

Исходный материал через загрузочную воронку, закрепленную на корпусе 3, подается в центральную часть ротора дезинтегратора. При продвижении вниз материал попадает под удар внутреннего ряда бичей, измельчается и откидывается на следующий ряд бичей, которые оборачиваются в противоположную сторону. Под ударами второго ряда бичей происходит дальнейшее измельчение и отбрасывание зерен на третий ряд и т.д. Измельченный продукт разгружается вниз – под дезинтегратор. В дезинтеграторах одновременно с измельчением происходит и перемешивание компонентов исходного материала.

Степень измельчения в дезинтеграторах достигает 40, но они редко работают при степенях измельчения превышающих 10, потому что при больших степенях измельчения резко снижается производительность. Степень измельчения дезинтеграторов регулируется изменением скорости вращения роторов.

Дисмембратор (рис. 3.24 б) по конструкции аналогичный дезинтегратору, но в отличие от дезинтегратора в дисмембраторе оборачивается только один диск 1, второй диск 6 – неподвижный. Благодаря вентилятору 7 измельченный продукт выносится потоком воздуха или газа в разгрузочную камеру, которая расположена сверху.

Дисмембраторы выпускают с горизонтальным и вертикальным расположением ротора.

3.2.7 Конструкции аэродинамических мельниц

Аэродинамические мельницы классифицируются на мельницы струйного, взрыво-струйного и взрывного типов.

Действие *струйных мельниц* основано на использовании энергии газа или пара. Газ или пар при расширении в соплах приобретает большую скорость, которую использует для разгонки частичек материала, который измельчается. Зерна материала с очень большой скоростью двигаются в газовой струе и разрушаются при ударе об отбойную плиту или в результате взаимного столкновения частичек при тангенциальной подачи потока газа в камеру измельчения, или при ударах зерен противоположно направленных струй.

Схема установки газоструйного измельчения приведена на рис. 3.25.

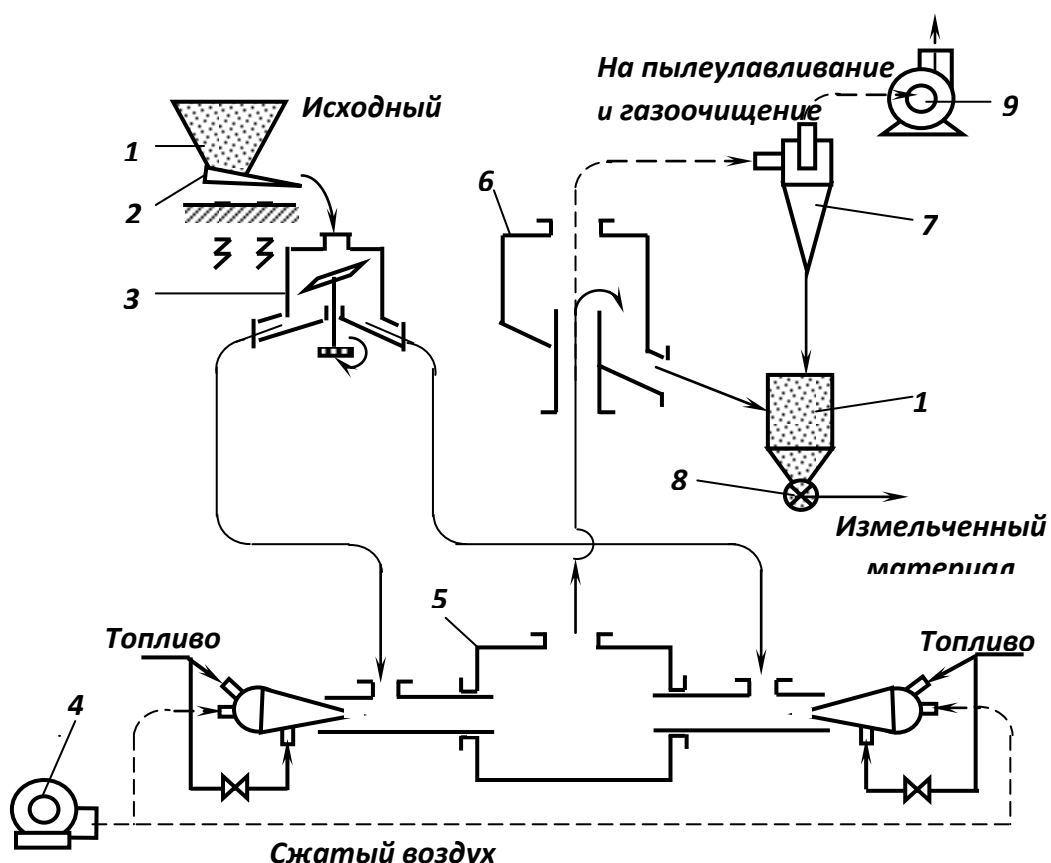


Рис. 3.25 - Схема установки газоструйного измельчения.

- 1 - бункер исходного материала; 2 - питатель; 3 - распределитель потока; 4 - турбовоздуходувки; 5 - газоструйная мельница; 6 - осадитель; 7 - циклон; 8 - шлюзовой затвор; 9 - вентилятор; 10 - бункер готового продукта.

Из бункера *1* исходный материал крупностью до 4, 5 мм вибрационным питателем *2* подается в распределитель потока *3* для равномерной загрузки противоточных разгонных труб. В измельчающую цилиндрическую камеру *5* входят с противоположных сторон две разгонные трубы, в которые вставлены сопла камер сгорания. Воздух в камеры сгорания подается турбовоздуходувкой *4* под давлением 16 Мпа.

Потоком отработанного газа измельченный материал выносится из измельчающей камеры в осадитель *7*, а потом в циклон *8*. Разрежение в измельчающей камере, осадителе и циклоне создается вентилятором *9*. После циклона газ вентилятором подается на фильтры тонкого очищения.

Степень измельчения материала в газоструйных мельницах составляет 3 – 3,5. Измельчение осуществляется преимущественно в результате столкновения частичек (удар) и частично трением.

Струйные мельницы могут быть применены для тонкого измельчения руд, цемента, кварцевого песка, угля, известняка и других полезных ископаемых.

Главные преимущества струйного измельчения в сравнении с измельчением в барабанных мельницах такие: низкая металлоемкость, отсутствие подвижных деталей, большая однородность материала по крупности, селективность измельчения и более высокое раскрытие сростков, минимальная степень загрязнения продукта, возможность соединения измельчения с сушкой и обжигом.

Главные недостатки состоят в сложности выделения готового продукта из газа и очистке газа, малая производительность. Поэтому при обогащении полезных ископаемых струйные мельницы находят ограниченное применение.

Взрыво-струйный процесс измельчения основан на использовании эффекта разрушения под действием внутренних сил растягивания материалов при мгновенном снятии с них внешнего давления.

Схема установки для газоструйного процесса измельчения приведена на рис. 3.26.

Исходный материал крупностью 1 – 2 мм загружается в воронку *1* и с помощью клапана *2* подается в камеру сжатия *3*. В середине камеры *3* есть затвор *4* загрузочного устройства и механизм *5* для предотвращения забивания камеры материалом.

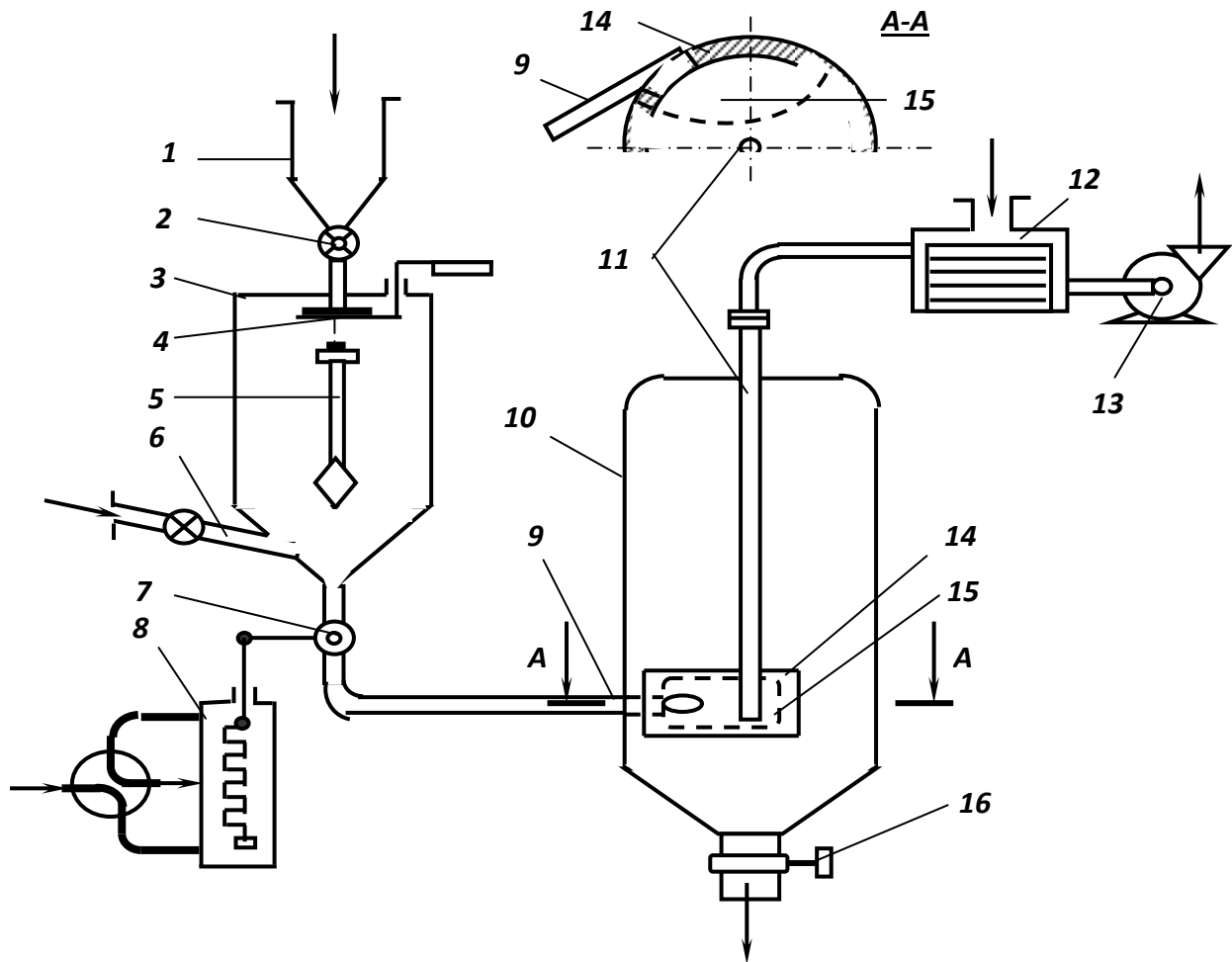


Рис. 3.26 - Схема установки взрыво-струйного измельчения.

- 1 - загрузочная воронка; 2 - клапан; 3 - камера сжатия; 4 - затвор; 5 - специальный механизм; 6 - труба; 7 - быстродействующий клапан; 8 - автоматическое устройство; 9 - трубопровод-сопло; 10 - камера низкого давления; 11 - выхлопная труба; 12 - конденсатор; 13 - эксгаустер; 14 - отражательная плита; 15 - зона пониженного давления; 16 - затвор.

После заполнения камеры *3* материалом до определенного уровня затвор *4* плотно закрывается и по трубе *6* в камеру подается пар или газ на протяжении $5с$ – времени необходимого для создания нужного давления (16 Мпа). Потом с помощью автоматического приспособления *8* приоткрывается

быстродействующий клапан **7** (время открытия 0,01 – 0,02 с) и содержимое камеры **3** выкидывается по трубопроводу **9** со скоростью, близкой к скорости звука, в камеру низкого давления **10**, объем которой приблизительно в 50 раз больше, чем в камере **3**. При выходе из сопла смесь частичек и пара попадает в зону пониженного давления **15**, где и происходит взрывной эффект. Разряжение в камере **10** поддерживается эксгаутером **13**. Разрушению частичек также содействуют ударные волны, которые возникают при столкновении с отбивной плитой **14**. С камеры **10** пар по выхлопной трубе **11** направляется в конденсатор **12** и отсасывается эксгаутером. Измельченный продукт разгружается из камеры **10** с помощью затвора **16**.

Разрушение частичек при взрыво-струйном измельчении происходит в основном при движении материала по трубопроводу-соплу. Благодаря резкому срабатыванию быстродействующего клапана, а также большому перепада давления (между камерами высокого и низкого давления) скорость движения рабочей газообразной среды мгновенно достигает скорости звука. Это служит причиной образования звуковых ударных волн, которые поглощаются и отбиваются межзерновыми поверхностями, которые являются границами раздела сред с разными проницаемостями. В результате возникают напряженности на межзерновых границах, которые являются одной из причин разрушения частичек. Самый интенсивный этап разрушения происходит на срезе трубопровода-сопла при входе в камеру низкого давления. Различие внутреннего (в объеме частички) и внешнего (в камере) давления приводит к развитию трещин. Окончательно процесс разрушения завершается при ударе частичек с ослабленной прочностью об отбойную плиту или при столкновении встречных потоков. [6].

Разрушение *взрывом* в сравнении с традиционным механическим дроблением и измельчением характеризуется значительно большей частью энергии, которая тратится полезно. Разрушение взрывом осуществляется в основном за счет развития трещин под действием усилий растяжения, которые образуются в массиве горной породы, и расклинивания газами. Трещины, как

правило, берут начало от макродефектов в структуре массива, чем обуславливается селективность взрывного разрушения.

3.3 ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ В БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦАХ

3.3.1 Скоростные режимы работы мельниц

Механический режим работы барабанной мельницы характеризуют два основных показателя:

– относительная частота вращения барабана ψ , которая равняется отношению фактической частоты обращения n к условной критической частоте вращения $n_{кр}$:

$$\psi = n/n_{кр}; \quad (3.27)$$

– относительное заполнение мельницы измельчающими телами φ , которое равняется отношению объема измельчающих тел V_n к внутреннему объему барабана мельницы V :

$$\varphi = V_n/V, \quad (3.28)$$

где ψ и φ – измеряются в долях единиц; n и $n_{кр}$ – в мин^{-1} ; V_n и V – в м^3 .

Условная критическая частота вращения барабана мельницы отвечает такой частоте вращения, при которой сила инерции вращательного движения измельчающего тела с центром веса на внутренней поверхности барабана равняется силе веса этого тела. В этом случае измельчающее тело бесконечно малых размеров, которое поднято в самую верхнюю точку барабана, находится в динамическом равновесии, то есть не отрывается от поверхности барабана (футеровки) и вращается вместе с ней как одно целое (центрифугирует). Условная критическая скорость определяется по формуле:

$$n_{кр} = 30\sqrt{2g}/\pi\sqrt{D} \cong 42,3\sqrt{D}, \text{ хв}^{-1}, \quad (3.29)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с^2 ; D – внутренний диаметр барабана мельницы, м .

Отношение объема измельчающих тел к внутреннему объему барабана мельницы (параметр φ) определяется по формуле:

$$\varphi = V_n/V = 4G_n/\delta_n\pi D^2 L, \quad (3.30)$$

где G_n – масса измельчающих тел, т ; δ_n – насыпная плотность измельчающих тел, т/м^3 ; L – длина барабана, м .

Насыпная плотность измельчающих тел зависит от их фракционного состава и плотности материала. При приблизительных расчетах принимают насыпную плотность шаров $\delta_{ш} = 4,6 \text{ т/м}^3$, насыпную плотность стержней $\delta_{с} = 6,6 \text{ т/м}^3$.

Измельчающая среда при вращении барабанных мельниц затягивается в движение силами трения, которые возникают между внутренней поверхностью барабана (футеровки) и близлежащим к ней слоем измельчающей среды, а также вследствие трения между другими слоями измельчающих тел.

В любой точке круговой траектории (рис. 3.27) на измельчающее тело действуют центробежная сила Q :

$$Q = mv^2/R, \quad (3.31)$$

и сила веса G , радиальная N и тангенциальная T , составляющие которой являются:

$$N = G \cos \alpha = mg \cos \alpha; \quad (3.32)$$

$$T = G \sin \alpha = mg \sin \alpha, \quad (3.33)$$

где m – масса измельчающего тела; v – линейная скорость тела на круговой траектории; R – радиус круговой траектории измельчающего тела; α – угол между радиусом R , на котором находится измельчающее тело и вертикальным диаметром барабана.

При неизменной частоте вращения барабана и при отсутствии скольжения центробежная сила Q сохраняет свое значение и радиальное направление по отношению к круговой траектории. Величина и направление радиальной составляющей N силы веса G меняются в зависимости от положения тела на круговой траектории. При некоторой скорости движения измельчающего тела любого слоя, расположенного на круговой траектории, радиальная сила N в некоторой точке A верхнего квадранта может стать равной центробежной силе Q . При скорости v , что равняется окружной скорости движения центра измельчающего тела по круговой траектории радиусом R , это тело от точки A будет двигаться под действием силы веса, как тело брошенное со скоростью v под некоторым углом α к горизонту, то есть по параболической траектории.

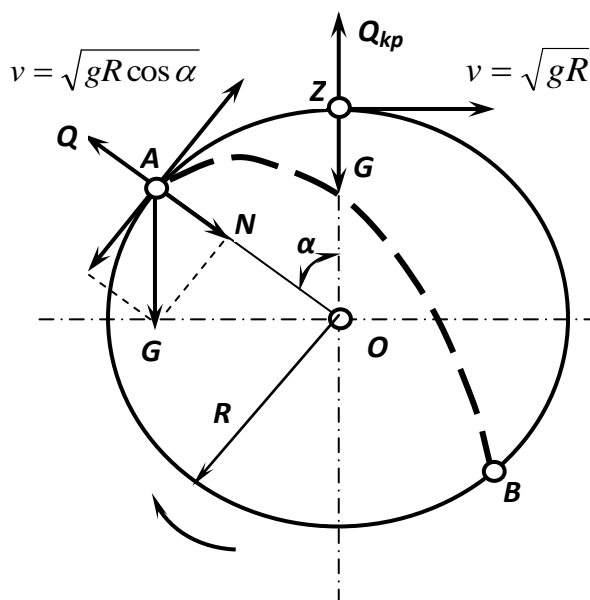


Рис. 3.27 - Силы, действующие на шар в верхнем квадранте при его движении по круговой траектории.

В точке A имеют место такие соотношения: $Q = N$, т.е. $mv^2/R = G \cos \alpha = mg \cos \alpha$ или $v^2 = Rg \cos \alpha$. Поскольку $v = \pi Rn / 30$, фактическая частота вращения барабана n будет:

$$n = 30 \sqrt{g \cos \alpha} / \pi \sqrt{R} = n_{кр} \sqrt{\cos \alpha}, \text{ мин}^{-1}. \quad (3.34)$$

Формула (3.34) определяет частоту вращения барабана мельницы, необходимую для того, чтобы измельчающее тело перешло из круговой траектории радиусом R на параболическую при угле отрыва α . При угле отрыва $\alpha = 1$ $\cos \alpha = 1$ и $n = n_{кр}$, то есть в этом случае тело поднимается по круговой траектории к наивысшей точке Z и остается на круговой траектории. Из формул (3.27) и (3.34) вытекает, что

$$\psi = n/n_{кр} = \sqrt{\cos \alpha}, \quad (3.35)$$

то есть относительная частота вращения барабана характеризуется углом отрыва внешнего слоя измельчающих тел при переходе их из круговой на параболическую траекторию.

Силы трения зависят от коэффициента трения и нормального давления на внутреннюю поверхность барабана, которое осуществляется радиальными составляющими N силы веса и центробежными силами Q .

Тангенциальные составляющие T силы веса стараются возвратить измельчающую среду против направления вращения барабана. В нижних квадрантах, где радиальные N и центробежные Q силы направлены в одну сторону, на поверхность барабана приходится самое большое давление. Здесь и возникает самое большое трение, которое создает «подпор», который обеспечивает вращение измельчающей среды. При переходе в верхний квадрант радиальная и центробежная силы направлены в противоположные стороны, поэтому давление на поверхность барабана и трение уменьшаются.

Коэффициент трения зависит от свойств материала, что измельчается, профиля внутренней поверхности барабана (футеровки), плотности и вязкости пульпы. При низком коэффициенте трения, небольших объемах загрузки (20 — 30%) измельчающей среды (особенно шаров) давление может оказаться недостаточным и внешний слой измельчающей среды будет скользить по

поверхности барабана или один слой измельчающих тел по другому. При этом происходит вращение мелющих тел. При заполнении измельчающей средой на 40 – 50 % и негладкой футеровке скольжение внешних слоев мелющих тел практически отсутствует, но скольжение внутренних слоев одного по другому при разных режимах работы мельницы наблюдается. При однослойном заполнении барабана мельницы мелющими телами, особенно шарами или стержнями, они вращаются вокруг собственной оси, которая параллельна оси вращения барабана, и при гладкой футеровке не втягиваются в круговое движение даже при высоких скоростях вращения барабана.

Для центрифугирования всей измельчающей среды необходимо предоставить критическую частоту вращения внутреннему слою мелющих тел при концентрическом расположении их в мельнице. Объем мелющих тел при этом:

$$\varphi \pi R_n^2 L = \pi (R_3^2 - R_e^2) L , \quad (3.36)$$

откуда

$$R_e = R_3 \sqrt{1 - \varphi} , \quad (3.37)$$

где R_e, R_3 – радиус внутреннего и внешнего слоев измельчающей среды при ее центрифугировании.

Критическая частота вращения внутреннего слоя измельчающей среды, необходимая для центрифугирования всех слоев в мельнице будет:

$$n_0 = 30 \sqrt{g} / \pi \sqrt{R_e} = n_{кр} / \sqrt[4]{1 - \varphi} . \quad (3.38)$$

Зависимость (3.38) верная при отсутствии скольжения измельчающей среды по поверхности барабана и между слоями, при наличии скольжения – частота вращения барабана должна быть выше.

Мельница может работать при сверхкритической частоте вращения барабана при условии, что шары скользят по поверхности футеровки и не приобретают достаточную для центрифугирования скорость. Сверхкритический режим неустойчивый, потому что при изменении коэффициента трения (за счет изменения прочности, крупности и влажности руды) мельница может перейти в режим махового колеса. При выборе частоты вращения барабана мельницы, при которой центрифугированию подвергается только внешний слой измельчающей среды, может наблюдаться явление самофугирования барабана.

Все режимы работы мельницы связаны между собой и могут переходить один в другой в зависимости от изменения условий измельчения (степени заполнения мелющими телами φ , относительной частоты обращения ψ , износа футеровки, физико-механических свойств материала, плотности пульпы и т.д.).

3.3.2 Скорость падения мелющих тел

В барабанных мельницах лучше всего измельчение достигается при частотах вращения, которые обеспечивают максимальное число ударов мелющих тел по материалу, который измельчается. При ударном разрушении основным параметром является скорость мелющего тела в точки падения (скорость удара).

Для полета по параболической траектории мелющее тело необходимо поднять по круговой траектории от точки падения **B** к точки отрыва **A** (рис. 3.28).

Работа, которая израсходована на перемещение тела по круговой траектории, равняется работе на подъем тела из горизонта падения к горизонту отрыва на высоту ординаты y_B :

$$A_1 = mg \cdot (4 \sin^2 \alpha \cos \alpha)$$

или с использованием зависимости получим:

$$A_1 = 8 \frac{mv^2}{2} \sin^2 \alpha. \quad (3.34)$$

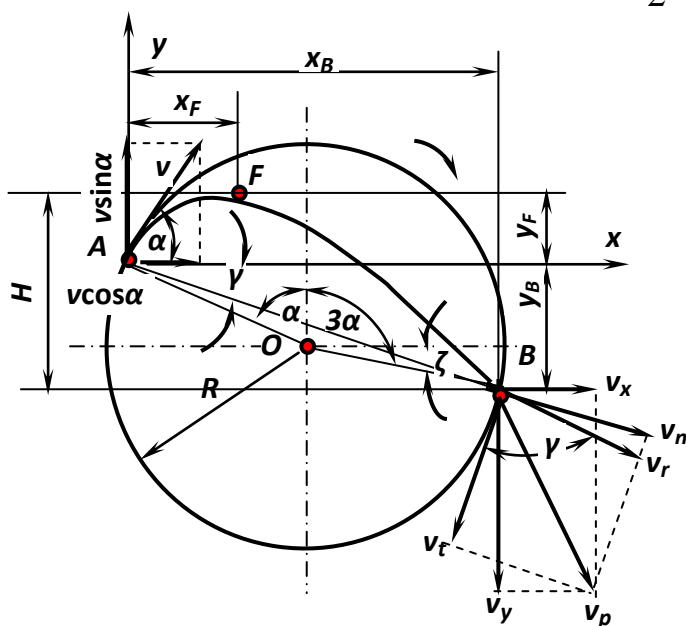


Рис. 3.28 - Скорость измельчающего тела в момент удара

При отрыве от круговой траектории в точке A тело сохраняет скорость v и располагает запасом кинетической энергии. Ведь вся работа, которая необходима для приведения тела в водопадное движение составляет:

$$A = A_1 + A_2 = 8 \frac{mv^2}{2} \sin^2 \alpha + \frac{mv^2}{2} = \frac{mv^2}{2} (1 + 8 \sin^2 \alpha) = \frac{mv^2}{2} (9 - 8 \cos^2 \alpha). \quad (3.35)$$

Мелющее тело падает на подвижную вращательную поверхность футеровки или внешний (по отношению к данному) слой тел с относительной скоростью v_r . Скорость v_r является геометрической суммой радиальной составляющей v_n скорости падения в точке B и относительной касательной скорости v_k , то есть:

$$v_r^2 = v_n^2 + v_k^2, \quad (3.36)$$

где v_k – алгебраическая разность скоростей движения внешнего слоя (или футеровки) по окружности и касательной составляющей движение тела по параболе:

$$v_k = v - v_t. \quad (3.37)$$

Скорость падения тела по параболе в точке B определяется как геометрическая сумма скоростей v_x и v_y :

– скорость v_x является проекцией круговой скорости тела на ось x :

$$v_x = v \cos \alpha; \quad (3.38)$$

– скорость v_y представляет собой скорость вертикального движения тела в точке B :

$$v_y = \sqrt{2gH}, \quad (3.39)$$

где H – высота падения тела согласно формулам (3.47) и (3.49):

$$H = y_B + y_F = 4R \sin^2 \alpha \cos \alpha + 0,5R \sin^2 \alpha \cos \alpha = 4,5R \sin^2 \alpha \cos \alpha. \quad (3.40)$$

После подстановки значения H в уравнение (3.68) получаем:

$$v_y = \sqrt{2g \cdot 4,5R \sin^2 \alpha \cos \alpha} = 3v \sin \alpha. \quad (3.41)$$

Скорость падения тела по параболе в точке B будет:

$$v_p = \sqrt{v_x^2 + v_y^2} = \sqrt{v^2 \cos^2 \alpha + 9v^2 \sin^2 \alpha} = v\sqrt{1 + 8\sin^2 \alpha}. \quad (3.42)$$

Если скорость v_p разложить на составляющие: радиальную v_n , которая направлена по линии удара, и тангенциальную v_t , которая направлена перпендикулярно к линии удара, то угол между проекциями скоростей v_n и v_x будет:

$$\zeta = 3\alpha - \pi/2. \quad (3.43)$$

Для определения проекции v_p на направление v_n необходимо спроектировать ее составляющие v_x и v_y :

$$v_n = v_x \cos \zeta + v_y \sin \zeta. \quad (3.44)$$

С учетом значения ζ (3.72) получаем:

$$\cos \zeta = \cos(3\alpha - \pi/2) = \sin 3\alpha = 3\sin \alpha - 4\sin^3 \alpha; \quad (3.45)$$

$$\sin \zeta = \sin(3\alpha - \pi/2) = -\cos 3\alpha = 3\cos \alpha - 4\cos^3 \alpha. \quad (3.46)$$

После $v_x = v \cos \alpha$ и $v_y = 3v \sin \alpha$, подстановки значений $\cos \zeta$ и $\sin \zeta$ в формулу (3.73) получаем:

$$v_n = 8v \sin^3 \alpha \cos \alpha. \quad (3.47)$$

Касательная скорость v_t определяется как сумма проекций скоростей v_x и v_y на направление v_t :

$$v_t = v_y \cos \beta - v_x \sin \beta$$

После подстановки значений $\cos \zeta$ (3.74) и $\sin \zeta$ (3.75) и соответствующих преобразований получим:

$$v_t = v(1 + 4 \sin^2 \alpha - 8 \sin^4 \alpha) \quad (3.48)$$

Тогда относительная касательная скорость будет:

$$v_k = v - v_t = v(8 \sin^4 \alpha - 4 \sin^2 \alpha) \quad (3.49)$$

При известных v_n и v_k находим v_r :

$$v_r = \sqrt{v_n^2 + v_k^2} = 4v \sin^2 \alpha. \quad (3.50)$$

Направление относительной скорости v_r определяется углом γ :

$$\cos \gamma = \frac{v_t - v}{v_r} = \frac{4v \sin^2 \alpha \cos 2\alpha}{4v \sin^2 \alpha} = \cos 2\alpha,$$

тогда

$$\gamma = 2\alpha \quad (3.51)$$

Измельчение материала ударом происходит только за счет прямого удара, который обусловлен скоростью v_n , которая действует по линии удара, то есть нормально по отношению к поверхности мельницы или круговой траектории внешнего (относительно данного) слоя мелющих тел. Скорость v_t , которая действует в касательном направлении, удара не делает и способствует только перемещению мелющего тела вдоль круговой траектории, при этом измельчение может осуществляться раздавливанием и истиранием.

3.4 МОЩНОСТЬ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

3.4.1 Измельчающая среда барабанных мельниц

В зависимости от материала мелющих тел различают металлическую и неметаллическую измельчающую среду, а в зависимости от формы металлических тел шаровую, стержневую.

Под термином «первичная нагрузка мелющих тел» понимается их общая масса в барабане мельницы, а термином «догрузка» понимается непрерывная или периодическая добавка мелющих тел в мельницу для компенсации их износа.

Стальные шары диаметром от 15 до 125 мм изготавливаются прокаткой, ковкой или штамповкой из стали с таким составом: 0,7 – 1,05 % *C*; 0,17 – 0,37 % *Si*; 0,25 – 1,65 % *Cr*; 0,25 – 0,3 % *Ni*; 0,02 – 0,045 % *S*; 0,02 – 0,45 % *P*; 0,2 – 1,2 % *Mn*. Шары должны подвергаться закалке и иметь твердость от 300 НВ (для шаров диаметром 125 мм) до 400 НВ (для шаров диаметром 80 мм и меньше). На поверхности шаров не должно быть трещин, пузырей, пленок шлаковых включений.

Стержни изготавливают диаметром от 40 до 125 мм прокаткой из износоустойчивых сталей 50Г, 60Г, 65Г, С55. Стержни не должны скручиваться и разламываться на короткие куски после износа до технологически допустимой границы (приблизительно 30 – 50 мм).

В процессе работы мельниц на обогатительных фабриках происходит износ шаров, стержней, цельпесов и футеровки мельницы в результате трения при скольжении и перекачивании мелющих тел в среде абразивного материала, при ударах мелющих тел между собой и футеровкой. Интенсивность износа зависит от: свойств стали, из которой шары, стержни, цельпесы, футеровки; размеров мелющих тел; абразивности, крупности и прочности материала, который измельчается; способа измельчения; агрессивности среды (кислая,

щелочная); профиля футеровки; скоростного режима работы мельницы; размера барабана мельницы; схемы измельчения и др. [1].

При сухом измельчении износ стальных мелющих тел происходит в основном за счет абразивного действия, то есть микрорезания, микроцарапания металла частичками материала, который измельчается, в виде стружки. При мокром измельчении абразивный износ дополняется коррозионным износом: при измельчении в агрессивной среде коррозионная составляющая износа стальных мелющих тел может быть от 10 до 60 % от общего износа.

Износ мелющих тел на обогатительных фабриках оценивают удельной затратами на 1 т переработанной руды. ТАК удельные затраты шаров составляют 1,2 – 2,2 кг/т, стержней – 0,4 – 0,5 кг/т, футеровки – 0,1 – 0,2 кг/т. Но такой показатель, как затраты стали на 1 т измельченной руды, не является стабильным, потому что он связан с производительностью мельницы, которая, в свою очередь, зависит от свойств руды. Более надежным показателем является затраты мелющих тел, отнесенные к единице полезной энергии, израсходованной на измельчение. В этом случае средняя затрата стальных шаров отнесена к 1 кВт·ч полезной энергии составляет 0,09 кг/кВт·ч, стержней – 0,12 кг/кВт·ч. [8].

Для компенсации износа мелющих тел применяется два способа догрузки:

- регулярный – догрузка наиболее крупными мелющими телами (шарами, стержнями, рудной галькой) одного размера;
- рациональная – догрузка мелющими телами разных размеров, при соблюдении определенного соотношения между массами тел разных размеров.

Неметаллическая измельчающая среда, которая используется при рудногальковом самоизмельчении, догружается непрерывно или через малые промежутки времени. Металлическая измельчающая среда обычно догружается периодически от трех раз в сутки до одного раза в три – пять суток. Размер мелющих тел, которые догружаются в мельницу, режим их догрузки и состав определяются в результате технологических исследований. Самый большой

размер тел в догрузке, при которых достигается самая большая производительность по снова образуемому контрольному классу крупности называют рациональным (оптимальным).

Металлический скрап и шары неэффективного размера или неправильной формы, по своему разрушающему действию значительно меньше эффективны чем крупные шары правильной формы, и потому должны непрерывно или периодически удаляться из мельницы.

Согласно данным экспериментальных исследований скорость изнашивания шара в мельнице, то есть уменьшение его массы G_k в единицу времени dt , пропорциональна n -ой степени диаметра шара:

$$dG_k / dt = -K_{зн} D^n, \quad (3.52)$$

где $K_{зн}$ – коэффициент износа.

Показатель степени n зависит от скоростного режима мельницы, качества металла мелющих тел и абразивности руды. При тихоходном режиме (каскадный с перекачиванием шаров) показатель $n = 2$, то есть скорость износа пропорциональна поверхности шара. При смешанном режиме (с полетом шаров) показатель $n = 2,3 - 2,5$. При быстроходном режиме (заполнение $\varphi \approx 0,45$ и скорость $\psi \approx 0,8$) показатель $n = 3$, то есть скорость износа пропорциональна массе или объему шара.

При первоначальной шаровой загрузки мельницы ее необходимо заполнять шарами разных размеров в соответствии с той характеристикой крупности, которая наблюдается при постоянном режиме.

Соотношение количества крупных и мелких шаров в шаровой нагрузке, то есть его характеристика крупности при регулярной догрузке определяется по формулам:

– уравнение суммарной характеристики крупности шаровой нагрузки по «– D »:

$$\gamma_{+D} = 100 \cdot \frac{D^n}{D_m^n}, \quad (3.53)$$

– уравнение суммарной характеристики крупности шаровой нагрузки по «+ D»:

$$\gamma_{-D} = 100 \cdot \frac{D_m^n - D^n}{D_m^n}, \quad (3.54)$$

где D_m – размер шара максимального размера, который содержится в загрузке мельницы.

По гипотезе Девиса показатель степени $n = 3$, а за гипотезой Мертселя и Прентиса – $n = 4$. При водопадном режиме работы мельницы шары действуют преимущественно ударом и их износ точнее описывается гипотезой Девиса, а при каскадном режиме шары действуют истиранием и их износ точнее описывается гипотезой Мертселя и Прентиса. [4].

При рациональной догрузке, которая составляется из смеси шаров разного размера D_1, D_2, D_3 и т.д., выход шаров крупных классов определяется суммой частичных выходов:

$$\gamma = (\gamma_1\beta_1 + \gamma_2\beta_2 + \gamma_3\beta_3 + \dots)/100, \quad (3.55)$$

где $\beta_1, \beta_2, \beta_3$ – коэффициенты рационального распределения, которые представляют собой отношение массы шаров данного размера к общей массе партии шаров, которые догружаются одновременно.

Применение догрузки в мельницу шаров одного или разных размеров зависит от крупности, гранулометрического состава, прочности и абразивности исходного питания, крупности готового продукта и условий работы мельницы.

3.4.2 Пульпа

На потребляемую мощность мельницы, производительность и эффективность измельчения оказывает влияние количество пульпы, которая находится в мельнице.

Пульпой называется смесь минеральных частичек и воды, в которой твердые частички находятся в зависшем состоянии и равномерно распределены в объеме воды.

Состав пульпы характеризуется содержанием твердого в пульпе по массе, разреженностью, плотностью и вязкостью.

Содержание твердого в пульпе по массе есть отношение массы твердого вещества к массе всей пульпы, в которой содержится это количество твердого. Содержание твердого оценивается в процентах или долях единицы.

Разреженность представляет собой отношение массы жидкого к массе твердого в некотором объеме пульпы. Разреженность показывает сколько кубических метров (или тонн) воды приходится на 1 т твердого:

$$R = P : T = \frac{100 - p}{p}, \text{ м}^3/\text{т}; \quad (3.55)$$

$$p = 100 / (R + 1), \%, \quad (3.56)$$

где – разреженность, м³/т; p – содержание твердого в пульпе по массе, % (для шаровых и стержневых мельниц $p \approx 80$ %); P – масса жидкого в пульпе, м³ (или т); T – масса твердого в пульпе, т.

Практически разреженность пульпы в мельнице колеблется в широких границах – от 0,2 до 2 м³/т. Однако, для получения максимальной производительности мельницы обычно при измельчении крупного исходного материала (15 мм и больше) разреженность пульпы принимают 0,35 – 0,55 м³/т, при измельчении мелкого исходного материала разреженность пульпы принимают 0,4 – 1 м³/т.

Плотность пульпы определяется с учетом плотности составляющих и их количества в пульпе:

$$\Delta_n = \Delta_e + (\delta - \Delta_e)p, \text{ кг/м}^3 \quad (3.57)$$

или

$$\Delta_n = \frac{\delta}{p + \delta(1 - p)}, \text{ кг/м}^3 \quad (3.58)$$

или

$$\Delta_n = \frac{R + 1}{R + (1/\delta)}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.59)$$

где Δ_n , Δ_e – плотность пульпы и воды, т/м³; δ – плотность твердого, т/м³; p – содержание твердого, доли единицы.

Вязкость – свойство сред оказывать сопротивление относительному движению соседних элементарных слоев. Причина сопротивлений, которые возникают при движении пульпы, есть внутреннее трение между соседними касательными слоями. Вязкость пульпы зависит от содержания в ней твердого вещества, его крупности и химического состава, вязкости жидкого вещества, присутствия некоторых химических соединений, температуры. Вязкость пульпы резко возрастает с увеличением содержания твердого вещества и при содержании твердого около 40 % пульпы теряет текучесть. [20]. Вязкость характеризуется динамическим коэффициентом вязкости, который при содержании твердого до 40 % определяется по формуле Ванда:

$$\mu_n = \mu_e(1 + 2,5C + 7,35C^2 + 16,3C^3 + \dots), \text{ Па}\cdot\text{с}, \quad (3.60)$$

где μ_n , μ_e – динамические коэффициенты вязкости пульпы и воды, Па·с; C – содержание твердого, доли единицы.

Крупнозернистые пульпы менее вязкие, чем тонкозернистые при том же содержании твердого. Присутствие первичных шламов, которые содержат глинистые частички, значительно увеличивает вязкость пульпы в мельнице,

вторичные шламы (кристаллические) такого влияния не оказывают. С повышением температуры вязкость пульпы уменьшается.

3.4.3 Влияние массы и крупности измельчающей среды на работу барабанных мельниц

Показатели работы барабанных мельниц в значительной степени зависят от массы и крупности тел измельчающей среды, скорости и числа ударов мелющих тел по материалу в мельнице, относительной скорости вращения мельницы и заполнение ее измельчающей средой, коэффициента трения материала мельницы и других факторов.

Масса шаровой загрузки при данной степени заполнения шарами объема мельницы определяется объемной массой измельчающей среды. Объемная масса шаровой загрузки, в свою очередь, зависит от плотности мелющих тел и степени заполнения ими объема, занятого шаровой загрузкой, то есть от характера укладки шаров при неподвижном барабане мельницы.

Плотность δ стальных шаров составляет 7,5 – 7,8 т/м³, чугунных – 7,1 т/м³, кремневой гальки 2,6 – 2,7 т/м³.

Практически шаровая загрузка мельницы составляется из шаров разных размеров, которые в беспорядке уложенные в мельнице. Экспериментально установлено, что смесь таких шаров заполняет близко 60 – 62 % всего объема шаровой загрузки, так вот промежутки между шарами занимают 38 – 40 % этого объема. [17]. В таком случае объемная масса стальных шаров при заполнении ими 60 % объема загрузки составляет:

$$\gamma_K = (7,5 \div 7,8) \cdot 0,6 = 4,5 \div 4,7 \cong 4,6 \text{ т/м}^3$$

Масса шаровой загрузки M_{KH} в мельнице с внутренними размерами (м) при степени заполнения шарами φ , определяется по формуле:

$$M_{KH} = \varphi \frac{\pi D^2}{4} L \cdot \gamma_K = 3,6 \varphi D^2 L, \text{ т.} \quad (3.61)$$

При объемной массе стержней $\gamma_c = 6,25 \text{ т/м}^3$ и плотности стали $\delta = 7,8 \text{ т/м}^3$ степень заполнения стержнями объема измельчающей среды будет (80 %), а объем промежутков между стержнями – 20 %.

Масса стержневой загрузки определяется по формуле:

$$M_{сн} = \varphi \frac{\pi D^2}{4} L \cdot \gamma_c = 4,9\varphi D^2 L, \text{ т.} \quad (3.62)$$

Таким образом, объемная масса загрузки с учетом заполнения пустоты пульпой будет:

- для шаровой загрузки:

$$\gamma_{кш} = \gamma_k + 0,4\Delta = 4,6 + 0,4\Delta, \text{ т/м}^3; \quad (3.63)$$

- для стержневой загрузки:

$$\gamma_{сш} = \gamma_c + 0,2\Delta = 6,25 + 0,2\Delta, \text{ т/м}^3; \quad (3.64)$$

- для рудногалечной загрузки и рудной загрузки в мельницах самоизмельчения:

$$\gamma_{ргш} = \gamma_{рг} + 0,4\Delta = 1,6 + 0,4\Delta, \text{ т/м}^3. \quad (3.65)$$

Объемная масса загрузки мельницы полусамоизмельчения $\gamma_{псш}$ определяется с учетом объема шаров $\varphi_{ш}$, что добавляются, и степени заполнения мельницы дробящим материалом φ :

$$\gamma_{псш} = \frac{\varphi_{ш}}{\varphi} \cdot 4,6 + \frac{\varphi - \varphi_{ш}}{\varphi} \cdot 1,6 + 0,4\Delta, \text{ т/м}^3, \quad (3.66)$$

где $\varphi_{ш}$ – отношение объема шаров (с пустотами) к объему мельницы (обычно $\varphi_{ш} = 0,06 - 0,10$); φ – отношение объема загрузки (шары, крупные куски руды и пульпа) к объему мельницы (для мельниц рудного самоизмельчения и полусамоизмельчения $\varphi = 0,30 - 0,35$); $\varphi_{ш} / \varphi$ – объемная доля, которая занята

шарами с пустотами в 1 м^3 загрузки; $(\varphi - \varphi_{ш})/\varphi$ – объемная доля, которая занята рудной грудкой с пустотами в 1 м^3 загрузки.

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

В барабанных мельницах потенциальная энергия тела зависит от его массы и высоты падения. В конце параболической траектории вся кинетическая энергия измельчающей среды составляет:

$$E_k = mv_p^2 / 2, \quad (3.67)$$

но на измельчение материала ударом тратится только ее часть:

$$E_n = mv_n^2 / 2. \quad (3.68)$$

Другая часть энергии тратится на измельчение руды раздавливанием и стиранием телами, которые скользят и перекатываются:

$$E_t = mv_t^2 / 2. \quad (3.69)$$

Изменением частоты вращения барабана можно менять \mathcal{E}_m и \mathcal{E}_k .

Если подставить в формулу (3.68) значение v_n из уравнения (3.60), получим:

$$E_n = m(8v \sin^3 \alpha \cos \alpha)^2 / 2 = (m/2) \cdot (8\pi Dn \sin^3 \alpha \cos \alpha / 60)^2, \quad (3.70)$$

где $v = \pi Dn / 60$ – окружная скорость падающих тел, м/с; D – диаметр слоя падающих тел, м; n – частота вращения барабана, мин^{-1} ; α – угол отрыва падающих тел, град.; m – масса тела, кг.

За один оборот через сечение A_1A_n (рис. 3.33) по круговым траекториям проходит такой объем мелющих тел:

$$V_n = \pi(R_3^2 - R_B^2)L = \pi R_3^2(1 - k^2)L, \quad (3.71)$$

где $k = R_B / R_3$ – соотношение радиусов внутреннего и внешнего слоев мелющих тел; L – длина барабана, г.

При условии, что за время одного оборота барабана вся измельчающая среда обернулась Z раз, можно записать:

$$\pi R_3^2(1 - k^2)L = Z\varphi\pi R_3^2L,$$

ведь

$$Z = (1 - k^2) / \varphi, \quad (3.72)$$

где φ – коэффициент заполнения барабана измельчающей средой.

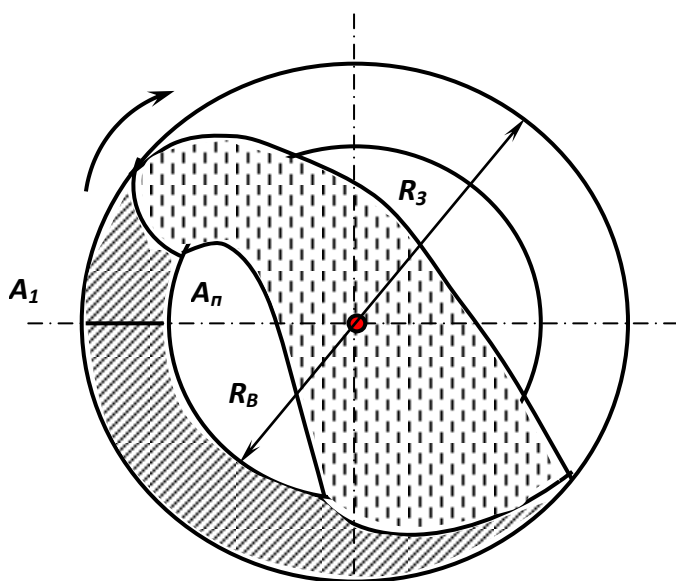


Рис. 3.29 - Вращаемость всей измельчающей среды в мельнице.

Значение параметра k принимается в зависимости от относительного заполнения мелющими телами φ и относительной скорости ψ (табл. 3.2).

Таблица 3.2 – Значение параметра k для разных φ и ψ

φ – относительное заполнение барабана мельницы мелющими телами, %	Значение параметра k (частицы единицы) при относительной частоте вращения барабана ψ (%)					
	70	75	80	85	90	95

30	0,635	0,700	0,746	0,777	0,802	0,819
35	–	0,618	0,683	0,726	0,759	0,781
40	–	0,508	0,606	0,669	0,711	0,740
45	–	–	0,506	0,600	0,656	0,694
50	–	–	–	0,508	0,592	0,644

При $n = 42,3\psi / \sqrt{D}$ уравнении (3.91) можно представить в таком виде:

$$E_n = \frac{m}{2} \cdot \left(\frac{8\pi D \cdot 42,3\psi \sin^3 \alpha \cos \alpha}{60\sqrt{D}} \right)^2 = AmD, \quad (3.73)$$

где

$$A = \frac{1}{2} \cdot \left(\frac{8\pi \cdot 42,3\psi \sin^3 \alpha \cos \alpha}{60} \right)^2 = 157(\psi \sin^3 \alpha \cos \alpha)^2$$

Если N зерен исходного материала массой m_1 каждое движется навстречу неподвижному мелющему телу массой m со скоростью удара v_y , то их суммарная энергия будет:

$$E_y = Nm_1v_y^2/2.$$

Примем, что $E_y = E_n$, тогда

$$Nm_1v_y^2/2 = AmD. \quad (3.74)$$

Эквивалентный диаметр d_e , мелющего тела равняется:

$$d_e = 1,24\sqrt[3]{m/\delta}, \text{ м}, \quad (3.75)$$

где δ – плотность мелющего тела, кг/м³; m – масса мелющего тела, кг.

После подстановки значения m из формулы (3.104) получим:

$$d_e = 0,98\sqrt[3]{Nm_1v_y^2/(AD\delta)}, \text{ м}, \quad (3.76)$$

Таким образом, размеры мелющего тела зависят от массы зерен материала, который измельчается, скорости удара и диаметра слоя измельчающей среды, которая анализируется.

Выбор крупности мелющих тел осуществляется с учетом прочности и крупности исходной руды, диаметра мельницы, относительной частоты вращения барабана и коэффициента загрузки его мелющими телами и исходным материалом. При этом кинетическая энергия \mathcal{E}_m мелющего тела массой m должна быть достаточной для разрушения исходного материала максимальной крупности d и массой M , то есть

$$E_n \geq E_p M, \quad (3.77)$$

где E_p – величина начальной удельной энергии разрушения зерен крупностью d , Дж/кг; M – масса исходного материала, который испытывает удар площадью мелющего тела, кг.

С учетом к.п.д. удара η и отношения радиусов внутреннего и внешнего слоев мелющих тел k в мельнице имеем:

$$E_n \eta k = E_p M .$$

После подстановки значения \mathcal{E}_m с формулы (3.94) получаем:

$$AmDk\eta = E_p M ,$$

откуда

$$m = E_p M / AkD\eta , \quad (3.78)$$

где D – диаметр барабана мельницы; η – к.п.д. использования энергии удара ($\eta = 0,95$).

Для шаровых мельниц чем меньше крупность исходного материала и чем крупнее продукт измельчения, тем выше производительность. Производительность мельниц самоизмельчения в значительной степени зависит от состава крупных кусков и равномерности их распределения по всей массе руды.

3.4.4 Влияние скорости и числа ударов мелющих тел на работу барабанных мельниц

Придание скорости удара мелющим телам осуществляется гравитационными силами (барабанная и вибрационная мельницы), струями (струйные мельницы), центробежными силами (роторные мельницы- дробилки).

Скорость удара мелющего тела по зерну может быть получена из уравнения (3.104):

$$v_y = \sqrt{2AmD / (m_1N)}. \quad (3.79)$$

Таким образом, скорость удара зависит от соотношения масс мелющего тела и зерна исходного материала, диаметра слоя измельчающей среды и числа зерен, которые подвергаются удару.

При тонком измельчении материалов необходимы большие скорости ударов (больше 100 м/с), поэтому при тонком и сверхтонком измельчении целесообразно создавать благоприятные условия для истирания, если при этом обеспечивается необходимая степень раскрытия рудных и нерудных минералов с минимальным их переизмельчением. [1].

Выход расчетного класса (-0,074 мм) при измельчении пропорционален числу ударов мелющих тел по зернам руды.

В барабанной мельнице число ударов C по одному рудному зерну со средней массой m_1 прямо пропорционально числу мелющих тел, которые находятся в мельнице G_1/m , частоте вращения барабана n , числу циклов измельчающей среды Z , продолжительности измельчения t и обратно пропорционально числу рудных зерен массой m_1 в мельнице (G_2/Nm_1):

$$C = \frac{G_1Nm_1nZt}{mG_2} \cdot \frac{G_2}{G_1 + G_2}, \quad (3.80)$$

где G_1 и G_2 – масса мелющих тел и руды, которые находятся в мельнице, кг; m – масса мелющего тела, кг; N – число зерен исходного материала массой m_1 , которые попадают под удар мелющего тела массой m .

Вероятность удара мелющего тела по зерну ориентировочно определяется отношением $G_2/(G_1 + G_2)$. При относительной частоте вращения барабана мельницы $\psi = 0,8$ формула (3.110) может быть преобразована таким образом:

$$C = \frac{G_1 N m_1 Z}{m(G_1 + G_2)} \cdot \frac{34}{\sqrt{D}} \cdot \frac{L}{v_M}, \quad (3.81)$$

где D и L – диаметр и длина барабана мельницы (внутренние), м; v_M – скорость движения материала вдоль барабана мельницы, м/с.

Для данной руды при $\psi = \text{const}$, $34G_1 N m_1 Z / [m(G_1 + G_2)] = \text{const}$, и постоянной скорости движения материала вдоль мельницы v_M :

$$C = RL / \sqrt{D}, \quad (3.82)$$

где $R = 34G_1 N m_1 Z / [m(G_1 + G_2)v_M]$ – коэффициент пропорциональности.

При постоянном отношении $D : L$ и равенства коэффициентов пропорциональности $R_1 = R_2$ для сравниваемых мельниц с увеличением размера мельницы наблюдается такая зависимость:

$$C_2 = C_1 \cdot \frac{L_2}{L_1} \cdot \left(\frac{D_1}{D_2} \right)^{0,5} \quad (3.83)$$

То есть число ударов мелющих тел увеличивается с увеличением длины барабана и уменьшением его диаметра.

3.4.5 Мощность, потребляемая барабанными мельницами

Мощность, которая затрачивается для приведения в движение мелющих тел (шаров, стержней, руды), называется полезной мощностью N (кВт). Мощность, которая затрачивается на вращение барабана $N_{\bar{o}}$ (кВт), определяется по формуле:

$$N_{\bar{o}} = N + N_x + N_{\partial}, \text{ кВт}, \quad (3.84)$$

где N_x – мощность, которая затрачивается в режиме холостого хода (без измельчения), кВт; N_{∂} – дополнительная мощность, которая затрачивается на преодоление сил трения в цапфах мельницы при загрузке измельчающей среды, кВт.

Мощность на вале двигателя будет:

$$N_{e\partial} = N_{\bar{o}} / \eta, \text{ кВт}, \quad (3.85)$$

где η – к.п.д. привода (при ориентированных расчетах $\eta = 0,8$).

Установленная (номинальная) мощность электродвигателя будет:

$$N_{e\partial} = k_3 N_{e\partial}, \text{ кВт}, \quad (3.86)$$

где k_3 – коэффициент запаса (при расчетах принимается $k_3 = 1,1$).

Полная мощность, которая потребляется электродвигателем из сети:

$$N_{ec} = N_{e\partial} / \eta_{e\partial}, \text{ кВт}, \quad (3.87)$$

где $\eta_{e\partial}$ – к.п.д. электродвигателя (в среднем $\eta_{e\partial} = 0,92$).

Мощность, которая затрачивается только на трение в главных подшипниках, определяется в зависимости от мощности на вращение барабана при концентрично расположенной нагрузке, которая равняется по массе общей нагрузке барабана.

где G – масса шаровой загрузки, т; φ – степень заполнения барабана мельницы шарами, доли ед.; ψ – относительная частота вращения барабана, доли ед.; D – внутренний диаметр барабана мельницы, м; Ω – центральный угол кругового сегмента; Θ – угол поворота шаровой загрузки.

Для мельниц разных размеров при одинаковых φ и ψ углы Ω и Θ остаются постоянными. Поэтому в формуле (3.119) произведение всех постоянных можно заменить одним коэффициентом k :

$$k = 3,63\psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin \Theta, \quad (3.91)$$

тогда

$$N = kD^{2,5}L. \quad (3.92)$$

С использованием формулы (3.92) можно определить мощность мельницы, которая проектируется, если известна мощность мельницы, которая работает в аналогичных условиях.

Для расчетов мощности, которая потребляется мельницей при водопадном режиме, Н.П. Неронов предложил формулу:

$$N = 3,46 \frac{M}{\varphi} \sqrt{D} \varphi^3 \left[2(1 - k^4) - \frac{4}{3} \psi^4 (1 - k^6) \right], \quad (3.93)$$

где M – масса шаров в мельнице, т; φ – степень заполнения мельницы шарами, доли ед.; D – диаметр барабана мельницы, м; ψ – относительная частота вращения барабана мельницы, доли ед.; k – отношение радиусов внутреннего и внешнего слоев мелющих тел (рис. 3.29).

В формуле (3.93) за полезную мощность принято считать только мощность, которая затрачивается для подъема шаров от точки падения на круговые траектории к точке перехода на параболическую траекторию. Формула (3.93) получена без учета скольжения шаров по футеровке барабана, поэтому ее применение ограничено.

В.А. Олевский предложил обобщенную формулу для расчетов полезной мощности $N_{\bar{o}}$ (кВт):

$$N_{\bar{o}} = N = N_o S, \quad (3.94)$$

где N_o – основной параметр мощности; S – безразмерный параметр режима, который зависит от φ и ψ :

$$N_{\bar{o}} = A \gamma V \sqrt{DS}, \quad (3.95)$$

где A – константа С.С. Андреева ($\text{м}^{1,5}/\text{с}^3$); γ – насыпная плотность шаров ($\gamma_k = 4,6 \text{ т/м}^3$); V – объем барабана, м^3 ; D – внутренний диаметр барабана, г.

Для определения зависимости $S = f(\varphi, \psi)$ предложено несколько теоретических и эмпирических формул, но из-за того, что на обогатительных фабриках чаще применяется смешанный режим, рекомендовано при расчете мощности пользоваться эмпирическими формулами для смешанного режима.

При постоянной степени заполнения φ и скорости вращения ψ теоретическая формула для определения полезной мощности N при водопадном режиме измельчения принимает вид:

$$N = k_1 D^{2,5} L, \quad (3.96)$$

где k – коэффициент пропорциональности.

Для расчета мощности, которая потребляется мельницей при смешанном режиме, обычно используют формулу:

$$N = 3,3 \sqrt{2} \gamma D^{2,5} L \varphi^{0,9} \psi, \quad (3.97)$$

где D и L – диаметр и длина мельницы, м; γ , φ , ψ – имеют те же самые значения.

Для определения полезной мощности, которая потребляется мельницей самоизмельчения типа ММС, рекомендована формула, в которую введены дополнительно коэффициент k_c , что учитывает переход от сухого способа измель-

чения к мокрому, и коэффициент k_e , что учитывает изменение содержания твердого в пульпе:

$$N = 3,3\sqrt{2}\gamma_p D^{2,5} L \varphi^{0,9} \psi k_c k_e, \quad (3.98)$$

где γ_p – насыпная плотность загрузки мельницы, т/м³.

При содержании твердого $55 < p < 75$ % $k_c = 1,1 \div 1,2$; $k_e = 0,93 + 0,007(p - 55)$. При $0,35 < \varphi < 0,4$ и $0,75n_{кр} < \psi < 0,8n_{кр}$ расхождение между расчетными и опросными данными не превышает 4 – 10 %.

Для расчетов полезной мощности, которая потребляется шаровыми $N_{ш}$ (кВт) и стержневыми N_c (кВт) мельницами, а также мельницами само- и полу-самоизмельчения $N_{сн}$ (кВт) Бонд предложил такие эмпирические формулы:

- для мельниц шаровых, рудного само- и полусамоизмельчения:

$$N_{ш} = N_{сн} = 3,86 D^{2,3} L \gamma_p \psi (3,2 - 3\varphi) \psi (1 - 0,1/2^{9-10\psi}), \quad (3.99)$$

где D и L – внутренние диаметр и длина мельницы, м; γ_p – насыпная плотность измельчающей среды, т/м³; φ – степень заполнения мельницы загрузкой (для мельниц само- и полусамоизмельчения $\varphi = 0,3 - 0,35$), доли ед.; ψ – относительная частота вращения мельницы, доли ед.

По формуле (3.129) определяется мощность на вале малой шестерни зубчатой венечной передачи для мельниц сливного типа. Для мельниц мокрого измельчения с разгрузкой через решетку вводится поправочный коэффициент $k_1 = 1,12 - 1,15$, а для мельниц сухого измельчения с решеткой – коэффициент $k_2 = 1,08$;

- для стержневых мельниц:

$$N_c = 1,375 D^{2,33} L \gamma_c \varphi (6,3 - 5,4\varphi) \psi, \quad (3.100)$$

γ_c – насыпная плотность стержневой нагрузки, т/м³ (для новых стержней $\gamma_c = 6,25$ т/м³; для отсортированных стержней, которые были в работе $\gamma_c = 5,75$ т/м³; для стержней, которые были в работе, но не отсортированы $\gamma_c = 5,6$ т/м³).

3.5 ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

3.5.1 Факторы, влияющие на производительность барабанных мельниц

Производительность барабанных мельниц измеряется количеством тон измельченного исходного материала (т/ч, т/сут); количеством сноа образованных поверхностей-тон в единицу времени; количеством тон сноа образованного расчетного класса крупности (обычно – 0, 074 мм) в единицу времени.

Производительность мельниц определяется многими факторами, которые разделяют на три группы:

- *технологические факторы*, которые зависят от свойств материала – крупности исходного материала и измельченного продукта, измельчаемости руды;
- *конструктивные факторы*, которые зависят от конструкции мельницы, ее размера, формы футеровки;
- *эксплуатационные факторы*, которые определяются условиями работы мельницы – открытый или замкнутый цикл, эффективность работы классификационного аппарата, степень заполнения мельницы измельчающей средой, характеристика крупности, форма, плотность и твердость мелющих тел, разреженность пульпы, число оборотов мельницы.

Регулированию при эксплуатации подвергаются только факторы третьей группы, а также крупность исходной руды и продукта измельчения.

Между производительностью мельницы и измельчаемостью материала, его крупностью и крупностью измельченного продукта существует прямо пропорциональная зависимость. Практикой установлено, что оптимальная крупность питания стержневых мельниц – 15 – 20 мм, а шаровых – 10 – 15 мм (такая крупность может быть получена после трехстадиального дробления). Для мельниц самоизмельчения крупность питания – 300 – 500 мм (такая крупность может быть получена после одностадиального дробления). Чем меньше круп-

ность исходного материала и чем крупнее измельченный продукт, тем выше производительность мельницы. [18]. Теоретическим подтверждением этой зависимости является закон Риттингера:

$$6Q\delta^{-1}(d^{-1} - D^{-1}) = k_n N, \quad (3.101)$$

где Q – производительность мельницы; δ – плотность исходного материала; D и d – средний размер исходного и измельченного материала; k_n – коэффициент пропорциональности, который зависит от измельчаемости материала; N – полезная мощность, которая потребляется мельницей.

Если обозначить через $\mathcal{E} = k_n / [6\delta^{-1}(d^{-1} - D^{-1})]$, формула (3.101) может быть представлена так:

$$Q = \mathcal{E}N, \quad (3.102)$$

Коэффициент пропорциональности \mathcal{E} численно равняется количеству тон материала, который измельчается за 1 час и приходится на единицу потребляемой мощности, то есть он представляет собой эффективность измельчения. Таким образом, при постоянных условиях измельчения материала производительность мельницы пропорциональна потребляемой полезной мощности. По практическим данным полезная мощность составляет 75 – 90 % от общей потребляемой мощности.

Между полезной мощностью и геометрическими размерами барабанной мельницы существует определенная зависимость, которая представлена формулой:

$$N = kD^{2,5 \div 2,6}L, \quad (3.103)$$

где k – коэффициент пропорциональности; D и L – диаметр и длина барабана мельницы.

Формула (3.103) верная при определенном и постоянном режимах работы мельницы. При увеличении длины шаровой мельницы с решеткой и при работе

ее в замкнутом цикле с классификатором необходимо снижать ее удельную производительность. Оптимальная циркуляционная нагрузка этих мельниц при определенном режиме работы обратно пропорциональна длине их барабана.

Если подставить значение N с формулы (3.103) в формулу (3.102) и обозначить $\mathcal{E}k = c$, то получаем:

$$Q = \mathcal{E}k D^{2,5 \div 2,6} L = c D^{2,5 \div 2,6} L. \quad (3.104)$$

Таким образом, при других равных условиях производительность мельницы пропорциональна диаметру его барабана в степени $2,5 \div 2,6$ и его длине. Показатель степени D в шаровых мельницах составляет $2,5$, у мельниц самоизмельчения $2,6$.

Удельная производительность, то есть производительность, которая приходится на единицу внутреннего объема (при $a = 4c/\pi$) будет:

$$q = c D^{2,5 \div 2,6} L / (\pi D^2 L / 4) = 4c D^{0,5 \div 0,6} / \pi = a D^{0,5 \div 0,6}, \quad (3.105)$$

то есть удельная производительность мельницы пропорциональна диаметру ее барабана в степени $0,5 \div 0,6$.

Из изложенного значит, что отношение удельных производительностей двух мельниц, которые измельчают один и тот же материал при одинаковом режиме работы, будет равняться отношению их диаметров в степени $0,5 \div 0,6$:

$$q_2 / q_1 = (D_2 / D_1)^{0,5 \div 0,6}. \quad (3.106)$$

Производительность мельницы пропорциональна затратам энергии на измельчение, а затраты энергии связаны со степенью заполнения мельницы измельчающей средой. С ростом степени заполнения φ мельницы измельчающей средой возрастают затраты энергии на измельчение и достигают максимума при степени заполнения $\varphi = 50\%$. Соответственно возрастает и производительность мельницы.

С повышением относительной частоты вращения наблюдается повышение потребляемой удельной мощности. Одновременно производительность и выход класса – 0, 074 мм в расчете на 1 кВт·час возрастают приблизительно так же, как и частота. Однако это справедливо до определенной черты (для мельниц типа «Аэрофол» при $\psi = 0,95$; для мельниц типа «Каскад» при $\psi = 0,85$). Если в питании мельницы самоизмельчения содержится много мелких кусков, ее производительность уменьшается, потому что нет достаточного количества крупных кусков, которые могли бы раздробить куски средней величины, руда дробится очень медленно и главным образом, истиранием.

Оптимальные степени заполнения мельницы измельчающей средой φ и относительные частоты вращения барабана ψ , при которых достигаются наиболее высокие показатели измельчения, приведены в табл. 3.3.

Таблица 3.3 – Оптимальные значения степени заполнения мельницы измельчающей средой φ и относительной частоты вращения барабана ψ

Значение φ и ψ	Мельницы			
	Пулевые	Стержневые	«Каскад»	«Аэрофол»
φ , %	40-50	35-40	38-42	35-42
ψ , %	75-80	65-70	70-75	85-95

Разрежение пульпы в мельнице определяет массу или объем твердого материала, который находится в нем в каждый данный момент, а также эффективность действия мелющих тел. Общий объем пульпы в мельнице приблизительно постоянный, поэтому при увеличении содержания в пульпе воды содержимое твердого уменьшается, и наоборот. При меньшем содержании воды плотность пульпы увеличивается и, итак, мелющие тела при движении в более густой среде будут иметь меньшую силу удара.

Содержание воды в пульпе определяет ее текучесть и способность прохождения через мельницу. При содержании воды близко 20 % материал достаточно свободно проходит через мельницу. Чем больше плотность пульпы, тем больше крупных частичек достигает разгрузочного конца мельницы. В мельницах с центральной разгрузкой этот крупный материал идет в разгрузку и содер-

жание крупного класса в продукте измельчения увеличивается. В мельницах с решеткой густая пульпа, которая содержит крупные частички задерживается решеткой и увеличение содержания крупного класса в разгрузке мельницы не наблюдается. При больших разрежениях пульпы материал быстрее проходит мельница с решеткой, что приводит к укрупнению продукта измельчения. В мельницах с центральной разгрузкой большие разрежения, наоборот, приводят к увеличению содержания мелких классов в измельченном продукте.

Производительность мельницы тем выше, чем выше эффективность классификации. Низкая эффективность классификации особенно отрицательно влияет на работу мельницы при малых циркуляционных нагрузках. Повышение эффективности классификации определяет уменьшение количества переизмельченного материала. Увеличение скорости прохождения материала через мельницу, которая наблюдается при росте циркуляционной нагрузки, способствует повышению эффективности работы измельчающей среды, уменьшению степени переизмельчения и повышению производительности мельницы.

Влияние конструкции мельниц и формы футеровки на их производительность установлено на основе практических данных. Мельницы, которые работают с низким уровнем пульпы, имеют производительность несколько большую, чем мельницы с высоким уровнем пульпы. Так, производительность мельниц с решеткой приблизительно на 15 % выше производительности мельниц с центральной разгрузкой. Этот факт объясняется тем, что при низком уровне пульпы элементы измельчающей среды действуют более эффективно. Производительность мельниц с гладкой футеровкой меньше, чем мельниц с ребристой футеровкой

3.5.2 Расчет производительности барабанных мельниц

Производительность барабанных мельниц рассчитывают по методу сходства, исходя из практических данных работы мельниц на подобном сырье при режимах, близких к оптимальному. Расчет делают по *удельной производительности* или по *эффективности измельчения*. При расчете учитывают отличия в измельчении, крупности исходного и измельченного продуктов, размерах мельниц и способа их разгрузки. [1].

Расчет производительности мельницы по удельной нагрузке

По этому методу экспериментально определяют удельную производительность эталонной (которая работает на действующей фабрике) мельницы по вновь образуемому расчетному классу. За расчетный обычно берут класс крупности – 0, 074 мм.

Удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу определяется по формуле:

$$q = q_e k_n k_k k_T k_\varphi k_\psi k_L k_D, \quad (3.107)$$

где q – удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу, т/ч·м³; q_e – удельная производительность работающей мельницы по вновь образуемому расчетному классу, т/ч·м³; k_n – коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости проектируемой к переработке руды и руды, которая перерабатывается; k_k – коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного и конечного продуктов на действующей и проектируемой фабриках; k_T – коэффициент, учитывающий различие в типе проектируемой и работающей мельниц; k_φ – коэффициент, учитывающий различие в объемном заполнении проектируемой и работающей мельниц измельчающей средой; k_ψ – коэффициент, учитывающий различие в частоте вращения проектируемой и работающей мельниц; k_L – коэффициент, учитывающий раз-

личие в длине барабанов проектируемой и работающей мельниц; k_D – коэффициент, учитывающий различие в диаметрах барабанов проектируемой и работающей мельниц.

Коэффициент измельчаемости руды kn определяют в процессе испытаний исследованной руды на измельчаемость. Обычно $kn > 1$, если исследуемая для переработки руда более мягче эталонной, и $kn < 1$, если исследуемая для переработки руда тверже эталонной. Если твердость исследуемой для переработки руды и эталонной одинаковая, то коэффициент измельчаемости $kn = 1$.

Коэффициент крупности руды kk определяется соотношением относительных производительностей проектируемой и эталонной мельниц:

$$kk = m / m_e , \quad (3.108)$$

где m – относительная производительность проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу при заданной крупности исходного и конечного продуктов; m_e – то же для эталонной мельницы.

Относительную производительность мельницы принимают согласно данным табл. 3.4.

Таблица 3.4 – Относительная производительность мельниц по вновь образуемому классу – 0, 074 мм в зависимости от крупности исходного и конечного продуктов

Крупность исходного материала, мм	Содержимое класса –0, 074 мм в конечном продукте, %					
	30	40	48	60	72	85
0-40	0,68	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80
0-20	0,81	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86
0-15	0,87	0,95	0,98	0,96	0,91	0,88
0-10	0,96	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90
0-5	1,11	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91
0-3	1,17	1,19	1,16	1,06	0,95	0,91

Коэффициент типа мельницы k_T (табл. 3.5) учитывается, если тип разгрузки проектируемой мельницы отличается от эталонной.

Таблица 3.5 – Значение коэффициента k_T

Соотношение типов мельниц	Проектируемая	МШЦ	МШЦ	МШР	МШР
	Эталонная	МШР	МШЦ	МШР	МШЦ
Значение k_T		1,1	1,0	1,0	0,9

Коэффициент частоты вращения k_ψ вводят при расхождениях между частотами вращения проектируемой ψ и эталонной ψ_e мельниц (табл. 3.6):

$$k_\psi = \psi / \psi_e, \quad (3.109)$$

Таблица 3.6 – Предельные частоты вращения мельниц

Тип мельницы	МСЦ	МШЦ и МШР объемом до 50 м ³	МШЦ и МШР объемом 50-100 м ³	МШЦ и МШР объемом больше 100 м ³
$\psi, \%$	60-72	75-85	75-82	70-78

Коэффициент заполнения измельчающей средой k_φ вводится при расхождениях в степени заполнения проектируемой φ и эталонной φ_e мельниц мелющими телами (максимальная степень заполнения – табл. 3.7):

$$k_\varphi = \varphi / \varphi_e, \quad (3.110)$$

Таблица 3.7 – Максимальная степень заполнения мельниц измельчающей средой

Тип мельницы	МСЦ	МШЦ	МШР
$\varphi, \%$	35	42	45

Средняя насыпная плотность среды при расчетах принимается для шаров 4,6 т/м³, для стержней 6,6 т/м³.

Коэффициент длины мельницы kl определяют по формуле:

$$kl = (L / L_e)^{0,15}, \quad (3.111)$$

где L и L_e – длина проектируемой и эталонной мельниц, г.

Коэффициент диаметра мельницы kd определяют по формуле:

$$k_D = \sqrt{(D - 2t)/(D_e - 2t_e)}, \quad (3.112)$$

где D и D_e – диаметры проектируемой и эталонной мельниц, м; t и t_e – толщина футеровки проектируемой и эталонной мельниц:

$$t = 0,04 + 0,02D, \text{ м.} \quad (3.113)$$

Производительность мельницы по исходной руде:

$$Q = Vq/(\beta_k - \beta_e), \text{ т/ч,} \quad (3.114)$$

где V – номинальный объем барабана проектируемой мельницы, м³; q – удельная производительность проектируемой мельницы по вновь образуемому расчетному классу, т/ч·м³; β_e и β_k – содержание расчетного класса крупности соответственно в исходном питании и готовом конечном продукте, доли ед.

Определив производительность мельниц нескольких типоразмеров, необходимо сделать их сравнение и выбрать вариант наименее металло- и энергоемкий. Практически во всех случаях целесообразен переход от использования мельниц меньшего объема к большему.

Методика расчетов по удельной нагрузке используется для определения производительности барабанных мельниц со стальными мелющими телами.

Расчеты производительности мельницы по эффективности измельчения

Эта методика используется при расчете производительности мельниц самоизмельчения.

Эффективность измельчения для проектируемой мельницы рассчитывают по формуле:

$$e = e_e k_n k k, \quad (3.115)$$

где e – эффективность измельчения проектированной мельницы по вновь образуемому расчетному классу, т/кВт·ч; e_e – эффективность измельчения эталонной мельницы по вновь образуемому классу, т/кВт·ч; k_n и k_k – коэффициенты измельчаемости и крупности, определяемые таким же способом, как при расчете мельницы по удельной производительности.

Коэффициенты, которые учитывают размеры и тип мельницы, в формулу не включены, потому что имеют очень малое влияние на эффективность измельчения.

Производительность мельницы по исходной руде определяется по формуле:

$$Q = N \eta e / (\beta k - \beta_e), \text{ т/ч}, \quad (3.116)$$

где N – установленная мощность электродвигателя мельницы, кВт; η – коэффициент использования мощности электродвигателя ($\eta = 0,85 - 0,90$); другие обозначения те же самые.

Выбор варианта установки мельниц осуществляется так же, как и при использовании предыдущей методики.

4 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

4.1 Действие человека на природу

В процессе своей деятельности человек всегда оказывал действие на природу. В современных условиях развитие областей промышленности, которые связаны с добыванием и обогащением полезных ископаемых, является основой технического прогресса. При добывании полезных ископаемых человек внедряется в недра Земли и тем самым меняет окружающую среду, вмешивается в естественные процессы, которые происходят на Земле. Современная техника сделала человека таким могущественным, что природа во многих случаях уступает ему в способности изменению ландшафта и рельефа поверхности. Карьеры длиной до 10 км и глубиной до 1000 м, «горы» породных отвалов, терриконы возле шахт, бассейны-хранилища мелких отходов площадью в несколько квадратных километров – все это результат людской деятельности. [5]. В процессе сушения продуктов обогащения, металлургической и химической переработки руд и концентратов образуются дымовые газы, которые содержат твердые частички, оксиды серы, углерода, азота, поэтому в атмосферу они должны выпускаться только после очищения.

Вследствие перемещения больших объемов горной массы ухудшается режим грунтовых и подземных вод, меняется поверхностный водосток и структура грунта, интенсифицируется эрозионная работа воды и ветра, которая в некоторых случаях служит причиной изменения климата в районе ведения горных работ.

Значительная доля водных запасов государства используется для технических нужд. Огромные объемы водопотребления создают проблему сохранения качества воды в водоемах и рационального использования водных ресурсов в ряд наиболее актуальных. Увеличение водопотребления повод к росту объема сточных вод и загрязнению водоёмов. Кроме того, на обогатительных фабриках как реагенты применяют ксантогенаты, цианиды, нефтепродукты и другие хи-

мические вещества. Сложность и изменчивость сточных вод обогатительных фабрик, их высокая токсичность, преобладающее содержание растворимых веществ требуют применения химических, физико-химических и биологических методов очищения стоков. [5].

Под охраной окружающей среды понимают совокупность государственных, административных, правовых, экономических, политических и общественных мер, которые направлены на рациональное использование, воспроизводства и сохранение природных ресурсов земли.

4.2 Вредные действия подготовительных процессов на окружающую среду

Характерной особенностью обогатительных фабрик является большая насыщенность оборудованием, работа которого сопровождается шумом и вибрациями, выбросами газа и пыли, загрязнением близлежащих земель и водных источников.

Шум повышенного уровня неблагоприятно действует на организм человека. Степень этого действия зависит от характеристики шума и индивидуальных особенностей человека. Шум действует не только на органы слуха, но и на нервную систему, вызывает повышение кровяного давления, ослабление внимательности, повод к снижению производительности работы и повышению уровня травматизма.

Существующими нормативами предполагаемый предельно допустимый уровень звука – 85 дБ. Уровень звукового давления на частотах 63, 125, 250, 500, 1000, 2000, 4000, 8000 Гц не должен превышать соответственно 99, 92, 86, 83, 80, 78,76, 74 дБ. Нормируется также *вибрационная скорость*, которая на частотах 16, 32, 63, 250 Гц должна отвечать 0,0015, 0,0022, 0,0027, 0,0035 м/с. При продолжительном действии вибрации не больше 20 % рабочего времени допускается увеличения вибрационной скорости в 1,5 раза.

Основные виды загрязняющих веществ, которые выбрасываются обогатительными фабриками в атмосферу – пыль, сернистый ангидрид, оксиды углерода, азота, сероводород.

Объектами выброса вредных веществ являются аспирационные системы дробилок, грохотов, конвейеров, котельной и сушильные агрегаты, составы полезных ископаемых и продуктов обогащения, породные отвалы.

Поступление соединений серы и азота в атмосферу является главной причиной кислотных осадков, которые наносят ущерб зданиям, памятникам и металлическим конструкциям, вызывают дигрессию и гибель лесов, снижают

урожаем многих сельскохозяйственных культур, ухудшают плодородие грунтов, которые имеют кислую реакцию, и состояние водных экосистем. [11].

В процессе механизированной добычи полезного ископаемого образуется много пыли. Транспортировка и переработка полезного ископаемого на обогатительной фабрике сопровождается дополнительным пылеобразованием, что является источником выделения пыли внутри промышленных помещений и в атмосферу. Пыль, которая находится в зависшем состоянии, оказывает негативное влияние на здоровье работников и при определенных концентрациях может создавать взрывоопасные пылевоздушные смеси. Пыль, которая выбрасывается в атмосферу, загрязняет воздух близлежащих населенных пунктов и представляет собой также безвозвратные потери полезного ископаемого.

Классификация пыли и других вредных веществ по степени действия на организм человека приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1 – Классификация пыли и других вредных веществ по степени действия на организм человека

Пыль	Чрезвычайно опасный	Очень опасный	Умеренно опасный	Мало опасный
Класс опасности	1	2	3	4

Угольная, сланцевая и кварцевая пыль относятся к четвертой мало опасной группе.

Содержимое пыли в рабочих зонах, где постоянно или временно находятся работники не должен превышать 3 или 4 класса опасности, который отвечает предельно допустимым концентрациям (ПДК), которые приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2 – ПДК пыли в рабочей зоне промышленных помещений обогатительных фабрик

Пылящие материалы	Содержание свободного кристаллического кремнезема, %	ПДК пыли в воздухе, мг/ м ³
Порода	> 70	1
Порода	10-70	2
Силикаты	> 10	4
Барит, апатит, фосфорит	< 10	6
Искусственные абразивы	0	5
Цемент, глины	0	6
Уголь	> 10	2
Уголь	< 10	4
Уголь	0	10
Кокс, известняк	1,7 – 4,5	6

В цехах дробления пыль образовывается в местах загрузки материала в дробилки и разгрузки дробленого продукта из дробилок, на грохотах при сухом грохочении и при перегрузке сухого зернистого материала из конвейера на конвейер. Для того чтобы соблюдать нормы пыльности все эти места герметизируются и из защитных средств отсасывается запыленный воздух, который после очищения от пыли выбрасывается в атмосферу. Иногда применяется орошения материала при разгрузке из вагонов, в дробилках и на грохотах в пределах, которые допускаются технологическим процессом.

Пылевоздушные смеси при определенных условиях могут быть взрывными. *Взрывчатость* угольных и сланцевых пылей зависит от их крупности (табл. 4.3), зольности, содержание летучих веществ, концентрации в пылегазовых смесях, наличия в них кислорода или другого активного газа, содержание летучей серы, влажности смеси.

Таблица 4.3 – Классификация пыли по крупности

Вид пыли	Крупная	Мелкая	Тонкая	Сверхтонкая
Крупность, мкм	100 – 500	10 – 100	0,1 – 10	Меньше 0,1

Степень взрывчатости пыли (табл. 5.4) характеризуется коэффициентом взрывчатости:

$$K_g = 100(V^r + S_t^r) / [(NV)_c^r + W_t^r + A^r], \quad \%, \quad (4.1)$$

где K_g – коэффициент взрывчатости, %; V^r – выход летучих веществ, %; S_t^r – содержание летучей серы, %; $(NV)_c^r$ – нелетучий осадок рабочей массы твердого, %; W_t^r – гигроскопическая влажность пыли, %; A^r – содержание золы на рабочую массу, %.

Взрывчатость пыли увеличивается при увеличении выхода летучих веществ и снижается при повышении влажности и зольности.

Возможность взрыва пылевоздушной смеси определяется ее концентрацией: опасной по взрыву концентрацией пыли является 112 – 500 г/м³, при концентрации больше 1500 г/м³ и меньше 30 г/м³ угольная пыль не взрывается.

Чем меньше крупность пыли, тем при меньшей ее концентрации может состояться взрыв. Более всего взрывоопасной является пыль крупностью 70 – 100 мкм.

Таблица 4.4 – Группы взрывчатости пыли

Класс взрывчатости пыли	Номер группы	K_g
Безопасная по взрыву	0	0-10
Мало взрывоопасная	I	10-25
Средне взрывоопасная	II	25-35
Повышено взрывоопасная	III	35-50
Особенно взрывоопасная	IV	50-80

Действие пыли на организм человека в большой степени сказывается на органах дыхания, особенно если крупность частичек превышает 10 – 15 мкм. При вдыхании такой пыли вместе с воздухом частички задерживаются в обо-

лочке верхних дыхательных путей и вызывают ее раздражение и даже воспаление. Наиболее вредными являются частички крупностью 1 – 5 мкм, которые при попадании в легкое содействуют уплотнению легочной ткани и возникновению пневмокониоза. Наиболее вредная в этом отношении кварцевая пыль с содержанием SiO_2 больше 10 %. Человек, который работает на протяжении 10 и больше лет в среде угольной пыли может заболеть одним из разновидностей пневмокониоза – антракозом. [11].

Более острое действие пыли на глаза и кожу: тонкая пыль содействует воспалению роговицы глаз, а крупная пыль может послужить причиной механических повреждений глаза.

Следовательно «источник загрязнения» атмосферы является обширным понятием которое можно широко интерпретировать, особенно вследствие производственной деятельности человека.

4.3 Мероприятия по борьбе с вредными действиями в подготовительных цехах обогатительных фабрик

Нейтрализация шума на обогатительных фабриках осуществляется мерами общего и индивидуального характера. Меры общего характера предусматривают замену машин или отдельных узлов с высоким уровнем шума на бесшумные; надежную звукоизоляцию источников шумообразования; дистанционное управление работой машин; использование резины для футеровки и для прокладок. Меры индивидуального характера включают использование заглушек и наушников при работе с машинами с высоким уровнем шума.

Возникновение вибраций предотвращается установкой машин, которые служат причиной вибраций, на специальные фундаменты с виброизоляцией и на фундаменты не связанные со строением фабрики. Для виброизоляции применяют прокладки из резины, войлока, пробки, дерева, а также пружины.

На обогатительных фабриках для *борьбы с пылью* проводят такие меры:

- уменьшение пылеобразования в процессах переработки полезных ископаемых за счет: уменьшения мест перегрузки при транспортировке и высоты падения, применение способов дробления и грохочения, которые не содействуют значительному пылеобразованию;
- защита мест образования пыли и отсасывание воздуха из этих мест;
- применение закрытых желобов и конвейеров при транспортировке полезных ископаемых;
- орошение мест образования пыли или обработка их паром;
- уменьшение скорости движения воздуха в местах образования пыли;
- предварительное обеспыливание полезных ископаемых;
- осуществление местной вытяжной и общеобменной вентиляции.

Защитные средства дробилок в большинстве случаев предусматривают отсасывание запыленного воздуха при загрузке исходного материала и разгрузке дробленого продукта.

Защитные средства грохотов предусматривают отсасывание запыленного воздуха из нескольких точек: сверху отсасывание запыленного воздуха делается в месте загрузки материала на грохот, снизу отсасывания запыленного воздуха делается из поддона, также отсасывания запыленного воздуха осуществляется в месте падения материала из грохота на конвейер. [5].

Места загрузки и разгрузки бункеров, где выделяется большое количество пыли, должны быть оборудованы защитными средствами с отсасыванием пыли. [11].

Шнеки, питатели смешиватели и другие аппараты, которые имеют герметичные покрытия, в дополнительных защитных средствах не нуждаются, но при загрузке и разгрузке материала должно быть предусмотрено отсасывания пылевоздушной смеси.

Защита обогатительного и транспортного оборудования имеет большое значение для успешной борьбы с пылеобразованием в промышленных помещениях обогатительных фабрик. Герметизация защитных устройств за счет применения резиновых и войлочных прокладок в местах соединений их отдельных частей гарантирует на 80 – 90 % устранение возможности проникновения пыли за границы защитных устройств.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Экономическое состояние нашего региона неразрывно связано с четким функционированием и развитием угольной промышленности. В ряде отраслей тяжелой промышленности важной стадией является предварительная подготовка минерального сырья к переработке. Технология подготовительных процессов включает ряд операций которые акумулярно влияют на планируемую эффективность предприятий-производителей.

Одним из основных факторов сдерживания является несовершенство подготовительного аппарата для исследований процессов дробления и измельчения и как следствие возникновение цели для разработки новых экспериментальных исследований.

Следовательно, необходимо провести анализ недостатков и преимуществ в существующем оборудовании для подготовительных операций дробления и измельчения с целью усовершенствования конструкций и технологических схем их применения.

Научно обосновать и интерпретировать современные принципы эффективного дробления и измельчения минерального сырья, приняв за основу оборудование дробилок и мельниц нового типа которые несут в себе новую модульную концепцию перспективного промышленного использования.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Измельчение. Энергетика и технология / Г. Г. Пивняк [и др.]. - Москва : Руда и металлы, 2007. - 296 с.
2. Корчевский, А. Н. Опыт применения процессов и аппаратов вибрационного пневматического обогащения сырьевых ресурсов : монография / А. Н. Корчевский. - Донецк : Восточный изд. дом, 2015. - 233 с.
3. Федотов, К. В. Проектирование обогатительных фабрик / К. В. Федотов, Н. И. Никольская. - Москва : Горная книга, 2012. - 533 с.
4. Полулях, А. Д. Технологическо-экологический инжиниринг при обогащении полезных ископаемых / А. Д. Полулях, П. И. Пилов, Д. А. Полулях. - Донецк : Нац. горный ун-т, 2012. – 713 с.
5. Корчевский, А. Н. Экология отраслевого производства / А. Н. Корчевский. - Донецк : Восточный изд. дом, 2015. – 184 с.
6. Андреев, С. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых / С. Е. Андреев, В. А. Перов, В. В. Зверевич. – Москва : Недра, 1980. – 415 с.
7. Шинкоренко, С. Ф. Технология измельчения руд черных металлов / С. Ф. Шинкоренко. - Москва : Недра, 1982. – 231 с.
8. Пивняк, Г. Г. Ресурсосбережения и интенсификация процессов измельчения / Г. Г. Пивняк, В. И. Кириченко. – Днепропетровск : НГУ, 2001. - 163 с.
9. Линч, А. Дж. Циклы дробления и измельчения / А. Дж. Линч. - Москва : Недра, 1981. - Том 1. – 342 с.
10. Бутовецкий, В. С. Охрана природы при обогащении углей / В. С. Бутовецкий. - Москва : Недра, 1991. – 230 с.
11. Красавин, А. П. Защита окружающей среды в угольной промышленности / А. П. Красавин. - Москва : Недра, 1991. – 220 с.
12. Надутый, В. П. Математическое моделирование сегрегации при вибрационном грохочении влажного минерального сырья / В. П. Надутый, Е. С. Лапшин. - Днепропетровск : НГУ, 2008. - С. 30-38

- 13 Вайсберг, Л. А. Просеивающие поверхности грохотов / Л. А. Вайсберг, А. Н. Картавий, А. Н. Коровников. - Санкт-Петербург : ВСЕГЕИ, 2005. – 345 с.
14. Кусков, В. Б. Обогащение и переработка полезных ископаемых / В. Б. Кусков, М. В. Никитин. - Санкт-Петербург : Горный техн. ун-т, 2002. – 84 с.
15. Брагина, В. И. Технология обогащения полезных ископаемых / В. И. Брагина. - Красноярск : СФУ, 2010. – 400 с.
16. Абрамов, А. А. Переработка и комплексное использование твердых полезных ископаемых / А. А. Абрамов. - Москва : Московский горный ин-т, 2004. – 470 с.
17. Марюта, А. Н. Управление фрикционными колебаниями нагрузки барабанных мельниц с целью интенсификации измельчения трением / А. Н. Марюта // Проблемы трения и изнашивания : республиканский науч.-техн. сб. - 1988. - Вып. 34. – С. 18–28.
18. Новицкий, И. В. Автоматическая оптимизация процессов самоизмельчения руд в барабанных мельницах / И. В. Новицкий. - Днепропетровск : Системные технологии, 2000. – 194 с.
19. Надутый, В. П. Моделирование и средства интенсификации дробильно-сортировочных комплексов : монография / В. П. Надутый. – Днепропетровск : НГА Украины, 2002. – 203 с.
20. Надутый, В. П. Вибрационное грохочение горной массы повышенной влажности : монография / В. П. Надутый, В. В. Калиниченко. - Днепропетровск : НГА Украины, 2004. – 135 с.
21. Франчук, В. П. Лабораторные испытания грохота с пространственными колебаниями / В. П. Франчук, В. А. Федоскин. - Днепропетровск : НГУ, 2008. - № 33(74). – С. 61-65.
- 22 Надутый, В. П. Вероятностные процессы вибрационной классификации минерального сырья : монография / В. П. Надутый, Е. С. Лапшин. – Киев : Наук. думка, 2005. – 179 с.

23. Засельский, В. И. Инерционные грохоты с неоднородными колебаниями : монография / В. И. Засельский. – Днепропетровск : Пороги, 2007. – 144 с.

24. Математическое моделирование процессов обогащения полезных ископаемых : монография / В. Н. Павлыш [и др.]. – Днепропетровск : ВИК, 2014. – 463 с.

Корчевский Александр Николаевич, канд. техн. наук, доцент

Назимко Елена Ивановна, докт. тех. наук, профессор

Серафимова Людмила Ивановна, канд. техн. наук, доцент

Науменко Виктория Георгиевна, канд. техн. наук, доцент

Подготовительные процессы при обогащении полезных ископаемых.

Дробление, измельчение, грохочение и классификация.

Учебное пособие

Подписано к печати
Формат . Бумага офисная.