

Е.Е.СЕРГО

**ДРОБЛЕНИЕ,
ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ
И ГРОХОЧЕНИЕ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**



**ВЫСШЕЕ
ОБРАЗОВАНИЕ**

6171.9
С 322

Е.Е.СЕРГО

ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ И ГРОХОЧЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Допущено Министерством высшего и среднего специального образования СССР в качестве учебника для студентов вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых»

001708

КНИЖНИЦА
Р
Главная библиотека
3041608



МОСКВА „НЕДРА” 1985

Серго Е. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учебник для вузов.— М.: Недра, 1985.— 285 с.

Изложены основы теории процессов грохочения, дробления и измельчения. Рассмотрено наиболее распространенное современное оборудование. Даны рекомендации по выбору и расчету схем дробления, измельчения и грохочения, а также соответствующего оборудования. Показаны основные направления совершенствования и повышения эффективности процессов рудоподготовки. Значительное внимание уделено их автоматизации и регулированию. Приведены основные правила эксплуатации оборудования.

Для студентов горных и горно-металлургических вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых».

Табл. 22, ил. 117, список лит.— 31 назв.

Рецензенты: кафедра обогащения полезных ископаемых Свердловского горного ин-та и Г. В. Губин, проф. д-р техн. наук (Криворожский горнорудный ин-т)

205100

Основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года предусматривается дальнейшее развитие и повышение эффективности обогащательных процессов. Процессы дробления, измельчения и грохочения относятся к основным операциям рудоподготовки, без их применения невозможно обогащение полезных ископаемых. Эти процессы являются наиболее энергоемкими и дорогостоящими. Капитальные и эксплуатационные затраты на них могут достигать 70 % всех затрат на обогащение. Поэтому совершенствование дробильно-измельчительного оборудования, применение наиболее эффективных и экономичных способов измельчения, упрощение схем и компоновочных решений цехов дробления и измельчения имеют важное народнохозяйственное значение.

За последние годы в области теории и практики процессов дробления, измельчения и грохочения произошли значительные изменения. Получили дальнейшее развитие теоретические основы процессов дробления (измельчения), созданы и внедрены новые конструкции грохотов, дробилок и мельниц. Наряду с этим часть оборудования для дробления, измельчения и грохочения устарела и снята с производства. С учетом последних достижений науки и практики и написан данный учебник. Он предназначен для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых».

В учебнике рассмотрены принципы раскрытия полезных ископаемых, показаны пути и тенденции развития технологии и техники рудоподготовки; описаны типы просеивающих поверхностей, новые конструкций грохотов, дробилок и мельниц; приведены последние данные по теории процессов (в частности, по механике измельчающей среды, моделированию процесса измельчения и др.); освещен опыт применения самоизмельчения руд в СССР и за рубежом. Описаны принцип действия и схемы устройства наиболее распространенных грохотов, дробилок и мельниц, а в технических характеристиках приведены данные и по другим конструктивным разновидностям и типоразмерам оборудования.

В учебнике даны рекомендации по выбору и расчету схем дробления и измельчения, а также грохотов, дробилок и мельниц. Приведены основные правила эксплуатации и рекомендации по автоматизации работы этих машин.

Глава I
ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

§ 1. СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ АНАЛИЗА
ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА

Полезное ископаемое после его добычи или дробления представляет собой смесь зерен различной крупности от долей микрометра до сотен миллиметров. Соотношение массовых содержаний зерен различной крупности, входящих в состав полезного ископаемого, называется его гранулометрическим составом.

Результаты анализа материала по крупности дают возможность определить производительность обогатительных машин, эффективность работы грохотов, классификаторов, дробилок и мельниц, необходимую крупность измельчения материала для эффективного раскрытия рудных и нерудных минералов, ряд других важных показателей и параметров технологических процессов на обогатительных фабриках.

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

Гранулометрический состав полезных ископаемых определяют в результате ситового, седиментационного, микроскопического и других анализов или же путем непосредственного измерения размеров отдельных зерен.

Оценка крупности непосредственным измерением размеров зерен применяется обычно для составления гранулометрической характеристики материала крупностью выше 150—200 мм.

Зерна полезных ископаемых имеют неправильную форму, и их крупность может быть охарактеризована лишь несколькими размерами. Для практических целей зерна желательно характеризовать одним размером, так называемым диаметром.

Для определения диаметра d зерен, по форме близких к шару или кубу, достаточно измерить их в одном направлении. При вычислении диаметра таких зерен пользуются одной из следующих формул:

$$d = b; \quad (1)$$

$$d = b\sqrt{2}; \quad (2)$$

$$d = b\sqrt{3}, \quad (3)$$

где b — размер зерна в одном направлении.

Формула (1) применяется для вычисления диаметра зерен по форме, близкой к шару, а формулы (2) и (3) — для зерен по форме, приближающейся к кубу.

Для определения диаметра зерен, имеющих форму параллелепипеда или пластинки, необходимо измерить их в двух или трех взаимно перпендикулярных направлениях. При вычислении диаметра пользуются формулами:

$$d = (a + b)/2; \quad (4)$$

$$d = \sqrt{ab}; \quad (5)$$

$$d = (a + b + c)/3; \quad (6)$$

$$d = \sqrt{abc}. \quad (7)$$

Формулы (4) и (5) применяются для вычисления диаметра зерен, имеющих форму параллелепипеда или пластинки с квадратным сечением; формулы (6) и (7) — для зерен, имеющих разные размеры по трем взаимно перпендикулярным направлениям.

На практике очень часто требуется определить также средний диаметр d_{cp} зерен в смеси. Для этого пользуются следующими формулами:

$$d_{cp} = (d_1 + d_2)/2; \quad (8)$$

$$d_{cp} = \sqrt{d_1 d_2}; \quad (9)$$

$$d_3 = \sqrt[3]{6V/\pi} = 1,24 \sqrt[3]{G/\delta}, \quad (10)$$

где d_1 и d_2 — диаметр наибольшего и наименьшего зерен в смеси, м; d_3 — эквивалентный диаметр зерна, т. е. диаметр шара, объем которого равен объему данного зерна неправильной формы, м; V — объем данного зерна неправильной формы, м³; G — масса зерна, кг; δ — плотность зерна, кг/м³.

Формулы (8) и (9) применяются для вычисления среднего размера зерен, градация которых по крупности от наибольшего до наименьшего значения равномерная и число зерен в каждом классе одинаково; формула (10) используется для смеси зерен, ограниченных узким классом.

Методика определения d_3 заключается в следующем. Изучаемый исходный материал классифицируется на ряд узких классов. Из каждого класса отбирается 50—100 зерен (с соблюдением правил отбора средней пробы). Отобранные зерна взвешиваются. Полученные массы проб делятся на плотность полезного ископаемого и число зерен в пробе, т. е. определяется средний объем одного зерна, по которому вычисляется эквивалентный диаметр для данного класса.

На практике средневзвешенный диаметр зерна чаще всего вычисляют по формуле

$$D = \frac{\sum \gamma_i d_i}{\sum \gamma_i} = \frac{\gamma_1 d_1 + \gamma_2 d_2 + \dots + \gamma_n d_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}, \quad (11)$$

где γ — выходы отдельных классов; d_i — средние диаметры отдельных классов; $i = 1, 2, \dots, n$.

Ситовым анализом называется операция разделения пробы материала по крупности на ряд классов, которые характеризуются наибольшими и наименьшими размерами содержащихся в них зерен. Ситовый анализ производится для определения массовых выходов отдельных классов в полезном ископаемом. Обычно определяется также содержание в классах интересующих компонентов.

Разделение пробы на классы производится путем тщательного просеивания ее через набор сит с определенными размерами отверстий. На практике ситовый анализ применяется для исследований материала крупностью от 150—200 до 0,074 (0,043) мм. Гранулометрический состав материала крупностью менее 0,074 (0,043) мм обычно определяется посредством седиментационного анализа.

В практике обогащения для ситового анализа применяют контрольные сита, изготовленные из проволочных или синтетических тканых сеток с квадратными отверстиями. Соотношение размеров отверстий сит в наборе (комплекте) может быть постоянным и непостоянным. Обычно набор сит для рассева руды включает сита с размерами отверстий: 60; 40; 30; 20; 10; 5; 2,5; 1 мм; для рассева угля 150; 100; 50; 25; 13; 6; 3; 1; 0,5 мм. Для рассева мелких материалов применяются контрольные сита с квадратными ячейками, изготовленные по ГОСТ 3584—73 (табл. 1). Крупные контрольные сита, с размерами ячеек в свету от 2,5 до 1 мм, соответствуют 10-му нормальному ряду чисел в машиностроении, а более мелкие — 20-му ряду. Эти ряды имеют модули $\sqrt[10]{10} = 1,26$ и $\sqrt[20]{10} = 1,12$ соответственно. Модулем называется постоянное отношение смежных размеров ячеек (отверстий) в наборе сит.

При комплектовании набора контрольных сит сетки с размерами ячеек от 1,6 до 0,045 мм подбирают по разреженному 20-му ряду с модулем, близким к $1,12^3 \approx 1,41$, с размерами ячеек 1,6; 1,25; 0,8; 0,56; 0,4; 0,28; 0,2; 0,14; 0,1; 0,071; 0,045 мм. Для особо точного анализа тонких продуктов в СССР применяется набор сит с модулем 1,12 и размерами ячеек 0,071; 0,063; 0,056; 0,05; 0,045 мм.

За рубежом применяются контрольные сита других систем: шкалы Тайлера и ASTM.

Шкала Тайлера имеет два модуля: $\sqrt{2} = 1,41$, начиная

Таблица 1. Проволочные тканые сетки с квадратными ячейками, контрольные по ГОСТ 3584—73

Номер сетки	Номинальный размер стороны ячейки в свету, мм	Максимальное отклонение от номинального размера, %	Предельное отклонение среднего арифметического размера стороны ячейки в свету от номинального, %	Номинальный диаметр проволоки, мм	Предельное отклонение от номинального диаметра, мм
004 0045 005 0056	0,040 0,045 0,050 0,056	40	±7	0,030 0,036 0,036 0,040	±0,003
0063 0071	0,063 0,071	30		0,045 0,050	
008	0,080	20	±6	0,050	±0,004
009 01	0,090 0,100			0,060 0,060	
0112 0125 014	0,112 0,125 0,140	15	±5	0,080 0,080 0,090	±0,005
016	0,160	0,100			
018 02 0224 025 028 0315	0,180 0,200 0,224 0,250 0,280 0,315	12	±5	0,120 0,120 0,120 0,120 0,140 0,160	±0,008
0355	0,355	0,160			
04	0,400	10	±5	0,160	±0,012
045 05 056 063 07 08	0,450 0,500 0,560 0,630 0,700 0,800			0,200 0,250 0,250 0,300 0,300 0,300	
09 1 1,25	0,900 1,000 1,250	±4	±4	0,400 0,400 0,400	±0,015
1,6 2 2,5	1,600 2,000 2,500			0,500 0,500 0,500	

с 8 меш* (2,362 мм) и кончая 150 меш (0,104 мм); $\sqrt[4]{2} = 1,189$, начиная с 150 меш (0,104 мм) и кончая 325 меш (0,043 мм). За основное принято сито 200 меш с размером отверстия в свету 0,074 мм. Чаще применяется неполная шкала Тайлера с модулем $\sqrt{2}$.

Методы проведения ситовых анализов унифицированы. Поэтому при отборе, подготовке и ситовом анализе проб различных полезных ископаемых необходимо строго выполнять действующие ГОСТы.

§ 2. МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ СИТОВОГО АНАЛИЗА

Достоверность характеристики исходного материала по крупности зависит в первую очередь от массы пробы, метода ее отбора и точности ситового анализа.

Максимальная масса M (кг) пробы руды для гранулометрического анализа рассчитывается по эмпирической формуле

$$M = 0,02d^2 + 0,5d, \quad (12)$$

где d — размер максимального зерна, мм.

В зависимости от требуемой точности анализа и влажности исходного материала ситовый анализ может выполняться сухим или комбинированным способом. При невысокой влажности материала в том случае, если не требуется особой точности, применяют сухой способ отсева.

При повышенной влажности материала крупностью 0—13 мм, затрудняющей нормальный рассев сухим способом, пробу предварительно подсушивают. Потери в массе распределяют пропорционально выходам отдельных классов, полученных при расसेве. Крупные классы сушке не подвергаются. Ситовый

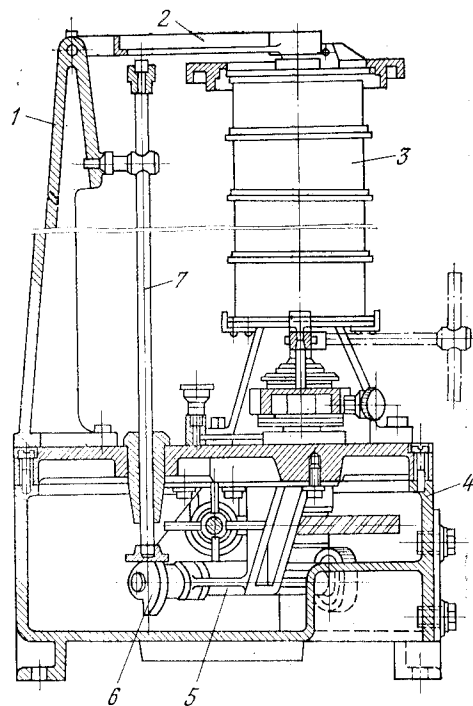


Рис. 1. Механический встряхиватель

* Термин «меш» обозначает число квадратных отверстий на один линейный дюйм (25,4 мм) сетки.

анализ крупных материалов производится на грохотах лабораторного типа.

Просеивание мелкозернистых материалов (крупностью до 6 мм) осуществляется с помощью механических встряхивателей.

Один из таких встряхивателей показан на рис. 1. Он состоит из корпуса 1, набора сит 3, приводного механизма, расположенного в масляной ванне 4 и сообщающего набору сит вращательное движение в горизонтальной плоскости. На валик 5 насажен кулачок 6. При вращении валика кулачок поднимает шток 7 ударника 2, который встряхивает набор сит.

Просеивание материала продолжается 10—30 мин. Продолжительность просеивания зависит от влажности и крупности материала; мелкий и влажный материал требует большего времени просеивания. Затем на встряхивателе или вручную обязательно делается проверка полноты отсева на тех же ситах.

Операция просеивания как крупного, так и мелкого материала считается законченной, если при контрольном просеивании в течение 1 мин масса материала, прошедшего через сито, не будет превышать 1 % массы материала, оставшегося на сите.

§ 3. ОБРАБОТКА ДАННЫХ СИТОВОГО АНАЛИЗА

Все классы взвешивают и определяют их выход в процентах. Потери при расसेве, не превышающие 1 % массы исходной пробы, распределяют пропорционально выходам каждого класса. Потери свыше 1 % не допускаются. Данные отсева пробы и химического анализа отдельных классов заносят в таблицу. Пример расположения данных приведен в табл. 2.

Графически результаты ситового анализа оформляют в виде суммарной характеристики крупности «по плюсу» (суммарный остаток материала на ситах) или «по минусу» (суммарный

Таблица 2. Результаты ситового анализа

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание определяемого компонента, %	Суммарный выход, %	
			«По плюсу»	«По минусу»
+100	3,70	20,19	3,70	100,0
—100+50	10,71	18,28	14,41	96,30
—50+25	10,45	15,25	24,86	85,59
—25+13	12,70	14,44	37,56	75,14
—13+6	18,48	13,10	56,04	62,44
—6+3	12,99	13,69	69,03	43,96
—3+1,5	10,01	12,70	79,04	30,97
—1,5+0,75	11,00	13,05	90,04	20,96
—0,75+0	9,96	12,75	100,00	9,96
Исходный	100,00	14,26	—	—

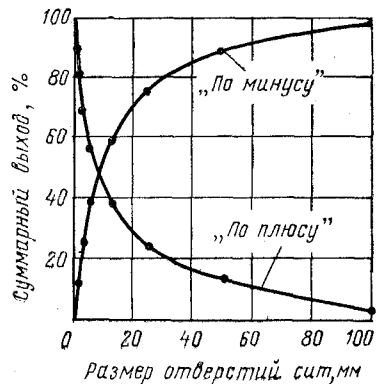


Рис. 2. Суммарная характеристика крупности материала в простой линейной сетке

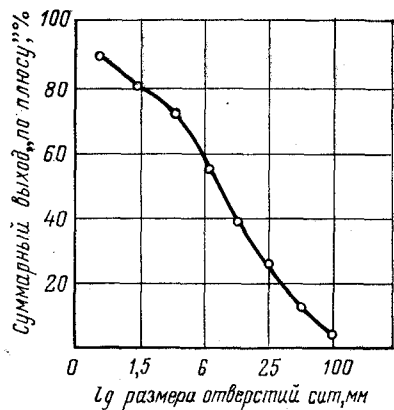


Рис. 3. Суммарная характеристика крупности в полулогарифмической сетке

просев) (рис. 2). На оси ординат откладывают суммарный выход классов в процентах, а на оси абсцисс — размер отверстий сит или диаметр зерен в миллиметрах.

Вогнутая кривая суммарной характеристики крупности «по плюсу» указывает на преобладание мелких зерен, а выпуклая — крупных. Выход промежуточных классов можно определить интерполяцией.

Использование линейной шкалы для построения таких кривых удобно при небольшом числе классов и не очень резком различии максимальных и минимальных размеров зерен в исходной пробе. Если в материале преобладают мелкие зерна и необходимо знать выход этих классов, удобно пользоваться полулогарифмической шкалой. Для построения кривой характеристики крупности откладывают на оси ординат, как и в предыдущем случае, суммарные выходы, а на оси абсцисс — логарифмы размеров отверстий сит (рис. 3).

Для набора сит, имеющих постоянный модуль (в нашем примере 2), построение кривой весьма удобно. Ось абсцисс делится на равные отрезки, длина которых соответствует выбранному масштабу модуля (например, $\lg 2 = 1$ см).

Первую точку, соответствующую логарифму диаметра отверстия самого мелкого сита (например, $\lg 0,75$), откладывают на произвольном расстоянии от нулевой абсциссы. Следующее сито имеет размер отверстий 1,5 мм. При модуле 2 имеем: $1,5 = 0,75 \times 2$ или $\lg 1,5 = \lg 0,75 + \lg 2$.

Следовательно, точка оси абсцисс, соответствующая $\lg 1,5$, должна отстоять от точки $\lg 0,75$ на расстоянии 1 см и т. д.

Доведение кривой до нулевой абсциссы невозможно, так как $\lg 0 = -\infty$. Поэтому полулогарифмическая кривая характери-

стики крупности должна быть ограничена надрешетным продуктом наиболее мелкого в наборе сита, а в нашем примере 0,75 мм.

В некоторых случаях строят кривые характеристики крупности в логарифмической сетке. По оси абсцисс откладывают логарифмы размеров частиц в микрометрах, а по оси ординат — логарифмы выходов каждой фракции в процентах.

Пользуясь логарифмической кривой, можно определить выход классов любой крупности таким же способом, как и на простой сетке. По наклону прямолинейного участка кривой к оси абсцисс можно судить о содержании в материале мельчайших классов: чем больше угол ее наклона, тем меньше находится в нем мелких зерен.

Логарифмическая кривая в некоторых случаях позволяет установить наличие закономерности распределения в материале зерен по крупности.

§ 4. УРАВНЕНИЯ ХАРАКТЕРИСТИК КРУПНОСТИ

Если суммарная характеристика крупности «по минусу» в логарифмической сетке имеет вид прямой, то уравнение, описывающее ее, можно представить уравнением прямой линии в логарифмических координатах:

$$\lg(100 - R) = A \lg x + \lg B,$$

где R — суммарный остаток на сите с отверстием x ; A — коэффициент, равный тангенсу угла наклона прямой; $\lg B$ — отрезок, отсекаемый прямой на оси ординат.

В результате потенцирования вышеприведенного уравнения получим

$$100 - R = Bx^A. \quad (13)$$

Это уравнение Годэна—Андреева. Коэффициент A определяет направление и степень изгиба суммарной кривой характеристики крупности материала, т. е. он позволяет судить о преобладании в материале крупных или мелких зерен.

При максимальном размере зерна $x = x_{\max}$ и $R = 0$ из уравнения (13) получим $B = 100/x_{\max}^A$.

Если диаметр зерен материала принимать в относительных единицах по отношению к x_{\max} , то уравнение (13) можно представить в виде

$$100 - R = 100 (x/x_{\max})^A. \quad (14)$$

Уравнение (14) справедливо только для мелких продуктов дробления и измельчения.

Обработка большого числа данных гранулометрических анализов продуктов дробления и измельчения показала, что функциональная зависимость между суммарным остатком на сите и крупностью зерен в большинстве случаев с достаточной

для практики точно описывается уравнением Розина—Раммлера:

$$R = 100e^{-bx^n}, \quad (15)$$

где R — суммарный выход класса крупнее x («по плюсу»), %; x — размер отверстий сита; b и n — параметры, зависящие от свойств материала и размерности величины x .

Параметр b косвенно характеризует содержание тончайших (меньше 1 мкм) зерен: чем их больше в материале, тем больше b .

Параметр n характеризует степень вогнутости кривой суммарных остатков, построенной в координатах $R=f(d/d_c)$, где d — размер ячеек сита, мкм; d_c — размер ячеек такого сита, на котором получается «стандартный» остаток на сите ($R_c = 36,8\%$).

После двойного логарифмирования уравнения Розина—Раммлера получается уравнение прямой

$$\lg \lg (100/R) = n \lg x + \lg (b \lg e). \quad (16)$$

Для построения графика можно пользоваться обыкновенной сеткой (миллиметровкой), откладывая по оси абсцисс $\lg x$, а по оси ординат $\lg \lg (100/R)$. Более удобно пользоваться специальной сеткой, по оси абсцисс которой отложены в логарифмическом масштабе значения $\lg x$, а по оси ординат — значения отношения $100/R$ в двойном логарифмическом масштабе.

Пример такого построения графика по данным табл. 3 показан на рис. 4.

Для определения значения параметров b и n на прямой, проведенной по нанесенным точкам, выделяют две точки, максимально удаленные одна от другой. Для них определяют численные значения $\lg x$ и $\lg \lg (100/R)$ и производят вычисления значений b и n .

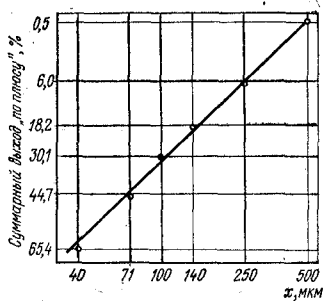


Рис. 4. Суммарная характеристика крупности, построенная по уравнению Розина—Раммлера

Таблица 3. Данные для построения характеристики крупности по Розину—Раммлеру

Размер отверстий сита x , мкм	$\lg x$	Суммарный выход «по плюсу» R , %	$100/R$	$\lg (100/R)$	$\lg \lg (100/R)$
500	2,700	0,5	200,0	2,300	0,362
250	2,400	6,0	16,7	1,221	0,086
140	2,146	18,2	5,5	0,741	-0,129
100	2,000	30,1	3,32	0,521	-0,283
71	1,851	44,7	2,24	0,350	-0,457
40	1,602	65,4	1,53	0,184	-0,736

Параметр n определяется как тангенс угла наклона прямой к оси абсцисс:

$$n = \frac{\lg \lg (100/R_1) - \lg \lg (100/R_2)}{\lg x_1 - \lg x_2}. \quad (17)$$

Зная n , можно определить b .

Так как из уравнения (15) $100/R_1 = e^{bx_1^n}$,

$$b = \frac{\lg (100/R_1)}{x_1^n \lg e}. \quad (18)$$

При использовании уравнения Розина—Раммлера необходимо помнить, что нулевой выход по этому уравнению достигается только при бесконечно большой крупности материала, т. е. $R=0$ при $x=\infty$. Поэтому необходимо принимать конечную крупность материала, соответствующую какому-то определенному значению выхода класса.

В. В. Товаровым предложено модифицированное уравнение вида

$$R = 100k^d, \quad (19)$$

где $k=0,368^b$; b — параметр в уравнении Розина—Раммлера; d — размер отверстий контрольного сита, мкм.

Параметр k характеризует долю частиц (по массе), крупнее единицы принимаемых размеров (мкм или мм).

Уравнения характеристики крупности материалов позволяют решать ряд задач: определять зависимость между R и x , число зерен в любом классе, площадь поверхности зерен, удельную поверхность и др.

Если в прямоугольных координатах на оси абсцисс нанести в масштабе границы интервалов крупности материала (крупность классов), а по оси ординат частоту наблюдений в каждом интервале (число зерен в каждом классе или их массу), то получим ступенчатую диаграмму (гистограмму) распределения зерен материала. Если середины верхних оснований прямоугольников частот (рис. 5) соединить ломаной кривой, то получим полигон частот. Число относительных частот, входящих на единицу ширины интервала, называют плотностью распределения. При малой ширине интервалов крупности ломаная кривая превращается в плавную кривую распределения. Эта кривая показывает число зерен в каждом классе крупности

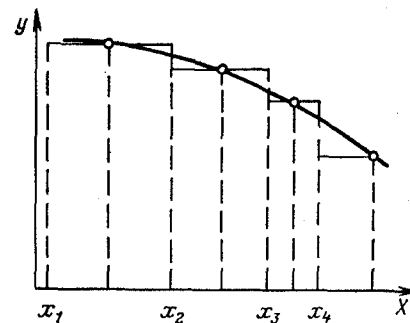


Рис. 5. Кривая распределения по числу зерен

или их массовый выход в данном материале, дает наглядное представление о его гранулометрическом составе.

Кривые суммарной характеристики крупности и распределения дают достаточно полную характеристику гранулометрического состава материала.

§ 5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ УДЕЛЬНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Для определения удельной поверхности измельченных продуктов применяют в основном два метода: расчетно-графический (по данным гранулометрического состава) и экспериментальный (по скорости фильтрования жидкости, адсорбции газов или другим параметрам, зависящим от удельной поверхности материала фильтра).

Результаты, полученные при различных методах определения, нельзя непосредственно сравнивать, так как по-разному учитывается пористость или шероховатость поверхности.

Для определения скорости фильтрования применяют различные приборы. Рассмотрим прибор Товарава (рис. 6). Он состоит из гильзы 1, плунжера 2, аспиратора 12 и водяного манометра 14. Гильза представляет собой установленную на подставке трубку с внутренним диаметром $25,2 \pm 0,1$ мм. Между подставкой и гильзой зажимается металлический диск 8 с отверстиями и кольцевая резиновая прокладка 9 шириной 3 мм, толщиной 2 мм и диаметром 43 мм. При закреплении гильзы на подставке болтами 7 необходимо следить, чтобы резиновая прокладка не

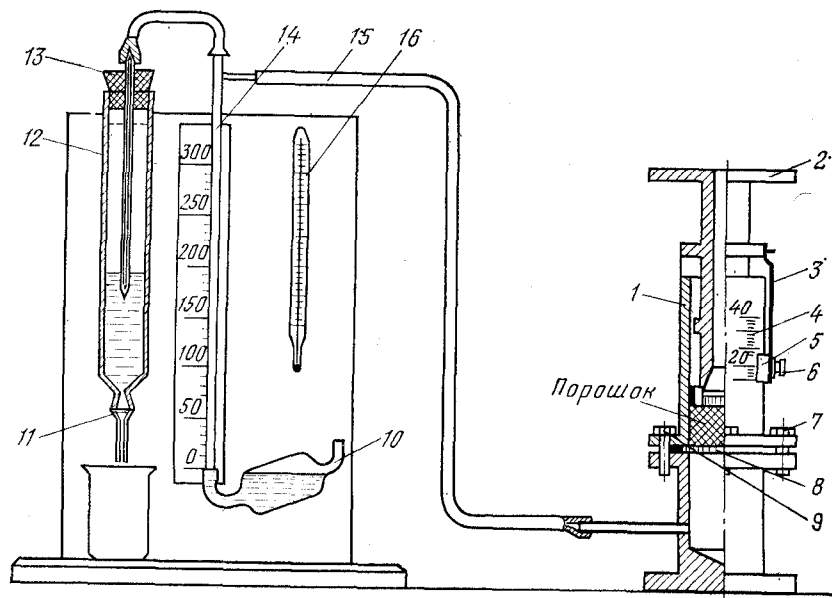


Рис. 6. Прибор Товарава для определения удельной поверхности

попала между гильзой и диском 8. На последний кладется кружок фильтровальной бумаги. Затем в гильзу насыпается навеска анализируемого материала, предварительно подсушенного, охлажденного на воздухе и взвешенного с точностью до 0,1 г.

Легкими ударами подставки о стол поверхность навески в гильзе выравнивают. Затем на нее кладут лист фильтровальной бумаги, диаметр которого должен быть точно равен внутреннему диаметру гильзы, после чего навеска прессуется плунжером 2 до соприкосновения упорного кольца плунжера с гильзой.

Если упорное кольцо не доходит до гильзы, то массу навески следует уменьшить. Необходимая масса навески m_2 определяется по формуле

$$m_2 = 15m_1/L_1,$$

где m_1 — предварительно взятая масса навески, г; L_1 — высота слоя навески, соответствующая массе навески m_1 , мм.

Значение L_1 определяется с помощью миллиметровой шкалы 4, нанесенной на гильзе, и шкалы нониуса 5, закрепленной на плунжере. Устанавливают нониус перемещением его на планке 3, а фиксируют с помощью болта 6. Если плунжер легко доходит до упора, то навеску следует увеличить.

Аспиратор действует по принципу сосуда Мариотта и обеспечивает постоянную скорость фильтрования воздуха через слой порошка. Перед проведением анализа из аспиратора вынимают пробку 13, наливают в него дистиллированную воду примерно до уровня, показанного на рис. 6, и вставляют пробку обратно. В манометр 14 наливают подкрашенную дистиллированную воду с двумя-тремя каплями концентрированной соляной кислоты и устанавливают его на нуль, передвигая при этом сосуд 10 в вертикальной плоскости. Открывают кран аспиратора 11, и по трубе 15 начинает течь вода в стакан, установленный под аспиратором. Если стабильное разрежение, измеряемое манометром, достигнуто, записывают показания прибора и измеряют расход воды.

Для проверки герметичности соединений после заливки воды в аспиратор гильзу плотно закрывают пробкой и, открыв кран аспиратора, ожидают прекращения выхода воды. Если течение воды из аспиратора не прекращается, проверяют герметичность всех соединений. Температуру измеряют термометром 16.

Правильность показания прибора проверяется пяти-шестикратным контрольным измерением удельной поверхности эталонного порошка с известной удельной поверхностью при толщине его слоя 30 мм. Затем вычисляют поправочный коэффициент a , $a = S_0/S_3$, где S_3 — удельная поверхность эталонного порошка; S_0 — удельная поверхность, полученная в результате пяти-шестикратного измерения.

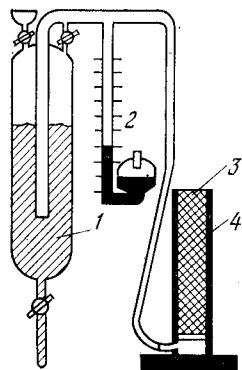


Рис. 7. Прибор Соминского—Ходакова для определения удельной поверхности:

1 — аспиратор; 2 — манометр; 3 — порошок; 4 — кювета

Если значение коэффициента a отличается от 1 на $\pm 0,05$ и более, то он вводится в расчетную формулу.

Удельную поверхность S см²/г рассчитывают по формуле

$$S = \frac{14ak}{\delta} \sqrt{\frac{HTm^3}{V_B \eta (1-m)^2}}, \quad (20)$$

где k — константа прибора; δ — плотность материала, г/см³; H — разрежение по показаниям манометра, 10² Па; T — продолжительность опыта, с; m — коэффициент пористости материала, доли ед.; V_B — объем воздуха, прошедшего в процессе опыта через слой материала, равный объему воды в колбе, см³, η — вязкость воздуха при температуре опыта, 0,1 Па·с;

$$k = \sqrt{\pi d^2 / 4 h_2},$$

где d — внутренний диаметр гильзы, см; h_2 — высота слоя материала в гильзе, см;

$$m = 1 - \delta_n / \delta,$$

где δ_n — насыпная плотность материала в состоянии уплотнения, г/см³.

Значения для η и m приведены в приложениях 1 и 2.

Средний диаметр зерна сферической формы d (мкм) определяется по формуле

$$d = 6 \cdot 10^4 / (S\delta). \quad (21)$$

Прибор Товарова применяется для определения удельной поверхности грубодисперсных систем.

В приборе Соминского—Ходакова (рис. 7) имеется кювета, предназначенная для измерения высоты слоя испытуемого материала. При определении удельной поверхности этим прибором проводить предварительные опыты по выбору навески материала не нужно.

Для контроля удельной поверхности как высокодисперсных, так и грубодисперсных систем применяют другие приборы, например прибор Дерягина, принцип действия которого основан на измерении сопротивления, оказываемого анализируемым порошком протеканию с заданной скоростью разреженного воздуха.

Полная удельная поверхность порошков измеряется с помощью адсорбционных методов. Они основаны на определении массы адсорбированного вещества в монослое. В отличие от методов, основанных на определении скорости фильтрования воз-

духа, эти методы дают возможность измерять полную удельную поверхность с учетом поверхности пор внутри частиц, а не только внешнюю (суммарная внешняя поверхность частиц минерала).

Глава II

ОСНОВЫ ПРОЦЕССА ГРОХОЧЕНИЯ

§ 1. НАЗНАЧЕНИЕ И ВИДЫ ГРОХОЧЕНИЯ

Грохочение — процесс разделения полезного ископаемого на классы по крупности путем просеивания его через одно или несколько сит (решет). Материал, поступающий на грохочение, называется исходным, а продукты грохочения — классами крупности. Оставшийся на сите материал называется надрешетным продуктом, а провалившийся через отверстия сита — подрешетным. Класс, используемый в народном хозяйстве как готовый товарный продукт, называется сортом.

Последовательный ряд размеров отверстий сит (от больших к меньшим), принятых при грохочении, называется шкалой грохочения (классификации), а постоянное отношение размеров отверстий смежных сит — модулем шкалы грохочения. Например, для шкалы грохочения 48; 24; 12; 6; 3 мм модуль $m=2$. При грохочении материалов на n ситах получают $n+1$ продуктов.

Крупность классов обозначают следующим образом: — l_1 + l_2 или l_2-l_1 . Например, класс —50+12 мм или 12—50 мм.

Различают следующие виды грохочения: вспомогательное, подготовительное, самостоятельное, с целью обезвоживания (обесшламливания) и избирательное.

Вспомогательное грохочение применяется для отделения готового по крупности материала от исходного, поступающего на дробление, или же для контроля крупности дробленого продукта. Первый вид грохочения называется предварительным, а второй — контрольным.

Подготовительное грохочение применяется для разделения исходного материала по крупности на классы перед последующими операциями обогащения с целью повышения их эффективности.

Самостоятельным называется грохочение, продукты которого являются товарными и направляются потребителю.

Грохочение с целью обезвоживания находит широкое применение для первичного отделения воды от продуктов обогащения. При обогащении в минеральных суспензиях попутно с обезвоживанием продуктов обогащения на грохотах производится отделение кондиционной суспензии и отмыв с поверхности частиц полезного ископаемого остатка утяжелителя.

Избирательное грохочение применяется в тех случаях, когда различные классы полезного ископаемого отличаются по качеству. Этот вид грохочения можно называть также операцией обогащения по крупности.

В зависимости от крупности исходного материала и размера отверстий просеивающей поверхности грохота различают следующие виды грохочения.

	Крупность исходного материала, мм	Размер отверстия (щели) просеивающей поверхности, мм
Крупное	—1200+0	300—100
Среднее	—350+0	160—25
Мелкое	—75+0	25—6
Тонкое	—10+0	5—0,5
Особо тонкое	—1+0	До 0,05

§ 2. ПОРЯДОК ВЫДЕЛЕНИЯ КЛАССОВ ПРИ ГРОХОЧЕНИИ

Различают грохочение: от крупного к мелкому, от мелкого к крупному, смешанное или комбинированное (рис. 8).

При грохочении от крупного к мелкому сита располагают одно под другим. Верхнее сито имеет наибольшие отверстия, нижнее — наименьшие. К преимуществам такой схемы грохочения относятся: компактное расположение сит, при котором меньше изнашиваются проволочные сита в результате предварительного выделения крупных классов; повышение эффектив-

ности грохочения мелких классов и уменьшение переизмельчения крупных классов, а к недостаткам — неудобства контроля состояния нижних сит, их ремонта и замены, а также разгрузки полученных классов. При расположении сит так, как показано на рис. 8, б, последний недостаток устраняется.

Схема грохочения от мелкого к крупному обеспечивает хорошее наблюдение за всеми ситами, удобную замену их, большой фронт разгрузки продуктов грохочения. К числу недостатков этой схемы относятся: пониженная эффективность грохочения мелких классов, так как крупные куски материала частично перекрывают наиболее мелкие отверстия сит; быстрый износ сит с мелкими отверстиями, так как они расположены в начале грохота, куда поступает вся масса исходного материала; повышенное измельчение крупных классов.

Комбинированная схема грохочения по своим преимуществам и недостаткам занимает промежуточное положение.

Преимущественное распространение получили схемы грохочения, представленные на рис. 8, а, б, г.

§ 3. ПРОСЕИВАЮЩИЕ ПОВЕРХНОСТИ ГРОХОТОВ

Машины и устройства, выполняющие процесс грохочения, называются грохотами. Сита, решета или колосниковые решетки являются рабочей (просеивающей) частью грохотов.

Проволочные сита изготавливаются с квадратными, прямоугольными или щелевидными отверстиями (с размерами от 100 до 0,04 мм) из стальной, латунной, бронзовой, медной или никелевой проволоки. В последнее время начали изготавливать резиновые, капроновые и капроталевые сетки. Наибольшим распространением пользуются тканые сита с квадратными отверстиями и сборные сита со щелевидными отверстиями.

Отношение площади отверстий сита в свету к общей площади сита, выраженное в процентах, называется коэффициентом живого сечения L . Для проволочных сит с квадратными и прямоугольными отверстиями (рис. 9) коэффициент живого сечения соответственно составляет:

$$L_k = 100l^2 / (l + a)^2; \quad (22)$$

$$L_{\pi} = 100lb / [(l + a)(b + a)], \quad (23)$$

где l — ширина отверстия, мм; a — диаметр проволоки, мм; b — длина отверстия, мм.

При одной и той же ширине отверстия l живое сечение сита с прямоугольными отверстиями больше, чем с квадратными, т. е. $L_{\pi} > L_k$.

Проволочные сита по назначению разделяются на промышленные и испытательные. К последним предъявляются более высокие требования в отношении допустимых отклонений в размерах отверстий.

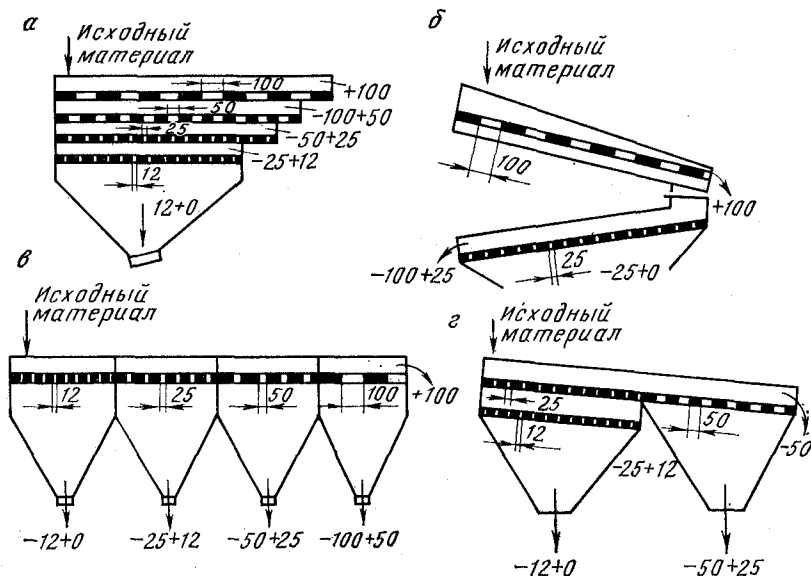


Рис. 8. Порядок выделения классов при грохочении: а, б — от крупного к мелкому; в — от мелкого к крупному; г — комбинированный

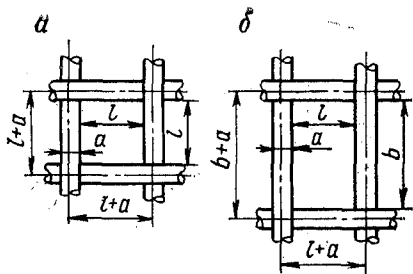
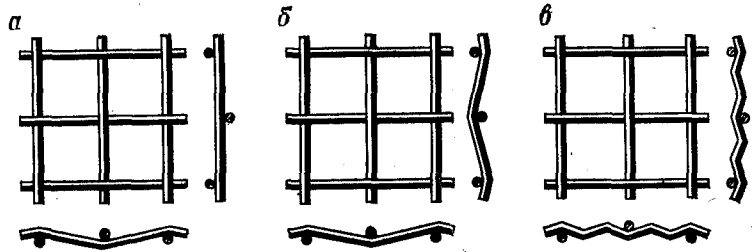


Рис. 9. Форма отверстий проволочных сит:

а — квадратные; б — прямоугольные

Рис. 10. Сборные сетки:

а — частично рифленные; б — рифленные; в — сложно рифленные



Размеры отверстий сит стандартизованы и определяются минимальным расстоянием (в свету) между параллельными проволоками (в мм).

Различают тканые сетки, сборные из рифленых проволок и сварные. Тканые сетки изготавливают простого и саржевого плетения. В первых каждая проволока основы переплетается с каждой проволокой утка, а во вторых проволоки основы и утка переплетаются через две.

Сборные сетки из стальной проволоки изготавливают частично рифленые (ЧР), рифленные (Р) и сложно рифленные (СР) (рис. 10). В частично рифленых сетках проволоки утка имеют изгиб рифления в местах переплетения, а проволоки основы не имеют, в рифленных — изгиб имеют проволоки основы и утка, а в сложно рифленных — имеются дополнительные изгибы рифления. Технические параметры этих сеток приведены в табл. 4.

Щелевидные сита (рис. 11) изготавливают легкого и тяжелого типа с размерами отверстий 0,10; 0,16; 0,25; 0,40; 0,60; 1,0; 1,6; 2,5; 4,0; 6,0; 10,0; 16,0 мм (ГОСТ 9074—71). Сетка щелевая колосниковообразная из проволоки фасонного сечения.

На стальные стержни 1 набираются проволоки, имеющие круглые петли 2 и прямолинейные участки 3. Щели между проволоками образуются за счет того, что толщина проволок на прямолинейных участках несколько меньше ширины их петель. Сборная сетка плотно стягивается гайками. Колосники легкого типа имеют сечение $b \times h = 2,1 \times 3,5$ мм и $r = 0,4$ мм, а тяжелого типа — $b \times h = 2,8 \times 4,5$ мм и $r = 0,5$ мм.

Щелевидные сита применяются для обезвоживания и мелкого грохочения. Живое сечение щелевидного сита в зависи-

Таблица 4. Параметры сеток из рифленой проволоки

Тип сетки	Номинальный размер ячейки в свету, мм	Диаметр проволоки, мм		Тип сетки	Номинальный размер ячейки в свету, мм	Диаметр проволоки, мм		
		основы	утка			основы	утка	
Частично рифленные	1,6	0,9	1,0	Рифленные	13	3,	4,0	
	2	1,2	1,3		14	3,6	4,0	
	2,6	1,2	1,2		15	3,6	3,6	
	3	1,2	1,4		16	4	5	
	4	1,6	1,6		18	5	5,6	
	5	2	2,0		20	5	5,6	
	6	1,8	2,2		25	5	6	
	8	3	3,0		Сложно рифленные	32	5	5
	10	3	3,0			35	5	5
	12	3	3,0			37	5	6
	13	3	3,0			40	5,6	6
	16	3,6	3,6			45	5,6	6
	18	3,6	4,0			50	6	8
	20	3,6	4,0			55	6	10
	22	3,6	4,0			60	6; 8	8; 10
25	3,6	4,5	65	8		10		
Рифленные	4	1,6	1,6	70		8	10	
	5	2	2,0	75	10	10		
	6	2,2	2,2	80	10	10		
	8	3	3,0	80	10	10		
	10	3	3,6	100	10	10		

мости от размеров отверстий может изменяться от 4 до 74 %. Срок службы щелевидных сит из нержавеющей стали — от 2 до 3 мес.

Разработаны и испытаны для обезвоживания арочные сита, набираемые секционно из отдельных карт (570×1200 мм). Колосники изготавливаются из нержавеющей стали. Арочная форма

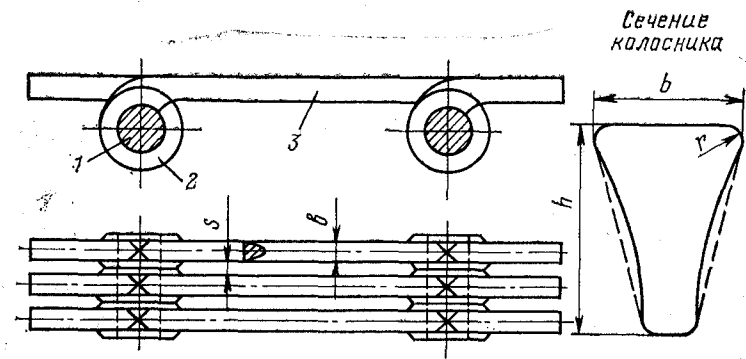


Рис. 11. Щелевидное сито

сита обеспечивает его жесткость и лучшие условия грохочения. Срок службы таких сит больше, чем обычных щелевидных.

Сетки, изготовленные из стали марок Ст. 0 и Ст. 3, быстро изнашиваются. Основными причинами малого срока службы являются: низкое качество применяемого металла; несовершенство способов натяжения и крепления сит; неблагоприятные условия эксплуатации.

В целях повышения износостойкости металлических сит в последнее время были проведены работы по подбору соответствующих марок стали, обладающих: высокой стойкостью к истиранию и коррозии. Установлено, что сетки, изготовленные из холодноотянутой стальной углеродистой пружинной проволоки II и III классов, имеют срок службы в 2—3 раза больше сеток из стали марок Ст. 0 и Ст. 3. Сетки, изготовленные из высокомарганцевистой стали марки Г12, отличаются еще большей износостойкостью. Эти марки сталей являются основным материалом для изготовления сеток.

Испытаны также металлические сетки из рифленой проволоки, покрытой капроном. Однако они не применяются, так как капроновое покрытие быстро изнашивается.

Для грохочения угля, антрацита, кокса, руды и других материалов применяются сетки «Эластик» (рис. 12). Они изготовляются из полиуретана СКУ-7 («Эластик-у») и резины марки 8ЛТУ («Эластик-р»). Размер отверстий сеток 25×25 и 30×30 мм, соответственно живое сечение 55 и 58 %. Срок службы 1—2 г.

Сетки «Эластик» состоят из отдельных секций, которые изготовляют путем прессования. С помощью крюков 1, болтов 2 и захватов 3 (рис. 13) секции 4 укладываются на продольные полосы 5, приваренные к поперечным трубам 6 короба грохота. Сито прижимается к нижним опорам при помощи полос 7 и специальных скоб 8. Секции соединяются между собой стержнями 9. В нижней части рис. 13 показан вид сетки сверху.

На углеобогатительных фабриках находят применение резиновые сита струнного типа. Такое сито (рис. 14) состоит из резинового шнура 1, поддерживающих планок 2, хомутиков 3 и крепежного устройства 4 для крепления поддерживающих планок на жестких связях 5 короба 6. Резиновый шнур изготовляют из резины марки ИР52а четырех диаметров: 6,5; 10; 12 и 15 мм. Крепится он на грохоте в поперечном направлении при помощи устройства 4, представляющего уголок с двумя отверстиями в его полке. Размер отверстий в полке уголка на 1,5—2 мм меньше диаметра шнура.

Поддерживающие планки предназначены для фиксации струн на грохоте. Струны закрепляются хомутами в отверстиях поддерживающих полок. Кромки отверстий развальцовываются.

Диаметр резинового шнура принимается в зависимости от крупности отсеваемого материала. Например, для отсева материала крупностью 0—6 мм применяется шнур диаметром 6,5 мм,

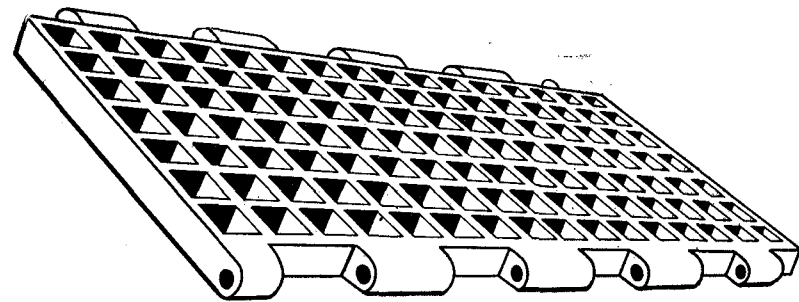


Рис. 12. Сетка «Эластик»

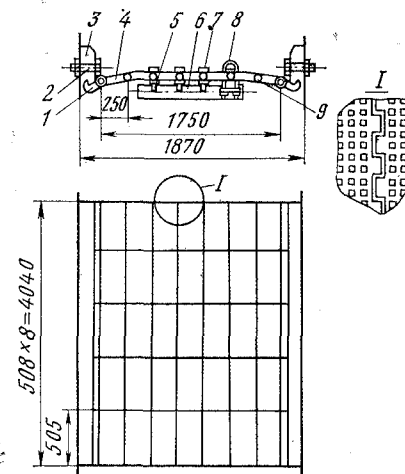


Рис. 13. Крепление сита «Эластик»

а материала крупностью 0—50 мм — 15 мм. Срок службы резиновых сит от 5 до 10 мес.

На дробильной фабрике Новокриворожского ГОКа (НКГОК) были проведены промышленные испытания грохотов с резиновыми ситами фирмы «Троллеборг» (Швеция). Эффективность грохочения при прочих равных условиях повысилась на 10—20 % по сравнению с грохочением на металлических решетках, а износостойкость их была выше более чем в два раза.

На углеобогатительных фабриках для оборудования грохотов, обезвоживающих шлам и мелкий концентрат, взамен щелевидных сеток начали применять сетки «Луганка». Изготавливаются эти сетки из нержавеющей стали марки Х18Н9Т диаметром 0,4 мм. Размер ячеек 0,4—1,2 мм, живое сечение 37,5 %.

УкрНИИ углеобогащением разработана конструкция ленточно-струнного сита, элементы которого изготовляют из полиуретанового каучука и износостойкой резины. Сито предназначено для отделения класса 0—6 мм от рядового угля перед обогащением. Грохот, оборудованный этим ситом, устанавливается под большим углом наклона (свыше 30°).

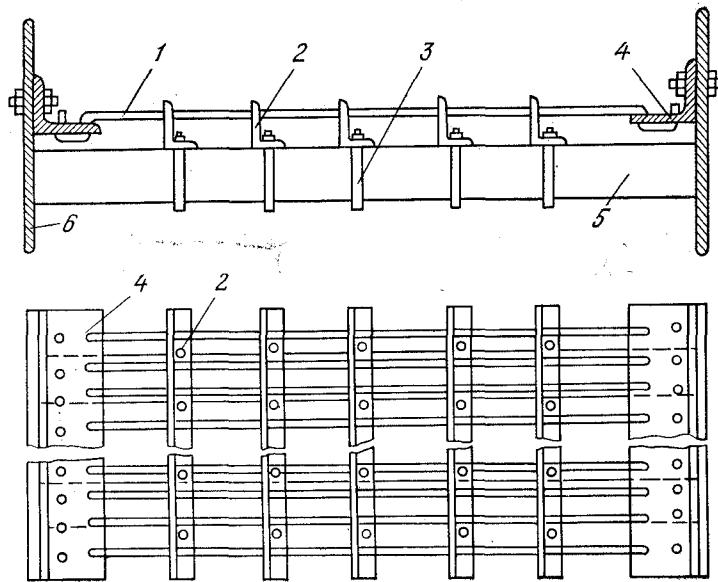


Рис. 14. Резиновое сито струнного типа

В последние годы, особенно для мелкого грохочения, начали широко применяться облицованные резиной сита и колосники, а также резиновые перфорированные и струнные сита. Эти сита имеют ряд преимуществ перед металлическими. Вследствие высокой эластичности они хорошо самоочищаются, особенно когда просеиваемая поверхность подвергнута натяжению. Вибрационные грохоты с предварительно натянутыми эластичными поверхностями обеспечивают повышение амплитуды колебаний поверхности на 20—25 % по сравнению с амплитудой колебания короба. Результаты исследования процесса мелкого грохочения железных руд на резонирующих ленточно-струнных ситах (РЛСС) показали, что применение РЛСС способствует интенсивному разрыхлению и перемешиванию грохотимого материала. В результате этого производительность и эффективность грохочения повышаются.

Установлено, что при выборе соответствующих динамических параметров колебаний короба, а также натяжения упругой просеивающей поверхности можно обеспечить такой режим работы вибрационного грохота, при котором амплитуда колебаний просеивающей поверхности будет превышать амплитуду колебаний короба в несколько раз. Такие грохоты называются виброгрохотами с резонирующими просеивающими поверхностями.

В Механобрчермете разработано резонирующее сито с попеременно жестко закрепленными и податливыми прутками

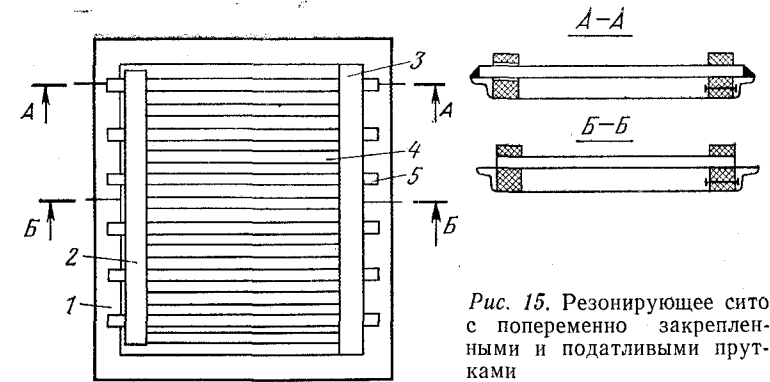


Рис. 15. Резонирующее сито с попеременно закрепленными и податливыми прутками

(рис. 15). Секция сита включает раму 1, резиновые кондукторы 2 и 3, в которых закреплены колосники 4 и 5. Колосники 4 обоими концами закреплены неподвижно к раме, а кондуктор 2 к раме не крепится и установлен с зазором на неподвижные относительно рамы колосники 4 и с натягом на колосники 5.

При работе грохота рама 1 вместе с колосниками 4 совершает колебания, амплитуда которых равна амплитуде короба. Так как подвижные колосники совершают колебательное плоскопараллельное движение, то амплитуда их колебаний больше амплитуды колосников 4.

Одна из дюссельдорфских машиностроительных фирм (ФРГ) для грохочения трудногрохотимых материалов (каменных и бурых углей, песков и др.) разработала метод напряженно-волнового просеивания. Бесперебойное просеивание обеспечивается благодаря изменению размера отверстий сит и комбинированными движениями просеивающей поверхности. Попеременное натяжение каждой из половин сита усиливается или ослабляется. При этом отверстия сита расширяются примерно на 3—4 %. Эти многократные движения на напряженно-волновом сите стали возможными благодаря тому, что в качестве материала для сита применяют упругие пластмассы, резину или специальные комбинации материалов.

На этом принципе работают двухвальное эксцентриковое сито с двумя коробами, расположенными один в другом, сито на опрокидывающейся опоре со смещенным приводным шатуном и задним валом в неподвижном коробе.

Для широкого внедрения новых сит необходимо разработать надежные методы их крепления в коробах и определить область их целесообразного применения.

Решета применяются для грохочения материала крупностью 10—100 мм. Их изготовляют из стальных листов (марки стали Ст. 3, X18H9T, X17H13M3T) методом штамповки. Отверстия в листе круглой, а иногда и прямоугольной формы размещают в шахматном порядке (рис. 16). При таком размещении живое

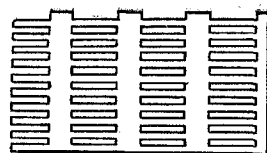
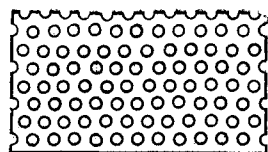
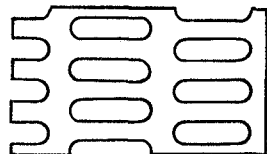
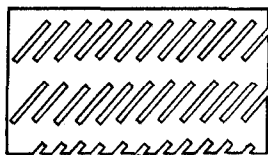


Рис. 16. Форма и расположение отверстий в штампованных решетках



сечение сита несколько больше, чем при параллельном расположении отверстий. В грохотах для обезвоживания отверстия щелевидные. Площадь живого сечения решета с круглыми отверстиями, расположенными в шахматном порядке, равна

$$L = 0,905l^2 / (s + l)^2, \quad (24)$$

где l — диаметр отверстия, мм; s — расстояние между ближайшими отверстиями в ряду, мм.

По условиям прочности решета между отверстиями оставляют промежутки, ширина которых s определяется из выражения $s \geq 0,9 \sqrt{l}$.

Толщина листа решета зависит от размера отверстия и изменяется от $0,08l$ до $0,05l$.

Отверстия, пробиваемые дыропробивными прессами, получают с углом конусности около 7° . Конусность благоприятно влияет на процесс грохочения при условии, что отверстия расширяются книзу.

Листовые сита (решета) с квадратными и круглыми отверстиями унифицированы. Размеры квадратных отверстий листовых сит: 5; 6; 10; 13; 14; 16; 20; 25; 32; 35; 37; 40; 42; 50; 60; 65; 70; 75; 80; 100; 150 мм. Диаметр круглых отверстий: 7; 12; 15; 18; 20; 24; 26; 30; 32; 47; 50; 60; 75; 82; 90; 95 мм. Толщина листа для сит с размерами отверстия до 10 мм составляет 4—6 мм, а с размерами 30—60 мм — 8—10 мм. Срок службы штампованных решет 4—6 мес. Их достоинство — высокая износостойкость, а недостаток — малое живое сечение (до 40 %). Иногда решета изготовляют сборными из согнутых стальных полос, вставленных в рамку. В последнее время находят применение так называемые самонесущие решета, в которых просеивающая поверхность объединена в сварной узел с ребрами жесткости и опорными элементами. Ребра повышают износостойкость решета, их применяют в качестве верхних сит современных грохотов.

Колосниковые решета изготовляют из колосников различного профиля (рис. 17), расположенных параллельно и скреп-

ленных между собой. Лучшим профилем колосников считается такой, который предохраняет отверстия от застревания в них зерен материала. Этому условию хорошо удовлетворяют колосники трапециевидного сечения. При крупных отверстиях иногда в качестве колосников применяются стержни.

В случае применения колосников из стальных рельсов последние ставятся головкой книзу, что обеспечивает беспрепятственное проваливание кусков материала.

На рудобогажительных фабриках для отделения мелочи колосниковые решетки тяжелого типа устанавливаются перед дробилками крупного дробления. Так как руда разгружается из вагонов непосредственно на решетку, то ширина ее определяется длиной кузова вагона. Колосники изготовляют из двутавровых или сварных балок, защищенных броневыми плитами из марганцовистой стали. Размер щели между колосниками 200—300 мм.

Угол наклона колосниковой решетки для руд $40\text{--}45^\circ$, для угля $30\text{--}35^\circ$. При повышенной влажности материалов угол наклона увеличивается на $5\text{--}10^\circ$.

Материал по колосниковой решетке перемещается под действием силы тяжести, мелочь проваливается через щели, а надрешетный продукт сходит в ее нижнем конце.

Колосниковые решетки легких и тяжелых типов применяются для крупного грохочения при расстоянии между колосниками не менее 50 мм. Необходимая площадь F (м²) неподвижной колосниковой решетки определяется по формуле

$$F = Q / (2,4l), \quad (25)$$

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

Ширина решетки должна быть не менее тройного размера максимального куска, а длина — не менее двойной ее ширины.

§ 4. ВЛИЯНИЕ РАЗЛИЧНЫХ ФАКТОРОВ НА ПРОЦЕСС ГРОХОЧЕНИЯ

На процесс грохочения, характеризуемый вероятностью просеивания зерен через отверстия сита, влияют отношения их диаметров к размеру отверстия и коэффициент живого сечения

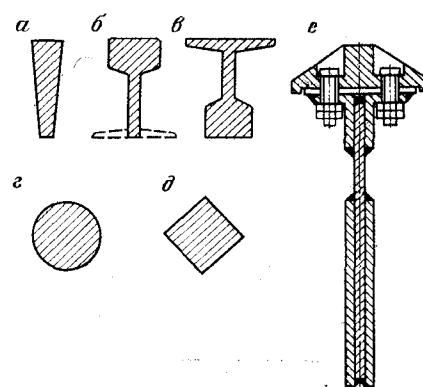


Рис. 17. Сечение колосников. а — трапециевидное; б — рельс со срезанной подошвой; в — рельс подошвой вверх; г — круглое; д — квадратное; е — сварная балка с броней из марганцовистой стали

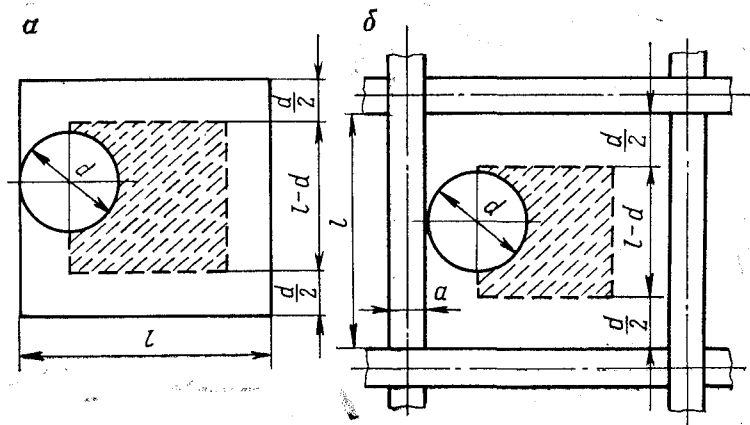


Рис. 18. Схема прохождения зерна через квадратное отверстие

сита, скорость движения материала по сити, угол наклона и форма отверстий просеивающей поверхности, физические свойства материала и производственные условия грохочения.

Вероятностью называется объективная возможность наступления данного события. Математически вероятность P выражается отношением числа случаев n , благоприятствующих появлению данного события, к числу всех возможных случаев m , при которых оно может произойти, т. е. $P = n/m$.

Вероятное число случаев, при котором может произойти данное событие, $N = 1/P$.

Рассмотрим вероятность прохождения отдельного сферического зерна диаметром d через квадратное отверстие сита размером l при условии, что оно падает перпендикулярно к плоскости сита.

При условии, что сито изготовлено из бесконечно тонкой проволоки, число случаев, благоприятствующих просеиванию зерна через отверстие, будет пропорционально заштрихованной площади $(l-d)^2$ (рис. 18, а), а всех возможных случаев падения зерна на отверстие пропорционально l^2 , т. е.

$$P = (l-d)^2/l^2 = (1-d/l)^2. \quad (26)$$

В реальных условиях сита изготавливают из проволоки толщиной a . Вероятность просеивания зерен через отверстие с учетом толщины проволоки (рис. 18, б)

$$P = \frac{(l-d)^2}{(l+a)^2} = \frac{l^2}{(l+a)^2} \left(1 - \frac{d}{l}\right)^2. \quad (27)$$

Таким образом, вероятность просеивания зерна пропорцио-

нальна коэффициенту живого сечения сита. Для прямоугольных отверстий

$$P = \frac{(l-d)(b-d)}{(l+a)(b+a)}, \quad (28)$$

где b — длина отверстия.

Ниже приведены значения P и N для различных соотношений d/l .

d/l	0,1	0,5	0,7	0,8	0,9	0,95	0,99
P	0,81	0,25	0,09	0,04	0,01	0,0025	0,0001
N	1	4	11	25	100	400	10 000

Из приведенных данных видно, что при размере зерен примерно до $0,75 l$ вероятность их прохождения большая. На практике такие зерна называются легкогрохотимыми. Небольшое увеличение размера зерен сверх $0,75 l$ предопределяет резкое снижение вероятности их прохождения. Поэтому зерна крупностью от $0,75 l$ до l называются трудногрохотимыми, зерна диаметром от l до $1,5 l$ — «затрудняющими», так как они затрудняют просеивание трудногрохотимых зерен. Зерна крупностью более $1,5 l$ существенно не влияют на перемещение легко- и трудногрохотимых зерен по поверхности сита.

Зернистый исходный материал на просеивающей поверхности разделяется по крупности на основании вероятностного поведения отдельных зерен. Зерна крупнее размера отверстия сита отталкиваются от просеивающей поверхности до тех пор, пока не поступят в надрешетный продукт. Зерна, имеющие размер меньше размера ячейки сита, ведут себя по-разному. Самые мелкие зерна будут проходить через отверстия сита близ его загрузочного конца, а зерна, приближающиеся к размеру отверстия сита, имеют тенденцию проходить через сито на большем расстоянии от загрузочного конца.

Чем больше скорость движения материала по грохоту, тем меньше вероятность просеивания при прочих равных условиях и тем больше производительность грохота по исходному материалу.

Пусть сферическое зерно диаметром d (рис. 19) движется по сити со скоростью v . Под влиянием этой скорости и силы тяжести зерно пройдет через отверстие при условии, что траектория движения центра его тяжести пересечет верхнюю плоскость сита не дальше точки O_1 . Если траектория движения зерна пройдет выше, то возможность прохождения его через отверстие маловероятна.

Координаты точки O_1 :

$$x_1 = vt; \quad (29)$$

$$y_1 = gt^2/2, \quad (30)$$

где v — скорость движения зерна, м/с; t — время движения, с; g — ускорение свободного падения, м/с².

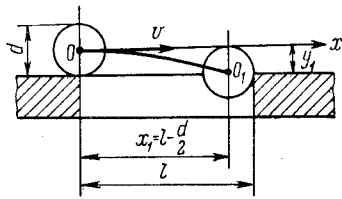
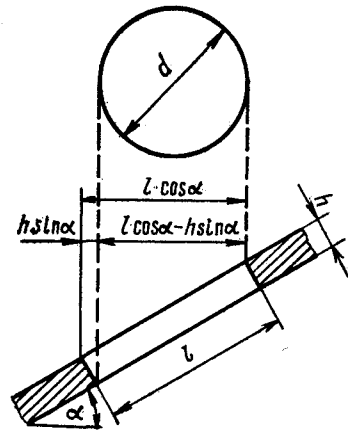


Рис. 19. Схема прохождения зерна через отверстие горизонтального сита

Рис. 20. Схема прохождения зерна через отверстие наклонного сита



Из рис. 19 следует, что $x_1 = l - d/2$; $y_1 = d/2$.

Из формулы (30) находим

$$t = \sqrt{2y_1/g} = \sqrt{d/g}.$$

Подставив в формулу (29) значения x_1 и y_1 , получим

$$l - d/2 = v \sqrt{d/g}. \quad (31)$$

Скорость v , при которой обеспечивается проваливание зерна через отверстие l , будет

$$v = (1 - d/2) \sqrt{g/d}. \quad (32)$$

Для трудногрохотимого зерна при $d \approx l$ получим

$$v = 1,56 \sqrt{d}. \quad (33)$$

По формуле (33) можно вычислить значение максимальной скорости сферического тела ($d=l$), при которой обеспечивается беспрепятственное прохождение его через отверстие.

Скорость подачи зерна по формуле (32) получена без учета его подбрасывания. Принято, что восстанавливающий момент после удара зерна о поверхность сита отсутствует. Экспериментальные же данные показывают, что фактическая скорость движения зерна в несколько раз превышает скорость, вычисленную по формуле (32). Если считать, что восстанавливающий момент после удара не равен нулю, то теоретическая скорость подачи повышается в 2—3 раза. Ввиду этого оптимальная скорость подачи должна устанавливаться экспериментально в зависимости от производительности грохота и необходимой эффективности грохочения. Для наклонных инерционных грохотов рекомендуется принимать скорость подачи в пределах 0,6—0,8 м/с.

Угол наклона и толщина просеивающей поверхности также влияют на процесс грохочения (рис. 20):

$$d = l \cos \alpha - h \sin \alpha. \quad (34)$$

Если $\alpha = 45^\circ$ и $h = 0,5l$, то трудногрохотимыми будут зерна с $d \approx 0,35l$.

Чтобы получить подрешетный продукт одинаковой крупности при $\alpha = 20^\circ$ и $\alpha = 25^\circ$, размер отверстий наклонного сита должен быть в 1,15 и 1,25 раза больше, чем горизонтального сита. При применении сит с прямоугольными отверстиями получается более крупный подрешетный продукт, чем на ситах с круглыми отверстиями. Чтобы получить одинаковый по крупности подрешетный продукт, ширина прямоугольного отверстия должна составлять примерно 65—70 % от диаметра круглого отверстия (при равной площади сит). Однако прямоугольное отверстие не дает возможности получить точный по размеру подрешетный класс.

Теория перемещения материала по просеивающей поверхности не в полной мере учитывает свойства грохотимого материала. Поэтому в расчетные формулы для определения скорости движения материала вводятся экспериментальные определенные поправочные коэффициенты. Установлено, что наибольшее влияние на удельную производительность грохота оказывают амплитуда и частота колебаний короба грохота, в меньшей степени угол наклона просеивающей поверхности. Применение просеивающей поверхности с изменяющимся углом наклона по длине грохота способствует повышению показателей грохочения.

На процесс грохочения также влияют влажность и гранулометрический состав исходного материала, наличие комкующих (глинистых) примесей, способ грохочения (мокрый или сухой), равномерность подачи исходного материала на грохот, состояние просеивающей поверхности. Влияние физических свойств исходного материала на результаты грохочения учитывается вводом соответствующих экспериментально определенных коэффициентов.

§ 5. ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГРОХОЧЕНИЯ

Основным показателем, характеризующим работу грохота, является эффективность E процесса грохочения по нижнему классу* — отношение массы этого класса в подрешетном продукте к массе того же класса в исходном материале. Это отношение равно разности между извлечением ε нижнего класса в подрешетный продукт и извлечением в него верхнего класса ε_B

$$E = \varepsilon - \varepsilon_B. \quad (35)$$

Извлечение нижнего класса ε (%) в подрешетный продукт

$$\varepsilon = 100\gamma\beta/100\alpha = \gamma\beta/\alpha, \quad (36)$$

* Нижним классом называется материал крупностью менее размера отверстия сита.

где γ — выход подрешетного продукта, %; α и β — содержание нижнего класса соответственно в исходном материале и подрешетном продукте, %.

Извлечение верхнего класса ϵ_B (%) в подрешетный продукт

$$\epsilon_B = \gamma(100 - \beta)/(100 - \alpha). \quad (37)$$

Подставив выражения для ϵ и ϵ_B в формулу (35), получим

$$E = 100\gamma(\beta - \alpha)/[\alpha(100 - \alpha)]. \quad (38)$$

Выход подрешетного продукта можно определить из уравнения

$$100\alpha = \gamma\beta + (100 - \gamma)\theta, \quad (39)$$

где θ — содержание нижнего класса в надрешетном продукте, %.

Тогда

$$\gamma = 100(\alpha - \theta)/(\beta - \theta). \quad (40)$$

Подставив это выражение в формулу (38), получим

$$E = 10000(\beta - \alpha)(\alpha - \theta)/[\alpha(100 - \alpha)(\beta - \theta)]. \quad (41)$$

При $\beta = 100$ % формула (41) приобретает вид

$$E = \epsilon = 100\gamma/\alpha = 10000(\alpha - \theta)/[\alpha(100 - \theta)]. \quad (42)$$

Таким образом, при $\beta = 100$ % эффективность грохочения по нижнему классу равна извлечению этого класса в подрешетный продукт.

Формула (42) может быть получена другим путем. Подставляя в формулу (36) значение выхода подрешетного продукта из формулы (40), получим

$$\epsilon = 100(\alpha - \theta)\beta/[\alpha(\beta - \theta)].$$

С достаточной для практики точностью можно считать, что подрешетный продукт состоит только из зерен нижнего класса, т. е. $\beta = 100$ %. Тогда получим

$$\epsilon = 10000(\alpha - \theta)/[\alpha(100 - \theta)].$$

Для определения эффективности грохочения необходимо отобрать пробы исходного материала и надрешетного продукта и подвергнуть их рассеву на сите с отверстиями, равными отверстиям сита контролируемого грохота.

По результатам отсева вычисляют содержание нижнего класса в исходном материале α и надрешетном продукте θ и эффективность грохочения E .

Пример. Содержание нижнего класса в исходном материале $\alpha = 45$ %, в подрешетном продукте $\beta = 97$ % и в надрешетном $\theta = 10$ %. Рассчитываем эффективность грохочения по формулам (41) и (42):

$$\epsilon = \frac{45 - 10}{45(100 - 10)} \cdot 10^4 = 86,4 \%;$$

$$E = \frac{(97 - 45)(45 - 10)}{45(100 - 45)(97 - 10)} \cdot 10^4 = 84,6 \%.$$

Содержание нижнего класса θ в надрешетном продукте называется замельченностью. Она зависит от содержания нижнего класса в исходном материале α и эффективности грохочения E (равного ϵ).

Решение уравнения (42) относительно θ следующее:

$$\theta = (\beta - E)/(\beta/\alpha - E/100). \quad (43)$$

При текущем контроле процесса грохочения, если α изменяется незначительно, эффективность грохочения ориентировочно оценивают по замельченности θ .

§ 6. КИНЕТИКА ПРОЦЕССА ГРОХОЧЕНИЯ

Между эффективностью и временем грохочения существует взаимосвязь. В начале грохочения эффективность его увеличивается быстро, а затем нарастание ее замедляется (рис. 21). Объясняется это тем, что скорость процесса грохочения зависит от числа зерен, которые должны пройти сквозь отверстия сита. В первые моменты времени проходят в основном легкогрохотимые зерна и процесс грохочения протекает быстро. С течением времени число их становится все меньше и меньше. Трудногрохотимые же зерна требуют для своего просеивания значительно больше времени. Поэтому увеличение эффективности просеивания с течением времени замедляется.

Допустим, что скорость прохождения зерен через сито dm/dt в каждый данный момент времени t будет прямо пропорциональна массе m зерен нижнего класса, оставшихся на сите, т. е.

$$dm/dt = -k_0 m, \quad (44)$$

где k_0 — коэффициент пропорциональности.

Знак «минус» показывает, что с течением времени m уменьшается. При интегрировании уравнения (44) получим $\ln m = -k_0 t + c$.

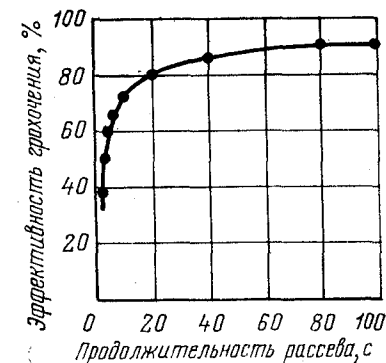


Рис. 21. Зависимость эффективности грохочения от продолжительности отсева

При $t=0$ и $m=m_0$ $c=\ln m_0$. Тогда $\ln m = -k_0 t + \ln m_0$, где m_0 — масса зерен нижнего класса, находящихся на сите в начале процесса грохочения.

После преобразования последнего выражения получим

$$m/m_0 = \exp(-k_0 t). \quad (45)$$

Отношение m/m_0 представляет собой извлечение зерен нижнего класса в надрешетный продукт. Тогда эффективность процесса грохочения

$$E = 1 - m/m_0 = 1 - \exp(-k_0 t). \quad (46)$$

Экспериментальная проверка этого уравнения в отдельных случаях дает удовлетворительные результаты, т. е. достаточную сходимость расчетных и опытных данных. Исследования процесса грохочения показывают, что закономерная связь между эффективностью E и временем грохочения t описывается, с некоторым приближением, эмпирической формулой кинетики грохочения:

$$E = 1 - \exp(-kt^n), \quad (47)$$

где k и n — параметры грохотимости материала.

После двойного логарифмирования уравнения (47) получим уравнение прямой

$$\lg \lg [1/(1-E)] = n \lg t + \lg(k \lg e). \quad (48)$$

В координатах $\lg \lg [1/(1-E)]$; $\lg t$ уравнение кинетики грохочения — прямая линия с угловым коэффициентом n .

Приняв скорость движения материала по сити постоянной, время грохочения можно выразить через длину грохота L и скорость v :

$$t = L/v. \quad (49)$$

Тогда

$$E = 1 - \exp(-kt^n) = 1 - \exp[-k(L/v)^n]. \quad (50)$$

При прочих равных условиях с увеличением производительности грохота эффективность грохочения E снижается. Приближенно можно считать, что при постоянной эффективности E производительность грохота Q обратно пропорциональна времени грохочения

$$Q_1/Q_2 = t_2/t_1. \quad (51)$$

Из уравнения (47) имеем

$$t^n = -k^{-1} \ln(1-E).$$

Подставив значение t в уравнение (51), получим

$$Q_1/Q_2 = [\lg(1-E_2)/\lg(1-E_1)]^{1/n}. \quad (52)$$

Вследствие неравномерности прохождения сквозь сито отдельных классов крупности нижнего класса фракционная эффективность разная; для легкогрохотимых классов — выше общей эффективности грохочения, а для трудногрохотимых — ниже.

Фракционная эффективность грохочения может быть описана сепарационной характеристикой, которая называется также кривой эффективности грохочения или кривой извлечения узких классов. Сепарационная характеристика зависит от скорости просеивания нижних классов $v_c(l)$ и от времени грохочения t .

Уравнение сепарации по крупности для непрерывного грохочения в стационарном режиме имеет вид

$$\epsilon_{\text{надр}}(l) = 1 - \exp[-v_c(l) \cdot M_i^*(hQ_{\text{исх}})^{-1}],$$

где $\epsilon_{\text{надр}}(l)$ — сепарационная характеристика для надрешетного продукта при грохочении по крупности l ; $v_c(l)$ — скорость просеивания зерен нижнего класса (м/с); M — запас материала на грохоте; $Q_{\text{исх}}$ — производительность по исходному питанию; h — средняя толщина слоя материала над ситом; $M/Q_{\text{исх}}$ — время транспортировки материала на грохоте. При снижении $Q_{\text{исх}}$ сепарационная характеристика ухудшается.

Глава III ГРОХОТЫ

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ ГРОХОТОВ

Грохоты отличаются геометрической формой, характером просеивающей поверхности, ее расположением относительно горизонтальной плоскости. По форме просеивающая поверхность бывает плоской, цилиндрической (барабанной) или дуговой. В зависимости от этой конструктивной особенности различают плоские, барабанные и дуговые грохоты. По расположению просеивающей поверхности различают горизонтальные (слабо-наклонные) и наклонные грохоты (в некоторых случаях вертикальные).

По характеру движения просеивающей поверхности различают грохоты неподвижные (в некоторых случаях с движением отдельных элементов просеивающей поверхности), подвижные с круговым движением и подвижные с прямолинейным движением. Для мелкого грохочения используют также грохоты с вибрирующей сеткой. Эта конструктивная особенность грохотов принята за основу при их классификации.

Применяемые в практике грохочения полезных ископаемых грохоты могут быть подразделены на следующие группы: неподвижные колосниковые; валковые; барабанные вращаю-

щиеся; плоские качающиеся; полувибрационные (гирационные); вибрационные с круговыми вибрациями (инерционные с простым дебалансным вибровозбудителем и самоцентрирующиеся); вибрационные с прямолинейными вибрациями (с самобалансным вибратором, электровибрационные и резонансные); дуговые сита.

В настоящее время в СССР все грохоты делят на грохоты легкого, среднего и тяжелого типа; предназначенные для грохочения материалов с насыпной плотностью соответственно 1; 1,6 и 2,7 т/м³. Они обозначаются буквами и цифрами: Г — грохот, И — инерционный, С — самобалансный, Р — резонансный, Л — легкого типа, С — среднего типа, Т — тяжелого типа; первая цифра за буквами указывает ширину грохота (1—750 мм; 2—1000 мм; 3—1250 мм; 4—1500 мм; 5—1750 мм; 6—2000 мм; 7—2500 мм; 8—3000 мм), вторая — число сит. Например, ГИТ-71 означает грохот инерционный, тяжелого типа шириной 2500 мм, односитный. У инерционных грохотов после двузначного числа типоразмера иногда стоят буквы, указывающие на специализированное применение данного грохота: СБ, Б — для сырых окатышей; А — охлажденного агломерата, С — горячего агломерата и др.

В зарубежной практике грохоты классифицируются по технологическому назначению и крупности исходного материала (грохоты для предварительного, крупного, среднего и других видов грохочения).

Согласно действующим ГОСТам в настоящее время изготавливаются следующие грохоты: цилиндрические со спиральной просеивающей поверхностью, барабанные горизонтальные (для сортировки шаров), инерционные наклонные, самобалансные, электровибрационные, дуговые сита и плоские гидравлические.

Ниже описаны широко применяемые вибрационные грохоты, а также кратко рассмотрены другие типы грохотов.

§ 2. ВАЛКОВЫЕ ГРОХОТЫ

Просеивающая поверхность валковых грохотов состоит из 7—14 параллельных валков с эксцентрично насаженными дисками, вращающимися в направлении движения материала и перемещающими его (рис. 22). Размер квадратных отверстий на просеивающей поверхности определяется расстоянием между валками и дисками. Наклон просеивающей поверхности в сторону разгрузки составляет 12—15°. За счет эксцентрической насадки дисков при их вращении происходит разрыхление материала и повышается эффективность грохочения.

Производительность валковых грохотов определяется экспериментально (принимается около 1 м³/ч на 1 м² просеивающей поверхности и 1 мм ширины отверстия).

Грохоты с эксцентрично насаженными дисками применяются для предварительного грохочения каменных и бурых углей на

сортировочных и углеобогажительных фабриках. Они имеют следующие недостатки: подрешетный продукт значительно засоряется верхним классом, наблюдается дополнительное измельчение угля в процессе грохочения, металлоемки и ненадежны в эксплуатации. В настоящее время валковые грохоты заменены грохотами ГИТ-51А.

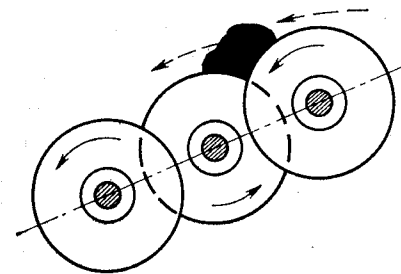


Рис. 22. Схема работы валкового грохота

§ 3. ПЛОСКИЕ КАЧАЮЩИЕСЯ ГРОХОТЫ

Быстроходные качающиеся грохоты (БКГ) с нежесткой кинематической связью между приводным механизмом, коробом и рамой применяются главным образом для обезвоживания продуктов обогащения.

Грохот БКГО-М2А (быстроходный качающийся грохот для обезвоживания мелочи) состоит из двух горизонтально расположенных последовательно расположенных коробов 1 и 2 (рис. 23, а), опирающихся на наклонные шарнирные опоры 3 (по четыре на каждый короб). Эксцентриковый приводной вал и опоры 3 шарнирно соединены с рамой 4. Вал 5 через клиноременную передачу 6 приводится во вращение от электродвигателя 7. Вал связан с рамой 4 двумя амортизационными пружинами 8. Посредством двух пар шатунов 9 движение от вала передается коробам 1 и 2. Для уравнивания движущихся масс коробов эксцентриситеты смещены на 180° друг относительно друга

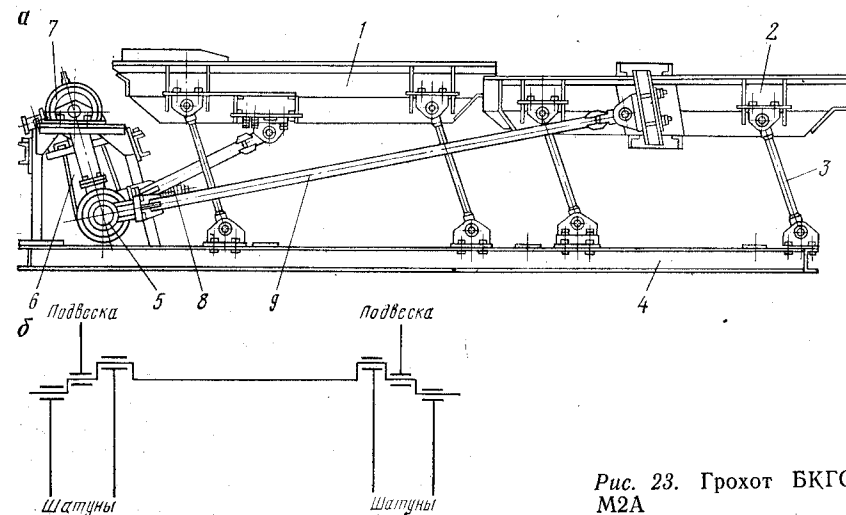


Рис. 23. Грохот БКГО-М2А

(рис. 23, б). Все шарнирные сочленения выполнены блок-шарнирами с вулканизированными резиновыми втулками.

При грохочении блок-шарнир работает за счет закручивания резиновой втулки (угол закручивания до 2°). Благодаря этому он не требует смазки и работает продолжительное время без износа.

Грохот имеет следующую техническую характеристику: число качаний короба в минуту 400—450; амплитуда качаний 14—26 мм; площадь двух сит 7,5 м²; производительность при обезвоживании угольного концентрата 20—25 т/ч, а угольного шлама 12—13 т/ч.

Производительность плоских качающихся грохотов Q (т/ч) может быть определена по формуле

$$Q = 3,6Bhv\delta k, \quad (53)$$

где B — ширина сита, м; h — толщина слоя материала на сите, м; v — скорость продольного перемещения материала по сити (скорость подачи), м/с; δ — плотность материала, кг/м³; k — коэффициент разрыхления материала на сите (принимается равным 0,4—0,6).

При крупном грохочении (размер отверстий сита грохота более 25 мм) высоту слоя материала на сите у загрузочного конца принимают равной размеру максимального куска исходного материала, а при мелком — от двух до четырех размеров отверстия сита.

Скорость подачи принимается от 0,1 до 0,3 м/с. Считают, что производительность грохота пропорциональна ширине сита, а его эффективность — длине. Производительность Q (т/ч) плоских качающихся грохотов обычно определяют по формуле

$$Q = qF, \quad (54)$$

где q — удельная производительность грохота, т/(ч·м²); F — рабочая площадь сита, м².

Удельная производительность зависит от свойств грохотимого материала, размеров отверстий сита и от типа грохота. Она определяется экспериментальным путем.

Учитывая конструктивные недостатки и малый срок службы короба (не превышает 1—1,5 года), качающиеся грохоты не применяются и не выпускаются.

§ 4. ПОЛУВИБРАЦИОННЫЕ (ГИРАЦИОННЫЕ) ГРОХОТЫ

Гиращонный грохот (рис. 24) состоит из рамы 1, опор 2, короба 3, рессор 4, подвесок 5, дисков 6 с контргрузами 7, вала 8, двух сит 9, связанных с двумя подвижными подшипниками 10, запрессованными в коробе, коренных подшипников 11, установленных на раме, и шкива 12. Вращение вала 8 производится от электродвигателя 13 через клиноременную передачу.

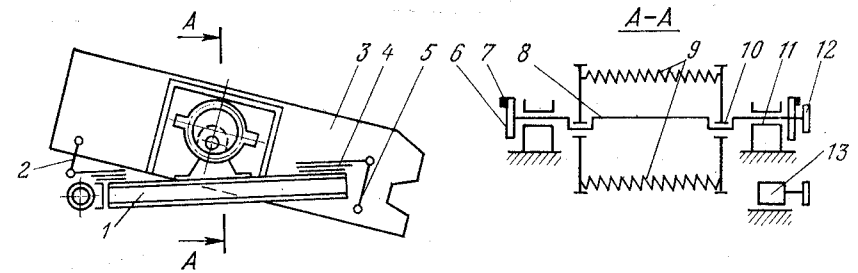


Рис. 24. Схема полувибрационного (гиращонного) грохота

Короб с ситом устанавливается наклонно под углом от 10 до 30° к горизонту.

При вращении вала 8 короб получает кинематически определенные движения в средней части (как в качающихся грохотах), а характер движения его концов зависит от жесткости пружин, масс, участвующих в движении, и других параметров (как в вибрационных грохотах). Таким образом, полувибрационный грохот занимает промежуточное положение между качающимся и вибрационным. В полувибрационном грохоте сито при вращении вала остается параллельным самому себе.

Для уравнивания инерционных сил на валу 8 насажены диски 6 с контргрузами 7, смещенными на 180° относительно эксцентриситета вала. Масса контргрузов G (кг) и расстояние их центра тяжести от оси вращения r (м) подбираются таким образом, чтобы моменты вращения короба с материалом и контргрузами были равны, т. е.

$$2Gr = Pe, \quad (55)$$

где P — масса короба грохота с материалом, кг; e — эксцентриситет приводного вала, м.

Благодаря наклонному расположению сита материал движется к разгрузочному концу, просеиваясь сквозь отверстия сита.

Гиращонные грохоты применяются при производстве строительных материалов. Учитывая динамическую неуравновешенность и сложность конструкции, гиращонные грохоты на обогатительных фабриках заменили более совершенными вибрационными.

§ 5. ВИБРАЦИОННЫЕ (ИНЕРЦИОННЫЕ) ГРОХОТЫ С КРУГОВЫМ ДВИЖЕНИЕМ КОРОБА

Вибрационные грохоты с инерционным вибровозбудителем нашли широкое применение на обогатительных фабриках для грохочения и обезвоживания различных материалов. Они обладают простой конструкцией, легко регулируются и надежны в эксплуатации. Применение упругих опор или подвесок с пружинами

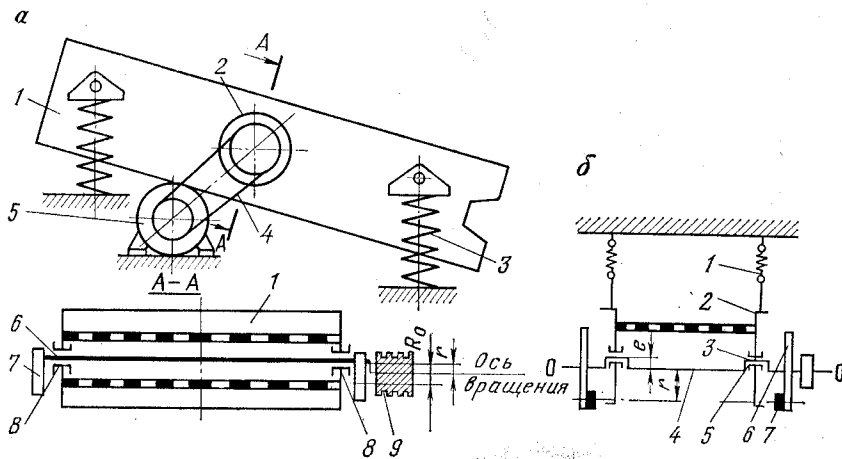


Рис. 25. Принципиальные схемы инерционного грохота

жинами небольшой жесткости обеспечивает значительное уменьшение динамических нагрузок на раму грохота и перекрытие здания фабрики.

На рис. 25, а показана принципиальная схема инерционного наклонного грохота с простым дебалансным вибровозбудителем. Грохот состоит из наклонно расположенного короба 1 с ситами, инерционного дебалансного вибровозбудителя 2, пружинных опор 3, клиноременной передачи 4 и электродвигателя 5. Вибровозбудитель представляет собой вал 6 с дебалансами 7. Подшипники вала 8 жестко укреплены в коробе. На одном конце вала расположен шкив 9 клиноременной передачи. Центр тяжести дебалансов вибровозбудителя размещен на расстоянии $R_0 + r$ от оси подшипников вала, а шкива — на расстоянии r (эксцентриситета). Если ось подшипников вибровозбудителя проходит через центр тяжести короба (вместе с материалом на сите), то при вращении вала все точки короба движутся поступательно и описывают круговые траектории в вертикальных плоскостях, перпендикулярных к расположению сита. При этом просеивающая поверхность совершает колебания и материал встряхивается и подбрасывается. Благодаря наклонному расположению сита материал движется по нему к разгрузочному концу, просеиваясь сквозь отверстия.

При условии равенства моментов вращения амплитуда A колебаний короба определяется по формуле

$$A = R_0 G / P, \quad (56)$$

где G — масса дебалансов; P — масса короба с материалом; R_0 — расстояние от оси вращения до центра тяжести дебалансов.

При выполнении этого условия ось шкива неподвижна в пространстве, а каждая точка короба описывает круговые траектории. При незначительном нарушении равенства (56) ось шкива описывает цилиндрическую поверхность с небольшим радиусом.

Изменение амплитуды колебаний короба может быть произведено путем изменения массы дебалансов или расстояния их от центра тяжести. При изменении расположения вибровозбудителя в центре короба движение материала происходит по круговым траекториям, а по краям — по овальным.

На рис. 25, б показана принципиальная схема самоцентрирующегося грохота. При помощи подвесок с пружинами 1 короб 2 грохота наклонно подвешен к раме. На эксцентричные заточки 3 приводного вала 4 надеты подшипники 5, жестко закрепленные в коробе 2. На валу также насажены диски 6 с дебалансами 7, смещенными относительно эксцентриситетов вала на 180° , и шкив, вращаемый электродвигателем через клиноременную передачу.

При условии равенства моментов вращения

$$Pe = 2Gr, \quad (57)$$

где P — масса короба с материалом; e — амплитуда колебания короба грохота (радиус круговых качаний); G — масса одного контргруза; r — радиус вращения центра тяжести контргрузов. При отсутствии внешних сил каждая точка короба описывает круговые движения вокруг оси вала $O-O$, а ось вала остается неподвижной в пространстве. По этой причине эти грохоты названы «самоцентрирующимися». При незначительном отклонении от условия равенства (57) ось вала описывает цилиндрическую поверхность с незначительным радиусом, поэтому самоцентрирующиеся грохоты не требуют тщательной балансировки, что является их существенным преимуществом в сравнении с полувибрационными грохотами. Кроме того, в самоцентрирующихся грохотах отсутствуют коренные подшипники и рама грохота, а короб подвешивается или устанавливается на амортизаторах.

Инерционные грохоты изготавливаются в подвесном и опорном исполнении (рис. 26). В подвесном исполнении жесткость подвесок в горизонтальном направлении очень мала, поэтому при пуске грохота и в момент резонанса колебания происходят практически по вертикали. В опорном исполнении пружины обладают определенной жесткостью в горизонтальном направлении, поэтому в резонансном режиме колебания происходят также вдоль короба. Резонансные колебания длятся недолго, а затем их амплитуда уменьшается и доходит до рабочего значения, грохот работает в зарезонансном режиме. При остановке грохота наблюдается изменение амплитуды колебаний от рабочей до нуля и переход через кратковременный резонанс. Минимальная продолжительность резонансных колебаний короба при пуске и остановке грохота обеспечивается минимальным

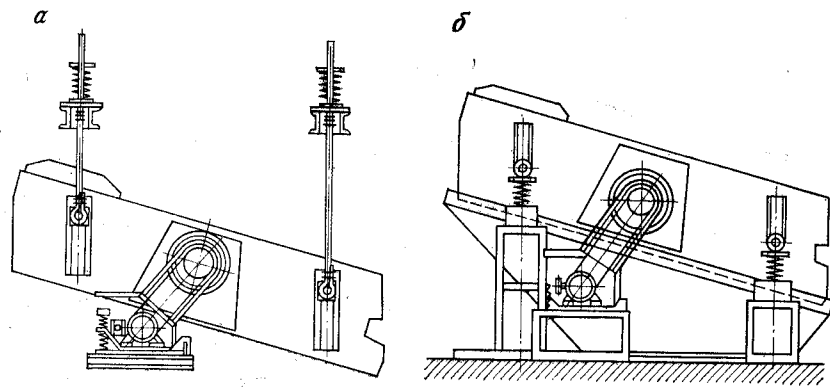


Рис. 26. Подвесное (а) и опорное (б) исполнение грохотов типа ГИЛ

временем пуска и остановки грохота (максимальным моментом инерции вращающихся частей). Применяют дебалансы в виде дисков и маховиков с эксцентриситетом. Установившийся режим работы грохота устойчив, изменить амплитуду колебаний можно только изменением массы корпуса или дебалансов вибровозбудителя. Поэтому инерционный грохот может работать без настройки.

В СССР выпускаются следующие инерционные грохоты (приложения 3 и 4): легкого типа ГИЛ32, ГИЛ42, ГИЛ43, ГИЛ52 и ГИК52; среднего — ГИС42, ГИС52; тяжелого — ГИТ32Н, ГИТ41, ГИТ41А, ГИТ42Н, ГИТ51Б, ГИТ51Н, ГИТ51А, ГИТ61СО и ГИТ71Н.

Грохоты ГИЛ32, ГИЛ42, ГИЛ43 и ГИЛ52 предназначены для сухого грохочения угля и антрацитов крупностью до 100, 150, 200 и 300 мм соответственно; грохоты ГИК52 — для отсева коксовой мелочи крупностью $-25+0$ и $-40+0$ мм перед загрузкой в доменную печь.

Грохоты ГИС42 и ГИС52 предназначены для сортировки на товарные фракции гравийно-песчаных пород, щебня и других строительных материалов крупностью до 150 мм.

Грохоты ГИТ32Н, ГИТ42Н, ГИТ51Н, ГИТ52Н, ГИТ71Н предназначены для сухого грохочения руд крупностью до 200, 300 и 800 мм соответственно; ГИТ51Н и ГИТ52 — для сухого грохочения руд крупностью до 400 мм; ГИТ41 — для грохочения углей, руд, строительных материалов (крупность руды до 500 мм, нерудных материалов до 1000 мм); ГИТ41А — для грохочения охлажденного агломерата крупностью до 200 мм при температуре до 200 °С; ГИТ51А — для сухого грохочения угля и антрацитов крупностью до 400 мм; ГИТ61СО — для грохочения сырых железорудных окатышей крупностью до 150 мм; ГИТ51Б — для грохочения сырых окатышей.

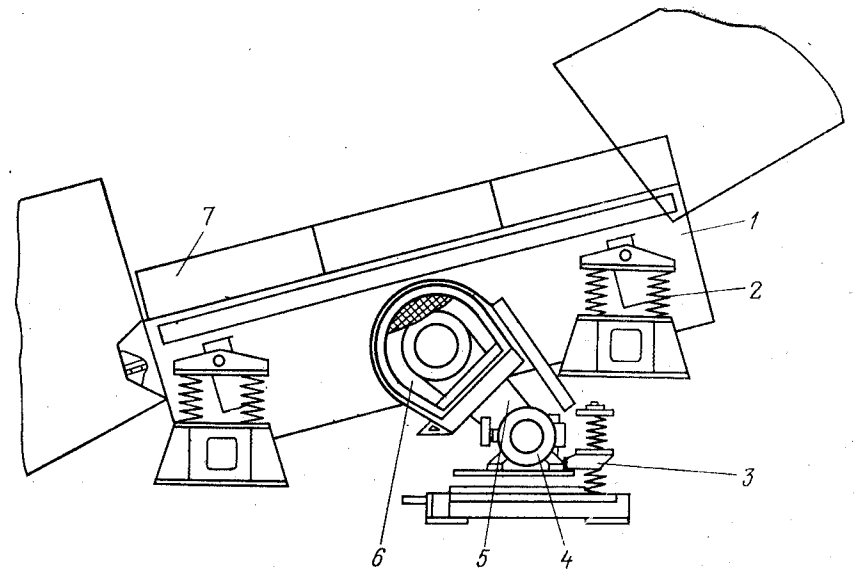


Рис. 27. Грохот ГИТ51А

В технических характеристиках грохотов (см. приложения 3 и 4) производительность приведена наибольшая. В каждом конкретном случае в зависимости от площади, типа и размера отверстий сит, физических свойств (крупности, влажности и др.) грохотимого материала и эффективности грохочения необходимо производить расчет производительности грохота по специальным формулам.

Конструктивно инерционные грохоты выпускают в одно-, двух- и трехситном исполнении.

На рис. 27 приведена конструкция инерционного односитного грохота ГИТ51А. Короб 1 с ситом установлен или подвешен на четырех пружинных амортизаторах 2. Боковые стенки корпуса имеют толщину 12 мм и связаны между собой подсиными рамами и поперечными связями. В центральной части корпуса находится инерционный вибровозбудитель 6, на котором укреплены два дебаланса и приводной шкив. Вал вибровозбудителя вращается в двух подшипниках, при этом корпус с ситом колеблется на пружинных амортизаторах. Траектория движения каждой точки корпуса расположена в вертикальной плоскости и близка к окружности радиусом, равным амплитуде колебания корпуса.

Грохот перекрывается кожухом 7, который присоединяется к трубам вытяжной вентиляции. Корпуса подшипников соединены между собой трубой, в которой расположен вал вибровозбудителя, вращающийся с помощью клиноременной передачи 5 от электродвигателя 4. Для предотвращения разрыва ремней

при прохождении короба через резонанс (при пуске и остановке грохота) рама электродвигателя устанавливается на пружине 3, что дает возможность компенсировать неуравновешенные нагрузки. Грохот изготавливают в двух вариантах: опорном и подвесном. Дебаланс состоит из двух частей, при раздвигании которых меняется статический момент дебаланса и амплитуда колебаний короба.

Конструкция короба для опорного или подвесного исполнения грохота одинакова.

Регулирование угла наклона короба в подвесном исполнении производится путем изменения длины подвесок, а в опорном — поворотом пружинных опор относительно короба и установкой их на тумбы рамы различной высоты.

На рис. 28 приведена конструкция трехситного инерционного грохота легкого типа ГИЛ43. Короб 1 с ситами установлен или подвешен на четырех пружинных амортизаторах 2. Электродвигатель 3 с клиноременной передачей закреплен на подмоторной раме 4. Короб состоит из двух боковин, соединенных между собой рядами поперечных труб и кольцевыми связью-балками. На трубы укладываются проволочные сита, которые крепятся и натягиваются в продольном направлении при помощи связью-балок. В центральной части короба укреплен инерционный вибровозбудитель 5, состоящий из вала, на котором закреплены

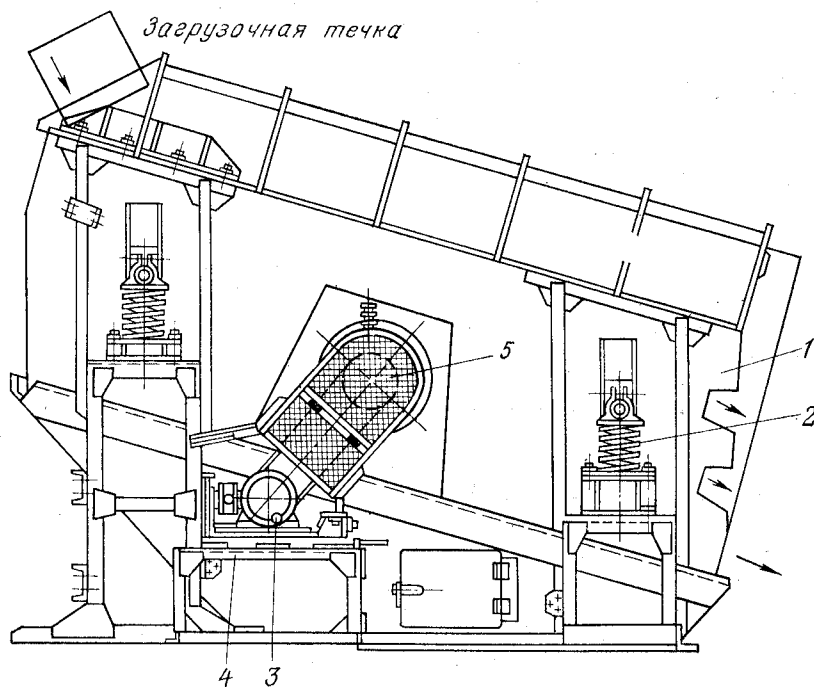


Рис. 28. Грохот ГИЛ43

дебалансы и шкив. Вал вибровозбудителя вращается в двух подшипниках, укрепленных в боковинах короба. Вращение производится через клиноременную передачу электродвигателем, закрепленным на подмоторной раме. Дебалансы развивают центробежную силу инерции, которая приводит короб в колебательное движение. Траектория движения каждой точки короба расположена в вертикальной плоскости и близка к окружности с радиусом, равным амплитуде колебаний. Грохочение материала происходит под действием колебаний наклонного короба.

Для предотвращения разрыва ремней рама электродвигателя закреплена одним концом шарнирно, а другим опирается на пружину. Вращающиеся детали грохота закрыты ограждением. Грохоты изготавливают в опорном и подвесном исполнениях. Грохоты ГИЛ42 и ГИЛ43 полностью унифицированы и отличаются числом сит и высотой коробов.

Основным параметром грохота является его динамическая характеристика — произведение двойной амплитуды на частоту вращения $2en$. Этот параметр влияет на производительность и эффективность грохочения, а также на способность к самоочистке просеивающей поверхности. В современных грохотах значение $2en$ находится в пределах 9000—12800 мм/мин. После модернизации грохотов оно значительно повышается. Применяются также дебалансы, позволяющие регулировать амплитуду колебаний (грохоты ГИТ32Н, ГИТ43Н, ГИТ51Н).

Грохоты новых конструкций имеют повышенную амплитуду вибраций: ГИТ52Н — 7 мм; ГИТ71Н — 6—8 мм, что позволяет увеличить их производительность. Частота вращения рабочего вала принимается в зависимости от амплитуды. В новых грохотах произведение двойной амплитуды $2e$ (мм) на частоту вращения n (мин^{-1}) принимается большим 10 000.

В современных конструкциях грохотов вибровозбудитель расположен под сеткой, что упрощает форму коробов.

Конструкция коробов клепаная или на особо прочных болтах. Предпочтение отдается опорным грохотам, как более простым и надежным в сравнении с подвесными.

§ 6. ВИБРАЦИОННЫЕ ГРОХОТЫ С ПРЯМОЛИНЕЙНЫМ ДВИЖЕНИЕМ КОРОБА

Резонансные грохоты с эксцентриковым механизмом характеризуются наличием упругих соединений коробов с приводом и рамой, а также установкой рамы на амортизаторы, что позволяет ликвидировать действие динамических нагрузок на здание фабрики.

Резонансным режимом называется такой, при котором частоты собственных колебаний системы и вынужденных колебаний (под действием привода) совпадают. При дорезонансном режиме частота вынужденных колебаний меньше, чем собственных. Наоборот, при зарезонансном режиме частота вынуж-

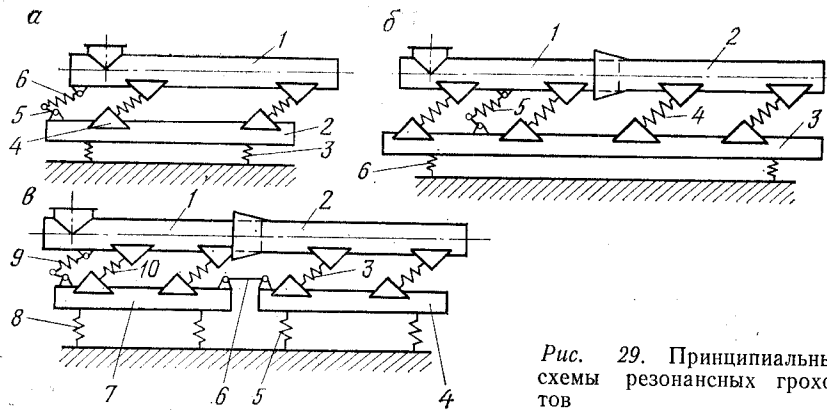


Рис. 29. Принципиальные схемы резонансных грохотов

денных колебаний превышает частоту собственных колебаний. Инерционные грохоты работают на зарезонансном режиме, а резонансные — на режиме, близком к резонансному. Явление резонанса в различных грохотах используется для приведения в колебательное движение коробов и уравнивания сил инерции.

В зависимости от числа масс, участвующих в движении, различают двух-, трех- и четырехмассные грохоты (рис. 29).

В двухмассном грохоте (рис. 29, а) качающимися массами являются короб 1 и рама 2. Эксцентриковый привод 5, установленный на раме 2, через упругое звено 6 передает движение коробу 1. Эти колебания короба передаются через упругую связь 4 раме, установленной на амортизаторах 3.

Колебания короба и рамы происходят благодаря чередующимся преобразованиям их кинетической энергии в потенциальную энергию упругих связей, и наоборот. Короб и рама имеют одинаковую частоту колебаний, противоположных по направлению, что обеспечивает уравнивание их масс.

В трехмассном грохоте (рис. 29, б) в качении участвуют два короба 1 и 2 и рама 3. Эксцентриковый привод через упругую связь 5 приводит в качательное движение короб 1. Эти колебания через упругую связь 4 передаются раме 3, установленной на амортизаторах 6, а от рамы — коробу 2.

Четырехмассный грохот (рис. 29, в) представляет собой две идентичные секции двухмассных грохотов, соединенных упругими связями. Короба 1 и 2 опираются на рамы 7 и 4, которые установлены на амортизаторах 5 и 8. Эксцентриковый привод через упругий шатун 10 сообщает качательное движение коробу 1. Через упругую связь 10 эти колебания передаются раме 7, от нее через связь 6 — раме 4 и затем через связь 3 — коробу 2. Из-за меньших габаритов и более простой регулировки применяются двухмассные грохоты, принципиальная схема которых показана на рис. 30. Грохот состоит из двух масс (под-

вижной рамы 1 и короба 4 с ситами), связанных между собой плоскими рессорами 5, пружинными опорами 6 и резиновыми буферами 7. Рама установлена на амортизаторах 8. При слегка наклонном расположении грохота применяются поддерживающие пружины 9. Эксцентриковый привод 2 установлен на раме с загрузочной стороны грохота и приводится во вращение от электродвигателя 10 посредством клиноременной передачи 11. Эксцентриковый привод через шатун с упругим резиновым элементом 3 передает движение коробу. Сила инерции движущихся масс погашается возвратно-поступательными колебаниями короба и рамы в противоположные стороны. Скорость вращения приводного вала подбирается для получения одной из резонансных частот данной системы.

Плоские рессоры 5 обеспечивают направленность прямолинейных колебаний короба и рамы под углом к плоскости сита. Периодически изменяющаяся сила упругости резиновых элементов вызывает вынужденные колебания короба и рамы. Резиновые буферы 7 установлены с зазором, что определяет нелинейный характер упругих связей и обеспечивает стабильность режима работы грохота.

В резонансных грохотах, в отличие от других, кинетическая энергия короба переходит в потенциальную энергию упругих связей. При режимах работы, близких к резонансному, в результате полного уравнивания сил инерции удается ликвидировать действие динамических усилий на привод. Благодаря этому размеры короба могут быть значительными, что позволяет увеличить производительность грохота и повысить эффективность грохочения. Размеры короба резонансного грохота определяются жесткостью и соответствующими распределениями упругих связей.

Амплитуда колебаний короба и рамы, работающих в резонансном режиме, зависит от их масс.

Для снижения динамических нагрузок на фундамент уменьшают амплитуду качаний рамы путем увеличения ее массы

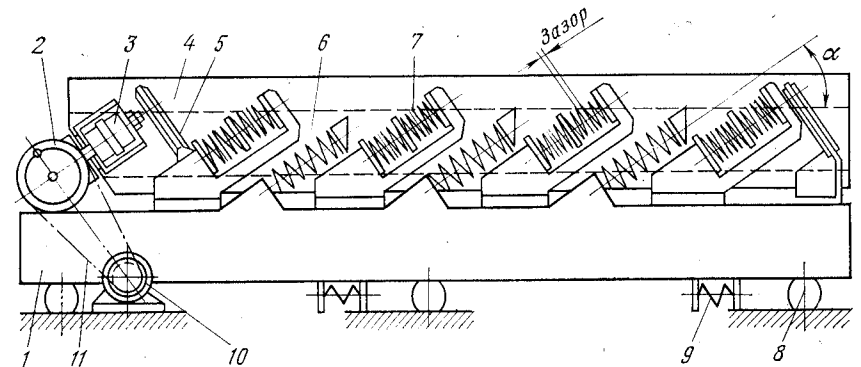


Рис. 30. Принципиальная схема двухмассного резонансного грохота

в 2,5—3 раза по сравнению с массой коробов, в соответствии со следующим условием:

$$m_1 a_1 = -m_2 a_2,$$

где m_1 и m_2 — массы короба и рамы; a_1 и a_2 — амплитуды их движения.

Для уравнивания массы эксцентриков на шкиве и маховике укреплены грузы. Амплитуда колебаний резонансных грохотов определяется при помощи мерных клиньев на коробе и раме. Короба двухмассных грохотов могут быть одно- или двухситными.

Короба резонансных грохотов имеют клепаную конструкцию из швеллеров, уголков, труб и листового проката. Рама изготовлена из проката коробчатого сечения, пустоты для ее утяжеления заполняются бетоном.

В резонансных грохотах необходимо подбирать массы короба и рамы, а также жесткость упругих элементов таким образом, чтобы частоты собственных и вынужденных колебаний были близки между собой. Это обеспечивает работу грохота в режиме, близком к резонансному.

Максимальная эффективность подготовительного и самостоятельного грохочения (85—95 %) достигается при скорости движения материала по ситам резонансного грохота 0,35—0,45 м/с. Этому значению скорости соответствуют амплитуда колебаний короба 9—11 мм и частота колебаний 9,6—11 с⁻¹.

Резонансные двухкоробные безрамные грохоты типа ГРД предназначены для подготовительного и самостоятельного сухого и мокрого грохочения углей, антрацитов и других аналогичных материалов.

Грохот ГРД (рис. 31) состоит из верхнего короба 1 и нижнего 2. Оба короба соединены между собой шарнирно при помощи резиновых блок-шарниров, расположенных на концах подвесок 3. Последние установлены на опорах 4. Между коробами имеются упругие связи 5 и 6.

Верхний короб связан с приводом 8 клиноременной передачей 9, двумя шатунами 7 и упругими связями. По сравнению с инерционными и самобалансными грохотами резонансные металлоемки и сложны по конструкции. Резонансные грохоты сняты с производства и заменены более совершенными.

Грохоты с самобалансным вибровозбудителем состоят из короба, установленного на пружинящих опорах или подвешенного через амортизаторы к опорной конструкции. На коробе монтируются самобалансный вибровозбудитель, создающий колебания короба, и одно или несколько сит.

Грохот в подвесном исполнении (рис. 32) состоит из горизонтального короба 1, подвешенного при помощи амортизаторов 2 к опорной конструкции 3, вибровозбудителя 4, укрепленного на коробе под углом 50° к плоскости сита 5. Колебание короба под углом к плоскости сита обеспечивает движение

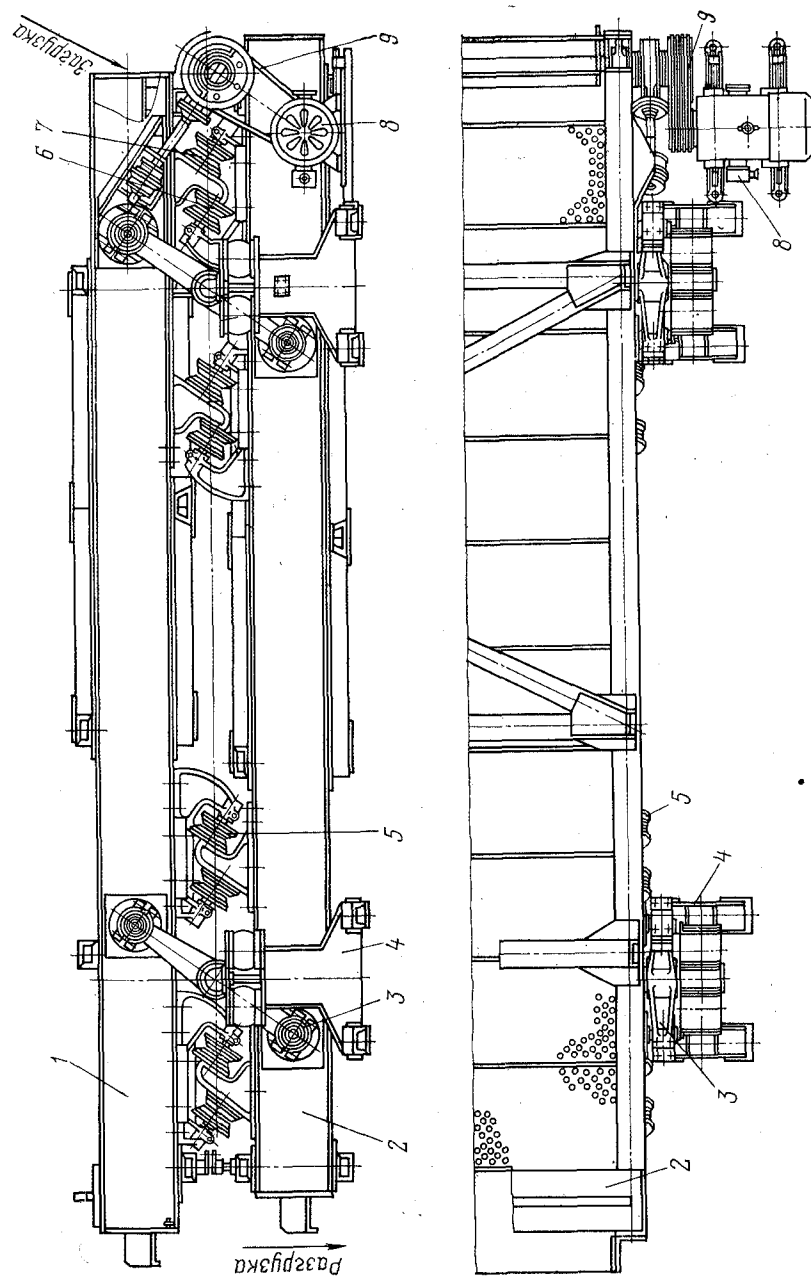


Рис. 31. Двухкоробный безрамный грохот типа ГРД

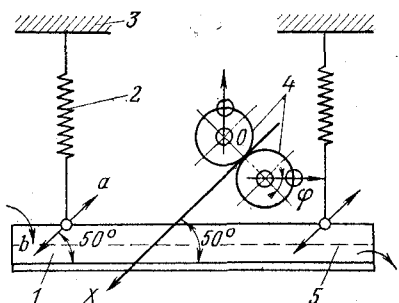
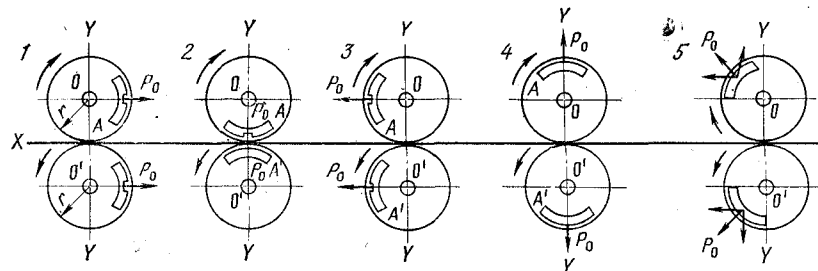


Рис. 32. Схема вибративного грохота с самобалансним вібровозбудителем

Рис. 33. Схема дії самобалансного вібровозбудителя: 1, 2, 3, 4, 5 — різні положення дебалансів



матеріалу на ситі з підбрасуванням і енергичним встряхуванням. При русі сита в напрямку по стрілці *a* відбувається переміщення матеріалу вперед і підбрасування. На деякий час зерна матеріалу здійснюють політ по параболічеським траєкторіям. Потім падають на сито і разом з ним здійснюють рух, напрям якого вказано стрілкою *b*.

Самобалансний вібровозбудитель складається з двох однакових дебалансів, що обертаються на паралельних валах з однаковою частотою в протилежні сторони (рис. 33). Рівнодійствующая $2P_x$ сил інерції P_0 дебалансів, напрямлена вздовж осі *X*, рівна

$$2P_x = 2P_0 \cos \varphi = 2m\omega^2 r \cos \varphi, \quad (58)$$

де φ — кут повороту вала кожного дебаланса, градус; m — маса одного дебаланса, кг; ω — частота обертання дебаланса, с^{-1} ; r — відстань від центра тяжесті дебаланса до осі обертання, м.

Ця рівнодійствующая змінюється по значенню від 0 до $2P_0$ і по напрямку через кожні півобертання дебаланса.

Складаючі сили інерції, діючі вздовж осі *Y* в обох положеннях дебалансів, взаємно урівноважуються.

Із-за повного урівноваження коливаються маси грохоту називаються самобалансними.

В СРСР випускаються наступні грохоти з самобалансними вібровозбудителями: легкого типу ГИСЛ62 і ГИСЛ72; серед-

нього типу — ГСС22 і ГСС32; важкого типу — 243Гр, ГСТ42, ГСТ51, 253Гр, ГСТ61, ГСТ62, ГСТ72М і ГСТ72Н.

Грохоти легкого типу, інерційні з самобалансним синхронізуючимся вібровозбудителем, ГИСЛ62 і ГИСЛ72 призначені для обезвожування, обесшламлювання, мокрої і сухої класифікації вугля, антрацитів, горючих сланців крупністю до 300 мм, а також для отмиву утяжелителя при важелосередньому обогаченні.

Грохоти середнього типу ГСС22 і ГСС32 застосовуються для розділення на фракції щебня, гравію, шлаку і інших будівельних матеріалів крупністю до 100 мм. Грохоти важкого типу призначені: ГСТ51 — для мокрої класифікації руди і інших матеріалів крупністю до 120 мм; 253Гр — для отмивки утяжелителя і мокрої отсева дрібних класів від матеріалів крупністю до 100 мм; ГСТ61 — для грохочення гарячого (до 800 °С) агломерату крупністю до 200 мм, а також обожжених окатышей; ГСТ62 — для сухої класифікації сыпучих матеріалів і виділення мелочи з охолодженого агломерату, грохочення руди, кокса і інших матеріалів крупністю до 120 мм; ГСТ72М — для сухої грохочення руди крупністю до 120 мм, а в комплексі з дробилками дріблення і для інших цілей; ГСТ72Н — для мокрої класифікації руди крупністю до 200 мм і промивки.

Інерційний двухитний грохот ГИСЛ72 (рис. 34) складається з наступних основних вузлів: коробка 1, встановлена на чотирьох пружинних опорах 2, самобалансний вібровозбудитель 3, закріплений на коробі під кутом 45° до площини сита; електродвигачеля, що приводить вібровозбудитель в рух через муфту або клиноремінну передачу. Цей грохот випускається тільки в опорному виконанні, з брызгальним пристроєм або без нього, з клиноремінною передачею або передачею через муфту.

Короб складається з двох боковин, з'єднаних між собою двома рядами балок. Нижній ряд служить опорою для шелевидних сит, верхній — для надання жорсткості коробу. Верхнє штамповане сито являється самонесущим.

При коливанні коробка під кутом 45° до площини сита матеріал транспортується до розгрузочного кінця сита і піддається грохоченню. Кут нахилу коробка регулюється від 0 до 8° установкою тумб під пружини 2.

Технічні характеристики самобалансних грохотів наведені в додатках 5 і 6.

Грохот з електромагнітним вібровозбудителем (рис. 35) складається з двох мас, зв'язаних між собою пружинами 3. Одну масу m_1 складає короб 1 з закріпленим на ньому якорем вібровозбудителя 2, другу m_2 — груз з електромагнітом 4 вібровозбудителя. Вся система підвішена на пружинних підвесках 6 до рами грохоту. При живленні електромагніта вібровозбудителя змінним і постійним струмом

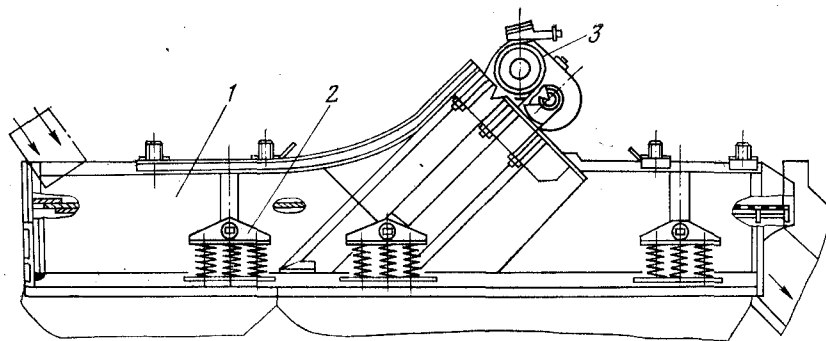


Рис. 34. Грохот ГИСЛ72

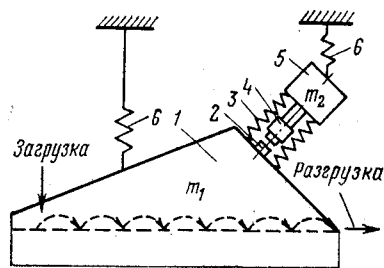


Рис. 35. Схема вибрационного грохота с электромагнитным вибровозбудителем

якорь 2 и сердечник 4 попеременно притягиваются и отталкиваются друг от друга и приводят в колебательное движение массы m_1 и m_2 . Эти массы и жесткость пружины 3 выбираются такими, чтобы система была настроена на режим работы, близкий к резонансному. Для обеспечения перемещения материала по горизонтальному сити в заданном направлении с подбрасыванием ось вибровозбудителя расположена под углом 45° к плоскости сита.

Скорость движения материала на грохоте регулируется изменением амплитуды колебания корпуса, для чего увеличивается или уменьшается сила постоянного тока в обмотках электромагнита вибровозбудителя. Наложение постоянного тока на переменный в цепи электромагнитов создает пульсирующий магнитный поток. Частота колебаний вибровозбудителя равна частоте переменного тока.

Достоинством электровибрационного грохота является отсутствие вращающихся частей и промежуточной передачи, а недостатком — сложность конструкции и необходимость использования постоянного тока. Электровибрационные грохоты применяются при грохождении руд.

Выпускают электровибрационные двухмассные грохоты-питатели 182А-Гр, предназначенные для отсева мелочи из холодного агломерата, а также для подачи и транспортирования сыпучих материалов. Регулирование производительности производится плавно от 0 до $125 \text{ м}^3/\text{ч}$ изменением силы тока возбуждения

в электромагните. В приложении 7 приведена техническая характеристика грохота 182А-Гр.

§ 7. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПОЛУВИБРАЦИОННЫХ И ВИБРАЦИОННЫХ ГРОХОТОВ

Расчет производительности инерционных грохотов с круговыми качаниями корпуса. Технологический расчет грохотов служит для определения необходимой площади F (м^2) просеивающей поверхности по заданной производительности Q ($\text{т}/\text{ч}$) и необходимой эффективности грохочения E (%).

Для расчета производительности Q грохотов предложено несколько формул, являющихся разновидностями формулы вида

$$Q = q\delta Fk_o, \quad (59)$$

где q — удельная производительность грохота, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$; δ — насыпная плотность, $\text{т}/\text{м}^3$; F — рабочая площадь сита, м^2 ; k_o — общий поправочный коэффициент.

В СССР находят применение следующие методы расчета наклонных инерционных грохотов: разработанный Институтом горючих ископаемых (ИГИ) для грохочения угля; предложенный В. А. Бауманом (ВНИИстройдормаш) для грохочения строительных материалов и рекомендованные машиностроительными заводами США для грохочения руды. Эти методы расчета различаются значениями рекомендуемых поправочных коэффициентов, а значения удельной производительности практически совпадают.

Ниже описаны наиболее распространенные методики расчета грохотов (фирмы «Аллис-Чалмерс», США).

Производительность грохота по исходному материалу Q ($\text{т}/\text{ч}$):

$$Q = Fq\delta k_l m o p, \quad (60)$$

где F — рабочая площадь сита, м^2 ; q — удельная производительность грохота, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ (табл. 5 по старым каталогам); δ — насыпная плотность грохотимого материала, $\text{т}/\text{м}^3$; k , l , m , o , p — поправочные коэффициенты (табл. 6 по старым каталогам). Если размеры сита неизвестны, то

$$F = 0,85LB,$$

где L и B — длина и ширина корпуса, м.

Если в технической характеристике указаны размеры сита, то коэффициент 0,85 опускается.

Для грохотов, работающих главным образом в циклах рудо-подготовки при линейной характеристике крупности исходного

Таблица 5. Удельная производительность гирационных и вибрационных грохотов, м³/(м²·ч)

Каталог	Размер отверстия сита, мм								
	3,2	6,4	13	20	25	40	50	75	100
Старый	7	13,6	20	28	31	37	42	55	63
Новый	6,2	12,5	18,7	23,1	28,1	31,7	35,6	43,8	54

материала, для определения Q применяется упрощенная формула

$$Q = q\delta k l. \quad (61)$$

Значения параметров этой формулы принимаются по данным новых каталогов (см. табл. 5 и 6). Параметры механического режима грохотов приведены в табл. 7.

Производительность двухситных грохотов рассчитывается по верхнему и нижнему ситам. Вследствие неполного использования нижнего сита эффективная площадь его принимается с учетом коэффициента использования $k_{и} = 0,7$.

Пример. Рассчитать просеивающую площадь вибрационных грохотов для следующих условий работы. Грохочению подвергается руда, гранулометрический состав и характеристика крупности которой приведены на рис. 2 и в табл. 2. Грохочение проводится на три класса: +25 мм, —25+13 мм, —13 мм; расчетная производительность по исходному материалу 500 т/ч. Грохочение сухое; требуемая эффективность грохочения 92%. Удельная производительность верхнего сита при размере отверстий 25 мм составляет (см. табл. 5) $q = 31 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$.

Расчет по формуле (60)

При содержании в исходном материале около 62% (см. рис. 2) зерен с размером меньшим половины размера отверстий сита коэффициент k с учетом интерполяции данных табл. 10 равен 1,44; при содержании в исходном материале примерно 25% (см. рис. 2) зерен больше размера отверстий коэффициент $l = 1$; для дробленой руды коэффициент $n = 1$, коэффициенты o и p равны 1; насыпная плотность руды $\delta = 1,6 \text{ т/м}^3$; при эффективности грохочения 92% $m = 1$.

Необходимая площадь верхнего сита

$$F_{в} = \frac{Q_{в}}{q\delta k l m n o p} = \frac{500}{31 \cdot 1,6 \cdot 1,44 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 7 \text{ м}^2.$$

Удельная производительность нижнего сита при размере отверстий 13 мм составляет (см. табл. 5) $q = 20 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$.

Выход подрешетного материала верхнего сита крупностью —25 мм, поступающего на нижнее сито, составляет 75,14% (см. табл. 2). При эффективности грохочения 92% на нижнее сито поступает $75,14 \times 0,92 = 69\%$ от исходного материала.

С достаточной для практики точностью можно считать, что эффективность грохочения на верхнем сите по классам —13 и —6 мм равна 100%.

Тогда содержание классов +13 мм и —6 мм в материале, поступающем на нижнее сито, составит (см. рис. 2):

Таблица 6. Поправочные коэффициенты к формулам (60) и (61) для расчета производительности инерционных и вибрационных грохотов

Показатели	Условия грохочения и численные значения коэффициентов										
	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90	90
Содержание в исходном материале мелочи (частиц мельче размера отверстий сита), % Коэффициент k по каталогам: старым новым	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,0
	—	0,7	0,8	0,9	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,0
Содержание в исходном материале крупных зерен (частиц крупнее размера отверстия сита), % Коэффициент l (по старым и новым каталогам)	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90	90
	0,94	0,97	1,0	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,0	3,36	3,36
Эффективность грохочения, % Коэффициент m (по старым каталогам)	80	85	87,5	90	92	93	94	95	96	98	98
	1,45	1,28	1,20	1,11	1,0	0,95	0,89	0,8	0,67	0,44	0,44
Форма зерен и материал	Любой дробленый материал (кроме угля)			Зерна округлой формы (например, морская галька)			Уголь				
	1			1			1,25			1,5	
Коэффициент n (по старым каталогам)	Сухой			Влажный			Комкующийся				
	1			0,75—0,85			0,2—0,6			0,9—1,0	
Влажность материала	Сухое			Мокрое							
	1			1							
Коэффициент o (по старым каталогам) при размере отверстий сит, мм: менее 25 более 25	1			1							
	1			1							
Способ грохочения	Сухое			Мокрое							
	1			1							
Коэффициент p (по старым каталогам) при размере отверстий сит, мм: менее 25 более 25	1			1							
	1			1							

Т а б л и ц а 7. Параметры механического режима грохотов

Крупность исходного материала, мм	Отверстия сетки, мм	Амплитуда вибраций, мм	Частота вращения вала вибровозбудителя, мин ⁻¹	Угол наклона грохота, градус	Ориентировочная скорость подачи, м/с
-13+0	2,36	8	950	20	0,60—0,67
-25+0	19	8	950	20	0,67—0,74
-100+0	25	8	950	20	0,74—0,82
-200+0	75	9,5	850	20	0,84

$$\text{для класса } +13 \text{ мм } \frac{69 - 62,4}{69} \cdot 100 = 9,6 \%;$$

$$\text{для класса } -6 \text{ мм } \frac{44}{69} \cdot 100 = 64 \%.$$

Значение коэффициентов: $k=1,5$; $l=0,9$.

Остальные коэффициенты имеют прежние значения.

Площадь нижнего сита

$$F_{\text{н}} = \frac{Q_{\text{н}}}{q\delta k l m n p} = \frac{0,69 \cdot 500}{20 \cdot 1,6 \cdot 1,5 \cdot 0,9 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 8 \text{ м}^2.$$

Расчетная площадь сита с учетом коэффициента его использования $k_{\text{н}}=0,7$ составит

$$F_{\text{р}} = 8/0,7 = 11,4 \text{ м}^2.$$

Расчет по формуле (61)

Необходимая площадь верхнего сита

$$F_{\text{в}} = \frac{Q_{\text{в}}}{q\delta k l} = \frac{500}{28,1 \cdot 1,6 \cdot 1,44 \cdot 1} = 7,7 \text{ м}^2.$$

Необходимая площадь нижнего сита

$$F_{\text{н}} = \frac{Q_{\text{н}}}{q\delta k l} = \frac{0,69 \cdot 500}{18,7 \cdot 1,6 \cdot 1,5 \cdot 0,9} = 8,6 \text{ м}^2.$$

Расчетная площадь нижнего сита с учетом $k_{\text{н}}=0,7$ составит

$$F_{\text{р}} = 8,6/0,7 = 12,2 \text{ м}^2.$$

Правильность расчетов проверяют по толщине слоя материала в разгрузочном конце грохота (должна быть равной четырехкратному размеру отверстий при грохочении руд и трехкратному — при грохочении углей). При этом максимальная толщина слоя не должна превышать 100 мм для руд и 150 мм для углей.

Толщину слоя h надрешетного продукта в разгрузочном конце грохота можно рассчитать по формуле (53)

$$h = Q / (3,6 B v \delta k),$$

где Q — производительность одного грохота по надрешетному продукту, т/ч; B — ширина сита, м; v — скорость подачи материала, м/с; δ — плотность материала, кг/м³; k — коэффициент разрыхления материала на сите (принимается равным 0,4—0,6).

§ 8. ЦИЛИНДРИЧЕСКИЕ ГРОХОТЫ

Различают цилиндрические грохоты со спиральной просеивающей поверхностью типа ГЦЛ, которые предназначены для предварительного грохочения углей, и с цилиндро-конической поверхностью — для обезвоживания и обесшламливания мелкого угольного концентрата.

Грохот ГЦЛ (рис. 36) состоит из вращающегося на катках барабана со спиральной просеивающей поверхностью, рамы, бункера, загрузочной точки, приводного механизма и кожуха. Боковая поверхность барабана выполнена в виде многозаходной спирали, а витки имеют Т-образный профиль. Расстояние между витками спирали может быть 50, 70 и 100 мм в зависимости от требуемой крупности подрешетного продукта. Удерживается барабан в заданном положении на двух опорных и двух упорных катках. Вращение барабана производится от электродвигателя, через редуктор и от двух ведущих катков, размещенных на одном валу.

Кожух подключается к вытяжной вентиляции для отсоса пыли.

Исходный уголь по загрузочной точке попадает вовнутрь барабана. При вращении его надрешетный продукт выводится спиралями за пределы грохота, а подрешетный просеивается через спиральную поверхность.

Барабанные грохоты отличаются простотой конструкции, надежностью в эксплуатации, меньшим переизмельчением крупных кусков угля и высокой производительностью.

При наличии в исходном угле зерен продолговатой формы подрешетный продукт засоряется верхним классом.

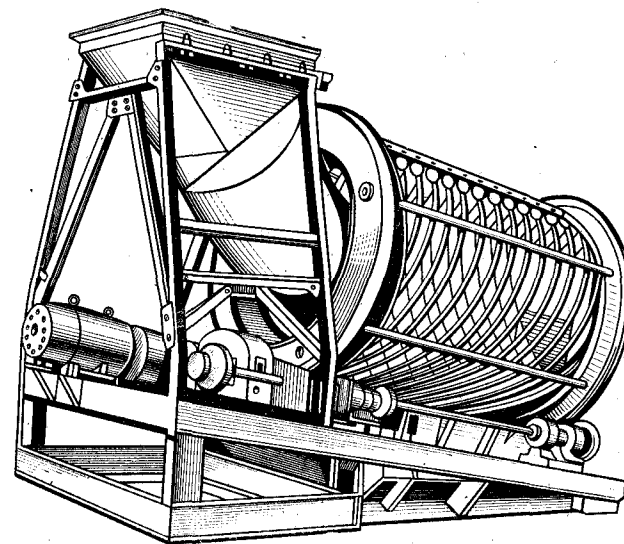


Рис. 36. Общий вид цилиндрического грохота ГЦЛ

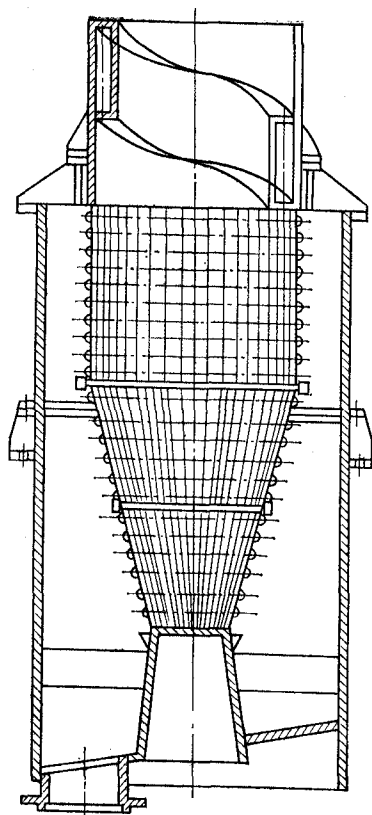


Рис. 37. Цилиндрический грохот

При грохочении угля и антрацита влажностью 4—7% удельная производительность грохота при расстоянии между спиралями 100 мм достигает 70 т/м², а эффективность грохочения — 97—98%.

Техническая характеристика грохотов ГЦЛ приведена в приложении 8.

Цилиндрический грохот, изображенный на рис. 37, представляет цилиндрико-коническую поверхность, выполненную из сетки. Исходная пульпа подается под давлением тангенциально к цилиндрической поверхности, получает вращательное движение и по спирали опускается к вершине конической части грохотов. Надрешетный продукт разгружается через нижний конец грохота, а подрешетный собирается во внешнем кожухе грохота. Цилиндрические грохоты изготавливаются с площадью сита до 10 м² и применяются для предварительного обезвоживания и обесшламливания мелкого угольного концентрата. Размер отверстий сит 0,5—2,0 мм.

§ 9. ДУГОВЫЕ СИТА И ГИДРАВЛИЧЕСКИЕ ГРОХОТЫ

Дуговые сита в зависимости от способа подачи питания подразделяются на напорные и безнапорные.

Напорное дуговое сито (рис. 38) состоит из сварного закрытого короба 1, внутри которого неподвижно укреплена рабочая поверхность 2, собранная из проволок клиновидного сечения, загрузочного устройства 7 с регулировочным устройством 6, положение которого фиксируется винтом 5.

Щелевидное сито 2 устанавливается на опоре 3 из уголков так, чтобы колосники были расположены перпендикулярно к потоку пульпы, и закрепляется клиньями 4. Нижний конец сита выположен и имеет наклон 30—35° к горизонту.

Исходная пульпа через загрузочное устройство 7 подается под напором до 250 кПа на сито 2 и движется по его поверхности с определенной скоростью.

Под действием центробежной силы пульпа расслаивается, шлам и вода срезаются кромками колосников и поступают

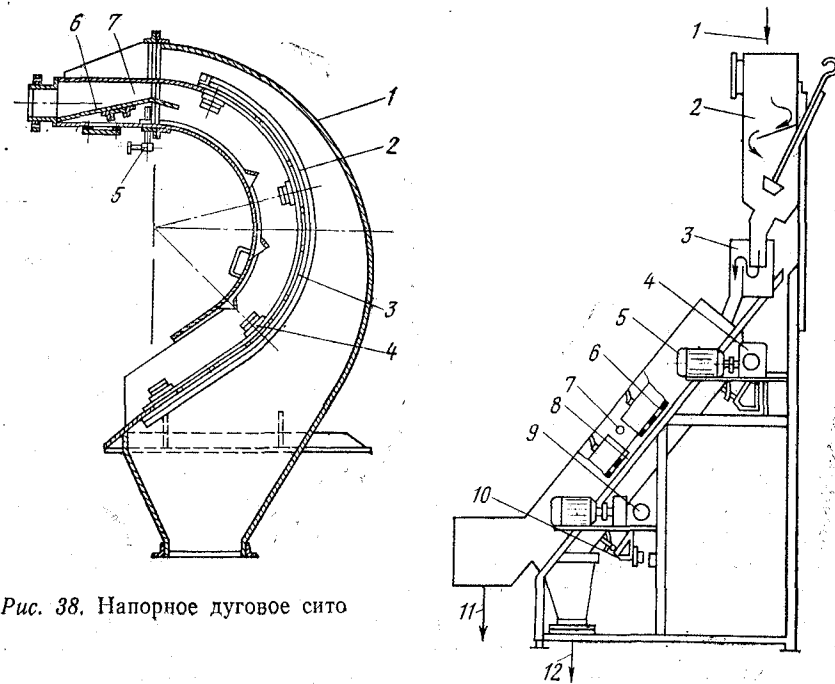


Рис. 38. Напорное дуговое сито

Рис. 39. Схема гидравлического грохота для тонкого грохочения:

1 — подача исходной пульпы; 2 — пульпораспределитель; 3 — коробка питания секций; 4 — редуктор приводного вала с кулачковым механизмом; 5 — электродвигатель; 6 — сито; 7 — брызгала подачи воды на сито; 8 — рама; 9 — кулачковый механизм; 10 — ударник (молоток); 11, 12 — надрешетный и подрешетный продукт

в подрешетный продукт, а обесшламленный материал представляет собой надрешетный продукт.

В безнапорном сите исходная пульпа подается по желобу в камеру и далее самотеком поступает на рабочую поверхность. При таком способе питания износ сита меньше, чем в напорных ситах, но производительность напорного сита значительно выше.

Дуговые сита применяются для мокрого грохочения материалов крупностью до 2,5 мм (в основном для обесшламливания их).

На дуговые сита рекомендуется подавать по возможности сгущенные пульпы (содержание твердого по массе до 70%). Удельная производительность для сит с размером щели 0,3—0,7 мм приблизительно составляет от 70 до 150 м³/(м²·ч). Эффективность грохочения в зависимости от размера щели составляет от 33 до 90%. Срок службы сит до 40 дней. На угольных фабриках срок службы сит из нержавеющей стали примерно 1800—2000 ч.

Показатели классификации на дуговых ситах зависят от плотности пульпы, ширины и числа щелей, радиуса дуги сита, длины и ширины сита, подачи пульпы на сито, granulометрического состава исходного материала и вязкости среды. На дуговых ситах размер щели обычно составляет 0,3; 0,5; 0,75 и 1 мм.

Производительность дугового сита Q ($\text{м}^3/\text{ч}$) ориентировочно может быть определена по формуле

$$Q = kFv, \quad (62)$$

где k — коэффициент, учитывающий условия питания, точность разделения и конструктивные особенности просеивающей поверхности. Он может изменяться в широких пределах — от 4 до 200 (принимается равным 160); F — живое сечение сита, м^2 ; v — скорость подачи исходной пульпы, $\text{м}/\text{с}$. Она может приниматься в пределах от 3 до 6 $\text{м}/\text{с}$. Техническая характеристика дуговых сит приведена в приложении 9.

На ряде железорудных предприятий США находит применение тонкое грохочение на гидравлических грохотах (ситах), которое обеспечивает эффективность грохочения до 50—70%. В СССР проводятся работы по освоению выпуска грохотов для тонкого грохочения. Плоский гидравлический секционный грохот показан на рис. 39. Он предназначен для грохочения в потоке пульпы полезных ископаемых крупностью до 3 мм. Рамка с щелевым ситом установлена на неподвижной раме под углом 45—55° к горизонту. Исходная пульпа подается на верхний конец сита и движется по наклонной просеивающей поверхности. Надрешетный продукт сходит в нижнем конце сита, а подрешетный отводится по наклонному поддону. Грохот оборудован ударным механизмом для встряхивания сит, что исключает забивание их отверстий.

Просеивающая поверхность представляет собой сита с поперечным к направлению потока размещением щелей.

В приложении 10 приведена техническая характеристика этого грохота.

Для мокрого подготовительного грохочения углей УкрНИИ-углеобогащением разработаны и внедрены гидрогрохоты с неподвижной просеивающей поверхностью.

Гидрогрохот «Луганец» (ГГЛ) предназначен для мокрой классификации рядовых углей на два машинных класса по граничной крупности 6—25 мм. Грохот рекомендуется для применения на углеобогатительных фабриках с пределом обогащения до 0 (0,5) мм, где технологической схемой предусматривается обогащение крупного и мелкого угля в гидравлических отсадочных машинах, а также может быть использован для предварительной подготовки крупного машинного класса перед обогащением его методом тяжелосредней сепарации.

Отличительной особенностью гидрогрохота «Луганец-2» (ГГЛ2) является наличие обезвоживающе-обесшламливающего

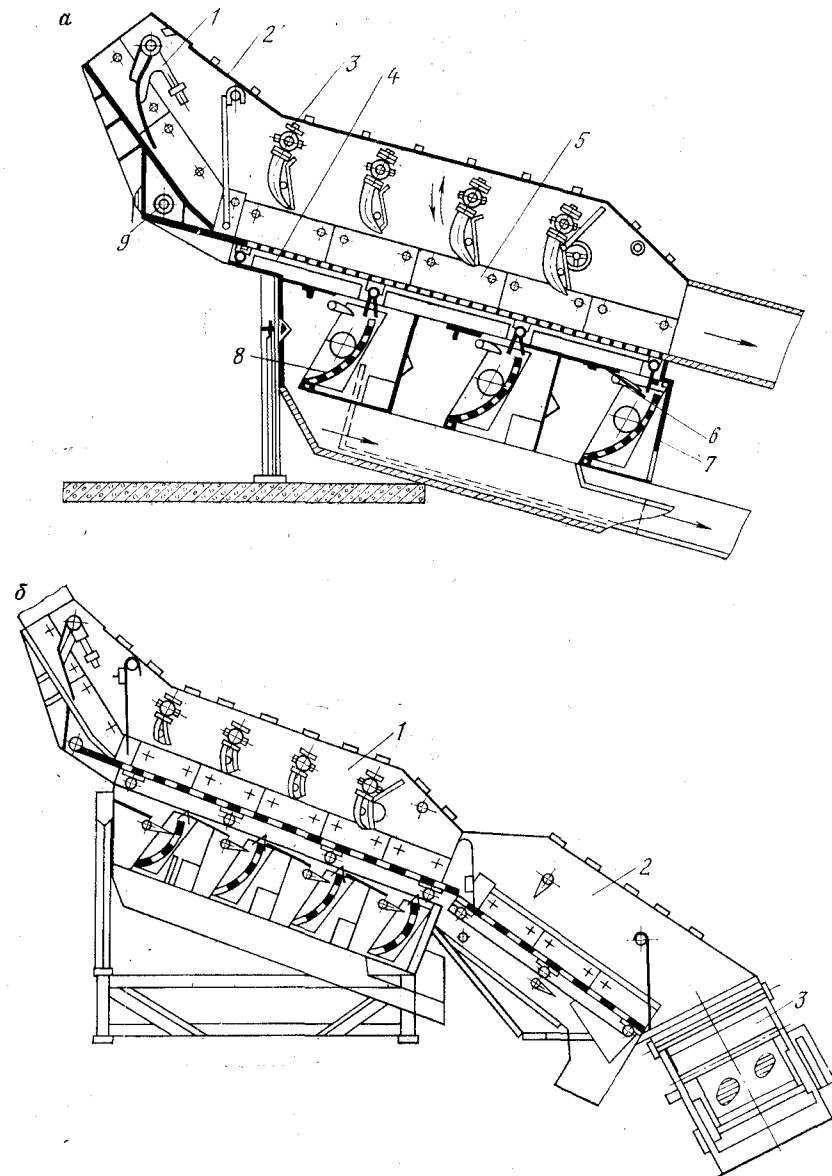


Рис. 40. Гидрогрохоты с неподвижной просеивающей поверхностью: а — гидрогрохот «Луганец-2» (ГГЛ2); б — комплекс КПУ800

поддона, а гидрогрохота «Луганец-3» (ГГЛ3) — наличие продольной перегородки, разделяющей просеивающую поверхность на две равные части.

На рис. 40, а показана конструкция гидрогрохота «Луганец-2». Корпус грохота 2 представляет собой жесткую несущую

сварную конструкцию, выполненную из листового проката и состоящую из двух боковин, жестко соединенных между собой. В нем закреплена неподвижная просеивающая поверхность 4. В верхней части боковин снаружи имеются водораспределители, снабженные патрубками с фланцами для присоединения подводных трубопроводов для воды.

Разравниватель 1 предназначен для равномерного распределения и смачивания угля. Он состоит из сварного каркаса и двух переходных втулок, которые, выполняя роль шарниров, обеспечивают подвижность каркасов.

Трубы с консольными соплами 3 относятся к основным рабочим органам гидрогрохота. Конструкция труб позволяет в широких пределах изменять гидравлический режим грохочения и регулировать подачу воды через сопло. Труба состоит из сварного каркаса с торцевым кольцом и двух фланцев с кронштейнами для закрепления консольных сопел и задвижек, регулирующих подачу воды в сопла.

Консольное сопло изготавливается литым или сварным с отверстием, имеющим сверху цилиндрическую форму, а снизу — щелевидную.

Сопло предназначено для формирования водяной струи и сообщения ей нужного направления. Конструкция сопла предусматривает возможность его очистки во время работы гидрогрохота.

Просеивающая поверхность 4 гидрогрохота состоит из отдельных секций колосниковых сит, представляющих собой гребенки сварной конструкции с продольно расположенными на них колосниками. Колосники трапециевидного профиля укладываются в пазы гребенок и привариваются. По верхней кромке колосника специальными электродами производится наплавка износостойкого слоя. Конструкция колосникового сита позволяет быстро произвести его замену при кратковременной остановке гидрогрохота.

Подвижные борты 5 предназначены для регулирования площади просеивающей поверхности в зависимости от технологической необходимости. Просеивающая поверхность может быть сужена в разгрузочной части. Размер сужения определяется в процессе наладки и пуска гидрогрохота. После этого борты жестко фиксируются относительно боковин корпуса гидрогрохота.

Рядовой уголь поступает в разгрузочную часть 1 гидрогрохота и предварительно смачивается водой. Под действием струй воды из торцевых 9 и консольных 3 сопел материал транспортируется по просеивающей поверхности и разделяется на два класса. Продукты грохочения по желобам направляются на обогащение.

Под просеивающей поверхностью расположен ряд дуговых сит 8. Подобное конструктивное решение обеспечивает эффективное обезвоживание и обесшламливание подрешетного про-

дукта. Дуговые сита располагаются во встроеном корпусе гидрогрохота — обезвоживающем поддоне 7. Обезвоживающий поддон представляет собой сварную конструкцию из листового проката. В верхней части по длине он разделен на отсеки, в каждый из которых вставляется дуговое сито радиусом 500 мм.

Для регулирования режима загрузки дуговых сит перед ними на осях размещены поворачивающиеся шиберы — металлические пластины 6, футерованные резиновой полосой. Шибер устанавливается в определенном положении с помощью рукоятки, посаженной на его ось. Фиксация шибера осуществляется установкой рукоятки в отверстиях специально наваренного на корпусе сегмента.

Каждое сито укладывается в рамку — кассету, закрепляется и устанавливается в поддоне. Для установки сит в стенках корпуса имеются сквозные проемы, закрываемые крышками. Предусмотрена возможность визуального наблюдения за их состоянием.

Основное назначение обезвоживающего поддона — отделение воды и шлама крупностью до 0,5 мм от подрешетного продукта гидрогрохота.

Надрешетный продукт дуговых сит разгружается в желоб под поддоном и направляется на отсадку, а вода вместе со шламом через боковые отверстия корпуса направляется в отводящие желоба, устанавливаемые с любой стороны поддона.

Комплекс для подготовки угля по крупности перед обогащением (КПУ800) предназначен для мокрого подготовительного грохочения углей перед их обогащением в тяжелосредних сепараторах и отсадочных машинах.

В комплекс (рис. 40, б) входят три основных узла: гидрогрохот 1 (ГГЛ2), дешламатор 2 и обезвоживатель 3.

Секции колосниковых сит дешламатора, предназначенного для обесшламливания надрешетного продукта гидрогрохота, и его подвижные борты по конструкции аналогичны таким же конструктивным элементам гидрогрохота ГГЛ2. В комплект дешламатора входят восемь секций колосниковых сит.

Основное разделение исходного материала на машинные классы происходит на гидрогрохоте 1. Надрешетный продукт с гидрогрохота самотеком поступает на поверхность дешламатора 2, где в результате изменения скорости потока и под действием струй воды для ополаскивания обесшламливается. Окончательное обезвоживание надрешетного продукта до требуемых значений осуществляется на поверхности обезвоживателя.

Гидродинамическое состояние потока регулируется изменением углов наклона рабочих поверхностей дешламатора и обезвоживателя, а также с помощью специальных гасителей скорости, выполненных в виде резиновых фартуков с утяжелителями.

Техническая характеристика гидрогрохота ГГЛ3 с неподвижной просеивающей поверхностью приведена в приложении 11.

§ 10. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГРОХОТОВ

Основными условиями для работы грохотов являются: равномерная подача и распределение исходного материала; правильное и равномерное натяжение сит; хорошее состояние и чистота сит; правильное направление вращения вала грохота; своевременная смазка подшипников; исправность частей грохота.

Для лучшего распределения материала по ширине грохота сито делают несколько выпуклой формы. Очистка отверстий сит от посторонних предметов и застрявших кусков грохотимого материала производится при помощи щеток и деревянных молотков. Вал грохота должен вращаться в направлении движения материала.

Для защиты просеивающей поверхности от ударов падающих кусков материала на грохоте должны быть загрузочные коробки: высота падения исходного материала не должна превышать 350 мм.

Большое внимание необходимо уделять балансировке грохотов, особенно гирационных, так как нарушения балансировки вызывают значительные вибрации. Разница в жесткости амортизационных пружин не должна превышать 10%. Угловые смещения шеек эксцентрикового вала (центров посадочных отверстий подшипников) должны быть не более $0^{\circ}30'$. Это требование относится и к параллельности валов самобалансного вибровозбудителя.

Смазку грохотов производят густым маслом колпачковыми пресс-масленками один раз в смену. При большом числе грохотов их подключают к централизованной станции густой смазки. Применяют солидол УС-2 или тавот (в зимнее время к тавоту добавляют 20—25% машинного масла). Смазка вибровозбудителя производится индустриальным маслом марки 12. Допустимая температура подшипников 70—75°C.

Правилами эксплуатации оборудования предусмотрено после монтажа грохота проводить его приемо-сдаточные испытания. При этом должны быть проверены амплитуда и частота колебаний короба грохота. При установившемся режиме работы инерционных и самобалансных грохотов двойная амплитуда боковых колебаний короба не должна превышать 1 мм, а расхождение амплитуд колебаний бортовых стенок короба не должно быть более 0,5 мм; не допускается появление поперечной раскочки или крутильных колебаний вокруг вертикальной или продольной оси грохота.

Прием и сдача смены должны производиться в следующей последовательности: сдающий смену должен сделать запись в Журнале приема и сдачи смен о состоянии обслуживаемого оборудования, неисправностях и мерах, принятых для их устранения, а также сообщить об этом принимающему смену; принимающий смену обязан осмотреть оборудование и проверить

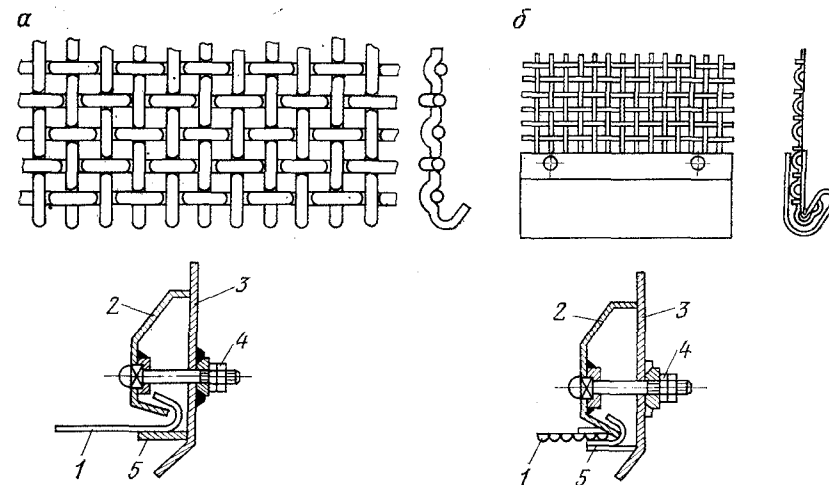


Рис. 41. Детали для поперечного натяжения сит на коробе грохота: а — крепление сетки из проволоки диаметром 4,5—10 мм; б — то же, из проволоки диаметром 1,8—3 мм

правильность записей в журнале. При приеме смены необходимо проверить: состояние деталей, узлов и механизмов; пусковых, тормозных и блокировочных устройств; надежность крепления узлов и деталей; исправность смазочных устройств и наличие в них смазочных материалов; состояние подшипников, открытых зубчатых передач и редукторов; наличие инструмента, приспособлений и запасных частей; чистоту оборудования и рабочего места; состояние сита и узлов его крепления; состояние болтовых соединений вибрирующих частей грохота; исправность приводного устройства; температуру подшипников и наличие в них смазки; состояние амортизирующих устройств и их крепление.

Пуск и остановка грохота производятся в соответствии с технологической инструкцией и правилами технологической эксплуатации технологического оборудования. Не разрешается производить пуск и остановку грохота при наличии на нем материала. Пуск грохота производится после пуска приемных устройств для продуктов грохочения, а подача материала на грохот — после достижения установившейся частоты колебания короба.

При эксплуатации грохотов необходимо следить за исправностью сит, равномерной подачей исходного материала на всю ширину сита, соответствием производительности и эффективности показателям режимной карты, состоянием брызгал для промывки материала, отсутствием резонансных колебаний отдельных участков грохота.

Обслуживающий персонал должен знать неисправности грохотов и способы их устранения.

Существует несколько способов крепления и натяжения сит (решет) к коробу грохота. Наиболее часто применяется поперечное натяжение сит (рис. 41). Концы проволок диаметром более 4,5 мм отгибаются вдоль кромки сита 1 (рис. 41, а), зажимаются в скобы 2 из листовой стали, и сито притягивается к боковине 3 короба при помощи продольных захватов 5 и стяжных болтов 4. Продольные кромки сит из более тонкой проволоки (рис. 41, б) заделываются в специальные скобы под захваты.

Применяемое для грохотов тяжелого типа продольное натяжение сит с зажимом по бокам клиньями требует дополнительного крепления по продольной оси.

При грохочении влажных и глинистых материалов в отдельных случаях производят подогрев сит.

Глава IV

**ОСНОВЫ ПРОЦЕССОВ ДРОБЛЕНИЯ
И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ**

**§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ДРОБЛЕНИИ
И ИЗМЕЛЬЧЕНИИ**

Между дроблением и измельчением нет принципиальной разницы. Дроблением и измельчением называются процессы разрушения кусков (зерен) полезных ископаемых на более мелкие зерна путем действия внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления между частицами. Условно считают, что при дроблении получают зерна крупностью более 5 мм, а при измельчении — менее 5 мм. Машины, с помощью которых осуществляется дробление и измельчение, соответственно называются дробилками и мельницами.

Полезные ископаемые в зависимости от их минерального состава, метода обогащения и характера использования подвергаются дроблению и измельчению до различной крупности. При обогащении полезных ископаемых дробление и измельчение применяются для разъединения сростков рудных (полезных) и нерудных минералов, содержащихся в исходном материале; доведения исходного материала до необходимой крупности или гранулометрического состава. Предел крупности дробления и измельчения определяется размером вкрапленности рудных и нерудных минералов. Эта крупность устанавливается опытным путем для каждого полезного ископаемого при исследовании его на обогатимость.

Дробление и измельчение применяются также на электростанциях, сжигающих уголь в пылевидном состоянии; цементных заводах; коксохимических заводах для приготовления угля перед коксованием; металлургических заводах для дробления известняков и доломитов и других материалов; в промышленном и дорожном строительстве для приготовления щебня и т. д. Крупность продуктов дробления и измельчения в этих случаях устанавливается требованиями последующей технологии.

При дроблении и измельчении любого полезного ископаемого необходимо соблюдать принцип «не дробить ничего лишнего». Переизмельчение приводит к излишнему расходу энергии, увеличению износа дробилок и мельниц, уменьшению их произво-

дительности, а также ухудшению показателей последующего обогащения.

Оценка результатов дробления и измельчения производится по степени дробления (измельчения) и эффективности работы дробилок (мельниц).

Степенью дробления (измельчения) называется отношение размеров зерен исходного материала к размерам зерен дробленого (измельченного) продукта.

Степень дробления (измельчения) i вычисляют по формуле

$$i = D_{\text{ср}}/d_{\text{ср}}, \quad (63)$$

где $D_{\text{ср}}$ и $d_{\text{ср}}$ — средневзвешенный диаметр зерен исходного материала и дробленого продукта.

При ориентировочных определениях степени дробления в промышленности широко пользуются формулой

$$i = D_{\text{max}}/d_{\text{max}}, \quad (64)$$

где D_{max} и d_{max} — размер максимального куска материала соответственно до и после дробления.

Степень дробления (измельчения) по формуле (64) вычисляется как отношение диаметров отверстий сит, через которые при грохочении исходного материала и дробленого (измельченного) продукта зерна материала еще проходят. Форма отверстий сит для грохочения исходного материала и продукта дробления (измельчения) должна быть одинаковой.

Находит применение формула вида

$$i = D_{80}/d_{80}, \quad (65)$$

где D_{80} и d_{80} — размер квадратных отверстий сит, через которые проходит 80 % дробимого и дробленого продукта соответственно. Для процесса измельчения принимают D_{95} и d_{95} . Формула (65), так же как и формула (63), учитывает характеристику крупности исходного и дробленого (измельченного) материала, поэтому вычисленная по этим формулам степень i характеризует процессы дробления и измельчения с достаточной точностью.

На обогатительных фабриках дробление и измельчение руд обычно производятся в несколько стадий, так как получить необходимую степень дробления в одной машине обычно невозможно. Общая степень дробления равна произведению степеней дробления в отдельных стадиях.

Эффективность \mathcal{E} работы дробилок и мельниц выражается в тоннах дробленого (измельченного) продукта на 1 кВт·ч израсходованной энергии

$$\mathcal{E} = Q/E, \quad (66)$$

где Q — масса дробленого (измельченного) продукта, т; E — энергия, затраченная на дробление (измельчение), Дж. Величина, обратная \mathcal{E} , называется удельным расходом энергии $E_{\text{уд}}$ (Дж/т):

$$E_{\text{уд}} = E/Q. \quad (67)$$

§ 2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Определение энергии, необходимой для преодоления внутренних сил сцепления зерен при их разрушении, является одной из главных задач в теории дробления и измельчения.

Известно, что большинство кристаллических твердых тел, в том числе и горных пород, являются поликристаллами, т. е. состоят из очень большого числа сросшихся мелких кристаллических зерен.

По типам сил связи различают кристаллы с ионной, атомной, металлической, молекулярной и с водородными связями. В кристаллах с ионной связью в узлах кристаллической решетки находятся ионы. Связь обусловлена в основном электрическим взаимодействием противоположно заряженных ионов. Чем больше сила взаимодействия между ионами, тем выше твердость кристаллов.

В узлах кристаллической решетки кристаллов с атомным типом связи находятся атомы, между которыми существует ковалентная или гомеополлярная химическая связь. В основе ковалентной связи лежит образование общей пары валентных электронов по одному от каждого атома. В кристаллах с металлическим типом связи связь между ионами металла обеспечивается электронным облаком, которое является общим для всего кристалла. Кристаллы с молекулярной связью характеризуются наличием в узлах решетки устойчивых молекул, которые удерживаются довольно слабыми вандерваальсовыми силами. В кристаллах с водородными связями связь между молекулами осуществляется водородным атомом. Вандерваальсовы силы связи примерно на два порядка меньше ковалентных и ионных и на один порядок — водородных. Металлическая связь в несколько раз слабее ковалентной и ионной.

Реальные кристаллы обладают нарушениями кристаллической решетки, которые называются дефектами. Различают точечные, одномерные и двумерные дефекты. Первые, в свою очередь, подразделяются на энергетические, электронные и атомные. Наиболее распространенными являются энергетические дефекты, вызванные тепловым движением или радиацией, так называемые фононы. Электронные дефекты возникают вследствие избытка или недостатка электронов (незаполненные валентные связи в кристаллах — дырки) или наличия экситонов (парных дефектов, состоящих из электрона и дырки, которые связаны кулоновскими силами). Примером атомных дефектов являются смещения атомов из узлов в междузлии. Одномерные (линейные) дефекты представляют собой дислокации (смещения) атомных плоскостей между собой, а двумерные — ряды линейных дислокаций.

Точечные дефекты имеются в каждом реальном кристалле, они постоянно зарождаются и исчезают под влиянием тепловых флуктуаций. Атомные дефекты решетки могут влиять на

механические и другие свойства кристаллов. Дислокации в большей степени влияют на физические свойства минералов, чем атомные дефекты. Под влиянием напряжений дислокации обладают легкой подвижностью и активно взаимодействуют между собой и с другими дефектами решетки. При взаимодействии движущихся дислокаций с препятствиями (границы зерна, другая дислокация и т. п.) происходит размножение дислокаций.

Увеличение концентрации дефектов до некоторого значения предопределяет уменьшение прочности кристаллов. В дальнейшем дефекты затрудняют движение дислокаций, что является упрочняющим фактором.

Процесс дробления и измельчения горной породы начинается с ее разрушения по трещинам и наиболее слабым местам при напряжениях, превышающих пределы прочности при сжатии и сдвиге. Затем разрушается более однородная масса.

Хрупкие твердые тела обычно разрушаются при напряжении, составляющем тысячную часть от их модуля Юнга. Скорость распространения трещины в хрупком теле увеличивается с ростом напряжения до определенного предела. С повышением температуры и сжимающего давления процесс разрушения становится более сложным — возможна пластическая деформация. Медленное приложение усилий предопределяет меньшую пластическую деформацию перед разрушением и требует меньшего расхода энергии, чем более быстрое. Оптимальная скорость приложения напряжения находится в пределах от 40 до 120 м/с в зависимости от направления удара и крупности разрушаемого материала. Ввиду этого молотковые дробилки являются более эффективными по сравнению с другими типами дробилок. По мере уменьшения крупности зерен материала требуется сравнительно больше энергии для их разрушения.

Необходимо отметить, что разрушение зерна происходит не только под действием внешних сил, но и под влиянием тепловой энергии.

При нагревании горных пород измельчение их происходит легче, особенно по границам спайности минералов, благодаря разнице в коэффициентах теплового расширения различных минералов и разному их объемному расширению. В тех случаях, когда это представляется возможным, целесообразно при измельчении применять термомеханический эффект (при магнетизирующем обжиге, газоструйном измельчении и т. д.).

На прочность горных пород при их измельчении оказывают действие поверхностно-активные вещества (ПАВ). Под влиянием физической сорбции ПАВ на поверхности твердого тела наблюдается понижение его прочности (эффект Ребиндера). ПАВ, попадая в микротрещины, оказывает расклинивающий эффект, препятствуя их смыканию. На проявление эффекта Ребиндера большое влияние оказывают дефекты строения твердого тела. В местах дефектов имеется избыток свободной энергии, что вызывает более интенсивное взаимодействие молекул

твердого тела и ПАВ. Механические условия измельчения также влияют на величину этого эффекта, который проявляется по-разному в зависимости от физико-механических свойств горной породы и ПАВ, а также режима измельчения.

Малые добавки ПАВ и воды при сухом измельчении цементных клинкеров позволили повысить производительность мельниц на 13—17 %, поэтому в цементном производстве добавки ПАВ находят применение. Измельчение руды в водной среде в большинстве случаев эффективнее сухого. Добавки ПАВ при мокром измельчении могут усиливать скольжение мелющих тел, вызывать снижение потребляемой мощности и соответственно снижать производительность.

Измельчение целесообразно осуществлять в два этапа: подготовка полезного ископаемого к раскрытию и само раскрытие. При подготовке к раскрытию необходимо добиваться изменения механических (упругих) свойств полезного ископаемого (разупрочнения) по межзерновым граням, что повышает селективность раскрытия минералов. Желательно, чтобы при этом прочностные свойства рудных минералов существенно не изменялись.

Согласно теории Гриффитса—Орована—Ребиндера о развитии микротрещин разрушение полезного ископаемого начинается в местах парования кристаллической решетки и проходит в следующей последовательности: скопление дефектов, приводящее к локальной концентрации напряжений; образование зародышевых микротрещин вплоть до появления трещин разрушения; разрушение тела на несколько частей.

Если это возможно и экономически целесообразно, то первый этап подготовки материала к раскрытию должен включать тепловое воздействие в условиях всестороннего сжатия для уменьшения его пластичности.

Второй этап процесса раскрытия должен обеспечивать условия для слияния дислокаций и зарождения микротрещин. Для горных пород с различными упругими свойствами рудных и нерудных минералов целесообразно применять механический способ измельчения. При приложении сжимающих и растягивающих напряжений, меньших предела прочности, в твердом теле возникают микротрещины по межзерновым поверхностям. Такие напряжения можно создать, изменяя давление окружающей воздушной или водной среды или многократным соударением кусков измельчаемого материала. При ударном измельчении величина энергии, необходимой для получения новой поверхности материала, прямо пропорциональна этой поверхности независимо от ее первоначального значения.

Кроме механического существуют термический, акустический, электрический и другие способы разрушения, которые находят в стадии разработки и освоения.

§ 3. МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

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

Прочностью горной породы называется способность ее разрушаться под воздействием внешних сил (до определенных значений пределов прочности). Дробимость является обобщающим параметром механических свойств горных пород и характеризуется энергоемкостью процесса их дробления. По методике Механобра дробимость оценивается индексом чистой работы дробления и типовой характеристикой разгрузки стандартных дробилок. Эти показатели определяют экспериментально при дроблении руды крупностью 50 (40) — e мм (e — ширина выпускного отверстия дробилки) в конусных или щековых дробилках малых типоразмеров. Удельный расход энергии на дробление служит мерой дробимости. Недостатками методики являются: необходимость использования больших проб (150—300 кг), трудность обеспечения постоянства загрузки дробилки и неточность определения полезной мощности.

По методике Механобрчермета дробимость определяется как удельная работа разрушения ударом на копре. Дробимость, определенная по этой методике, в совокупности с другими опытными показателями дает физико-механическую характеристику горной породы.

За рубежом оценка дробимости руд в дробилках и измельчения их в мельницах производится по индексу Бонда, который численно равен удельному расходу энергии в кВт·ч на 1 короткую тонну*, необходимой для дробления бесконечного массива до продукта, 80 % которого мельче 100 мкм.

Для характеристики дробимости пород Ю. А. Деятелиным и В. А. Масленниковым предложена зависимость относительной крупности продукта дробления при однократном статическом нагружении от его относительной деформации. При исследовании руд различных месторождений на дробимость ПО Уралмаш и Свердловским горным институтом установлено, что характеристика дробимости их в форме относительного суммарного выхода «по плюсу» от относительной крупности описывается экспоненциально — степенной функцией.

Измельчаемость оценивают по удельной производительности лабораторной мельницы (подробнее см. в третьем разделе). Абразивность характеризует способность горных пород изнашивать при трении рабочие органы дробилок, мельниц и других машин. По методике ИГД им. А. А. Скочинского за критерий абразивности принимают суммарную потерю в массе стержня из незакаленной стали, истирающегося о поверхность образца породы своим торцом в течение 10 мин.

При изучении механических свойств горных пород их испытывают на одноосное сжатие, растяжение, сдвиг и изгиб.

Прочность образцов пород (круглого или прямоугольного сечения) на сжатие рассчитывают по формуле

$$P = F/S, \quad (68)$$

где P — предел прочности при сжатии, Па; F — сила нажатия пресса на образец, при которой происходит его разрушение, Н; S — площадь поперечного сечения образца, м².

Испытания железных руд Криворожского бассейна показали, что их механические свойства изменяются в следующих пределах: предел прочности при сжатии $\sigma_{сж} = (5 \div 13) 10^4$ кПа; модуль Юнга $E = (20 \div 95) 10^6$ кПа; коэффициент Пуассона $\mu = 0,22 \div 0,24$.

Механические свойства горных пород зависят от их состава и строения (пористости, слоистости, крупности слагающих породу зерен и др.). Силы сцепления между кристаллами (кристаллитами), цементирующим веществом и обломками, кристаллитами цементирующего вещества (пустой породы) изменяются в широких пределах, что обуславливает значительные колебания механических свойств одних и тех же горных пород.

Реальная прочность хрупких пород примерно на порядок ниже теоретической.

Испытания горных пород на растяжение, изгиб и сдвиг производятся только при специальных исследованиях. Установлено, что пределы прочности горных пород при растяжении в несколько раз меньше, чем при сжатии. Предел прочности при сдвиге несколько выше, чем при изгибе и растяжении. Сдвигом называется деформация, при которой все слои тела, параллельные некоторой плоскости, смещаются друг относительно друга. При сдвиге объем деформируемого тела не меняется.

При дроблении (измельчении) наиболее выгодным видом деформации является растяжение.

Установлено, что в большинстве случаев с уменьшением крупности измельчаемых зерен горной породы прочность последней возрастает. Эта зависимость называется масштабным фактором. Для горных пород наблюдается заметное увеличение прочности при достижении крупности их зерен менее 0,1—0,5 мм.

В Советском Союзе для характеристики крепости пород применяется шкала крепости, предложенная проф. М. М. Протодьяконовым. Коэффициенты этой шкалы f используются для сравнения различных пород по разрушаемости. В первом приближении коэффициент крепости прямо пропорционален $\sigma_{сж}$: $f \approx \sigma_{сж}/100$; значения f изменяются от 1 до 20.

Коэффициент крепости пород определяется экспериментально методом толчения на специальном приборе определения крепости (ПОК). Согласно этому методу коэффициент крепости пропорционален отношению работы, затрачиваемой на

* Короткая тонна, принятая в США единица массы, равна 0,907 т.

дробление породы, к вновь образованной при дроблении поверхности, оцениваемой суммарным объемом частиц крупностью менее 0,5 мм.

Обычно испытанию подвергают пробы материала крупностью —40+20 мм и массой 0,04—0,06 кг.

Коэффициент крепости породы вычисляют по формуле

$$f = 20n/h, \quad (69)$$

где n — число сбрасываний груза массой 2,4 кг с высоты 0,6 м; h — высота столбика мелкой фракции крупностью —0,5 мм в объеме после испытания пяти навесок материала, мм. Диаметр объеммера 23 мм.

Для характеристики дробимости и измельчаемости пород пользуются специальными определениями сопротивляемости разрушению.

Горные породы по-разному реагируют на внешнее воздействие. Встречаются такие породы, деформация которых вплоть до разрушения очень незначительна (измеряется микрометрами), и породы, деформация которых при небольших нагрузках достигает миллиметра, а разрушения не наступает. Причиной разнообразия деформируемости пород является различие сил их внутренних связей.

Упругие породы при достижении предельного значения напряжений подвергается хрупкому разрушению — наступает разрыв их связей после упругих деформаций.

Пластичные породы имеют постоянную скорость деформирования. Различают также породы упруго-пластичные, вязкие, упруго-вязкие, упруго-вязко-пластичные и вязко-пластичные, представляющие комбинации первых двух типов.

Для хрупкого разрушения характерны четыре стадии: 1 — уплотнение и закрытие трещин; 2 — упругое деформирование; 3 — зарождение и развитие новых трещин; 4 — разветвление и слияние трещин, разрушение материала.

Большинство горных пород анизотропно. По данным ИГД им. А. А. Скочинского, коэффициенты анизотропии, как отношения прочностных показателей в направлениях, параллельных слоистости и перпендикулярной к ней, для пород Донбасса, Кузбасса и Воркуты изменяются от 1,1 до 1,6.

При разрушении горной породы сила, или нагрузка, может быть приложена различными способами. Различают статическое, динамическое, ударное (импульсное) и другие способы нагружения. С изменением скорости приложения нагрузки изменяются прочностные деформационные характеристики горных пород. Показателем скорости нагружения является отношение суммарного приращения напряжения ко времени его действия. Статическая нагрузка не зависит от времени, динамическая — характеризуется малой длительностью и мгновенным нарастанием нагрузки, при этом после максимума наступает быстрое ее снижение; ударное (или импульсное) нагружение характе-

ризуется почти мгновенным возрастанием нагрузки, за которым следует быстрое ее уменьшение.

С увеличением скорости нагружения предел прочности на сжатие, модуль упругости и сопротивляемость материала разрушению возрастают. Интенсивность нарастания сопротивления сжатию и растяжению пород с увеличением скорости нагружения различна для различных пород.

При статическом нагружении напряжения распределяются практически равномерно по всему телу и разрушение происходит в самом слабом месте, а при динамическом нагружении разрушение может произойти в нескольких местах, так как напряжения распределяются неравномерно.

Твердость горной породы, в отличие от прочности, представляет собой сопротивление местному локализованному разрушению или местной деформации под действием сосредоточенных на небольшом участке поверхности тела сил.

§ 4. ЗАКОНЫ ДРОБЛЕНИЯ

Энергия, расходуемая на дробление (измельчение), складывается из энергии на упругую деформацию разрушаемых зерен (рассеивается в окружающее пространство в виде тепла) и на образование новой поверхности (превращается в свободную поверхностную энергию измельченных зерен).

По закону Риттингера работа, затраченная на измельчение, пропорциональна вновь образованной поверхности.

Предположим, что зерно в форме куба с ребром D разрушается на N кубиков с ребром d ($N = D^3/d^3$).

Площади поверхности первоначального S_1 и полученных S_2 кубов равны

$$S_1 = 6D^2; \quad S_2 = 6d^2 D^3/d^3. \quad (70)$$

Площадь вновь образованной поверхности

$$\Delta S = S_2 - S_1 = 6D^2 (D/d - 1) = 6D^2 (i - 1), \quad (71)$$

где i — степень измельчения.

Работа, затраченная на измельчение этого зерна, равна

$$A = A_0 \Delta S = 6A_0 D^2 (i - 1) = K_R D^2, \quad (72)$$

где A_0 — работа, затрачиваемая на образование единицы 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 таком измельчении, когда энергия расходуется в основном на образование новой поверхности, т. е. для высокой степени измельчения. Он не учитывает

изменения сопротивления материала измельчению по мере уменьшения его крупности.

Предположим, что на измельчение поступает материал массой G , состоящий из зерен различной крупности и формы. Пусть D и d — средние диаметры зерен до и после измельчения; во всех n стадиях степень измельчения одинаковая и равна r , а общая степень измельчения $i = r^n$.

Тогда работа, затраченная на измельчение материала массой G в отдельных стадиях согласно закону Риттингера, составит

$$A_1 = K_R D^2 \frac{G}{\delta D^3} = K_R' D^{-1} G;$$

$$A_2 = K_R' D^{-1} G r;$$

$$A_3 = K_R' D^{-1} G r^2;$$

$$\dots$$

$$A_n = K_R' D^{-1} G r^{n-1},$$

где δ — плотность материала, а $K_R' = K_R / \delta$.

Общая работа, затраченная на измельчение,

$$A = A_1 + A_2 + A_3 + \dots + A_n = K_R' G D^{-1} \times \\ \times (1 + r + r^2 + \dots + r^{n-1}).$$

Сумма членов геометрической прогрессии со знаменателем r $(r^n - 1)(r - 1)^{-1} = (Dd^{-1} - 1)(r - 1)^{-1}$.

Следовательно,

$$A = K_R' G D^{-1} (Dd^{-1} - 1)(r - 1)^{-1} = K_R'' G (d^{-1} - D^{-1}), \quad (73)$$

где $K_R'' = K_R' (r - 1)^{-1}$.

По закону Кирпичева-Кика расход энергии на дробление материала пропорционален его объему или массе.

Работа, затрачиваемая на разрушение одного крупного куска материала при малой степени дробления, пропорциональна изменению его объема ΔV

$$A = K \Delta V, \quad (74)$$

где K — коэффициент пропорциональности.

Так как ΔV пропорционально первоначальному объему куска V , $\Delta V = K_1 V$, то

$$A = K K_1 V = K_2 V = K_R D^3 \quad (75)$$

или

$$A = K_2 V = K_0 \delta V = K_0 M, \quad (76)$$

где K_R , K_1 , K_2 и K_0 — коэффициенты пропорциональности; D и M — диаметр и масса куска.

Таким образом, работа, затрачиваемая на дробление, пропорциональна объему или массе дробимого зерна.

Уравнение (76) справедливо при дроблении крупных кусков с малой степенью дробления, когда энергией, расходуемой на образование новой поверхности, можно пренебречь.

Предположим, что дроблению подвергается исходный материал массой G , состоящий из зерен различной крупности и формы. Определим работу, затрачиваемую на дробление материала в отдельных стадиях (условия аналогичны условиям предыдущего случая).

Работа, затрачиваемая на дробление материала массой G , состоящего из N кусков одинаковой массы M , равна (по формуле Кирпичева—Кика)

$$A_G = AN = K_0 MG / M = K_0 G.$$

При $i = r^n$ работа дробления по стадиям составит

$$A_1 = K_0 G,$$

$$A_2 = K_0 G,$$

$$\dots$$

$$A_n = K_0 G.$$

Работа дробления G материала при общей степени дробления i равна

$$A = A_1 + A_2 + \dots + A_n = n K_0 G, \quad (77)$$

где $n = \lg i / \lg r$.

Подставив n в формулу (77), получим

$$A = K_k \lg i G = K_k \left(\lg \frac{1}{d} - \lg \frac{1}{D} \right) G. \quad (78)$$

По закону Ребиндера работа A , затрачиваемая на измельчение материала, складывается из работ на его деформацию A_d и на образование новой поверхности A_s

$$A = A_d + A_s = K \Delta V + A_0 \Delta S, \quad (79)$$

где K — коэффициент пропорциональности, равный работе, затрачиваемой на деформацию единицы деформируемого объема зерна; ΔV — изменение объема деформируемого зерна; A_0 — работа, затрачиваемая на образование единицы новой поверхности; ΔS — площадь поверхности, вновь образованной при измельчении.

По гипотезе Ребиндера процесс упругой деформации тела характеризуется появлением в нем новой поверхности (трещины). При предельной объемной концентрации в теле трещин наступает его разрушение. Между процессами упругой деформации и разрушения с точки зрения образования поверхности разницы не существует.

Работа, затрачиваемая на образование новой поверхности, является полезной, а на упругие деформации — потерей. Тогда коэффициент полезного действия η процесса измельчения

$$\eta = A_S / (A_S + A_D) = (1 + A_D / A_S)^{-1}. \quad (80)$$

Таким образом, для повышения η следует:

по возможности увеличивать A_S ;

применять поверхностно-активные вещества, которые снижают A_D .

При одноосном сжатии работа, расходуемая на деформацию сферического зерна руды

$$A_D = \sigma_0^2 \pi d^3 / (12E), \quad (81)$$

где σ_0 — напряжение, возникающее в зерне при сжатии; E — модуль Юнга; d — диаметр зерна.

При напряжениях, превышающих предел прочности на сжатие, происходит измельчение зерна руды и образование новой поверхности $\Delta S = S_2 - S_1$, при этом затрачивается работа A_S

$$A_S = k(S_2 - S_1), \quad (82)$$

где k — удельная работа, затраченная на образование единицы новой поверхности; S_1 — поверхность зерна до измельчения; S_2 — поверхность материала после измельчения зерна.

Следовательно, работа, затрачиваемая на измельчение

$$A = A_D + A_S = \sigma_0^2 \pi d^3 / (12E) + k(S_2 - S_1). \quad (83)$$

Энергия E_1 , расходуемая в барабанных мельницах на измельчение зерна руды, должна быть не менее кинетической энергии зерна $E_2 = Mv^2/2$, необходимой для разрушения этого зерна, т. е. $E_1 \eta \geq E_2$, где M — масса зерна; v — скорость движения зерна в момент соударения, при которой оно разрушается. Следовательно,

$$A = E_2 = \sigma_0^2 \pi d^3 / (12E) + k(S_2 - S_1) = Mv^2/2. \quad (84)$$

С учетом того что $\pi d^3 \delta / 6 = M$, получим

$$\sigma_0^2 M / (2\delta E) + k(S_2 - S_1) = Mv^2/2. \quad (85)$$

Тогда

$$S_2 = S_1 + M [v^2 - \sigma_0^2 / (E\delta)] / 2k. \quad (86)$$

В случае, когда нельзя пренебречь одним из слагаемых в уравнении (79), для вычисления работы, затрачиваемой на дробление, предполагают, что она пропорциональна среднему геометрическому объема и площади поверхности разрушаемого зерна:

$$A = k \sqrt{VS} = k \sqrt{k_1 D^3} \cdot \sqrt{k_2 D^2} = k_0 D^{2.5}. \quad (87)$$

Формула (87) выражает закон Бонда.

В дальнейшем принимается, что измельчение зерна от крупности D до крупности d производится в n приемов с постоянной однократной степенью измельчения r . Тогда в первом приеме измельчения получается r^3 зерен размером D/r и затрачивается работа $A_1 = k_0 D^{2.5}$. Соответственно во втором и n -м приемах измельчения число зерен, их размер и затрачиваемая работа составят:

$$(r^3)^2; \quad D/r^2; \quad A_2 = k_0 \left(\frac{D}{r}\right)^{2.5} r^3 = k_0 D^{2.5} r^{0.5};$$

$$(r^3)^n; \quad D/r^n \quad \text{и} \quad A_n = k_0 \left(\frac{D}{r^{n-1}}\right)^{2.5} (r^{n-1})^3 = k_0 D^{2.5} (r^{0.5})^{n-1}.$$

Общая работа, расходуемая на измельчение, равна

$$A = A_1 + A_2 + \dots + A_n = k_0 D^{2.5} [1 + r^{0.5} + (r^{0.5})^2 + \dots + (r^{0.5})^{n-1}].$$

Сумма геометрической прогрессии со знаменателем $r^{0.5}$ равна

$$S = 1 [(r^{0.5})^n - 1] / (r^{0.5} - 1) = (r^{0.5n} - 1) (r^{0.5} - 1)^{-1}.$$

Следовательно,

$$A = k_0 D^{2.5} (r^{0.5n} - 1) (r^{0.5} - 1)^{-1}. \quad (88)$$

Определим работу, затрачиваемую на измельчение материала массой G . Число зерен кубической формы с ребром D в этом материале: $N = G / (D^3 \delta)$, где δ — плотность материала.

Тогда работа, затраченная на измельчение материала массой G :

$$A_G = AN = k_0 D^{-0.5} \delta^{-1} (r^{0.5n} - 1) (r^{0.5} - 1)^{-1},$$

Так как $r^n = D/d = i$, то

$$A_G = k_0 G \delta^{-1} (r^{0.5} - 1)^{-1} (d^{-0.5} - D^{-0.5}). \quad (89)$$

В этой формуле неизвестными являются k_0 и r .

Пользуясь выражением (89), можно приближенно определить работу для крупного, среднего и мелкого дробления со средними значениями степеней дробления.

Обозначив выражение $k_0 \delta^{-1} (r^{0.5} - 1)^{-1}$ через k_B , получим:

$$A_G = k_B G (d^{-0.5} - D^{-0.5}). \quad (90)$$

Удельная работа, затраченная на дробление материала, состоящего из зерен бесконечных размеров ($D = \infty$), до крупности $d = 100$ мкм (80% всех частиц), называется индексом работы по Бонду ω : $\omega = k_B / 10$.

После подстановки k_B в формулу (90) получим

$$A_G = 10\omega G (d^{-0.5} - D^{-0.5}), \quad (91)$$

Т а б л и ц а 8. Значение индекса работы дробления по Бонду

Полезное ископаемое	Плотность, 10 кг/м ³	Индекс работы, кВт·ч/т	Полезное ископаемое	Плотность, 10 кг/м ³	Индекс работы, кВт·ч/т
Базальт	290	19,0	Молибденовая руда	270	14,6
Боксит	220	9,8	Песчаник	265	28,9
Гематит	353	14,3	Полевой шпат	259	11,9
Глина	251	7,0	Свинцово-цинковая руда	356	11,9
Гранит	266	16,8	Сланец	263	17,5
Известняк	266	14,0	Титановая руда	401	13,6
Кварц	265	15,0	Уголь	140	14,3
Кварцит	268	10,6	Фосфориты	274	11,0
Магнетит	388	11,0	Цинковая руда	274	11,3
Марганцевая руда	353	13,5			
Медная руда	302	14,1			

где d и D — крупность кусков, равная размерам отверстий сит, на которых просев составляет 80 %.

Значения индекса работ дробления по Бонду некоторых полезных ископаемых приведены в табл. 8.

Таким образом, работа, затрачиваемая на дробление одного куска материала при определенной степени дробления, выражается:

$$\text{по Риттингеру } A = k_R D^2;$$

$$\text{по Бонду } A = k_B D^{2,5};$$

$$\text{по Кирпичеву — Кику } A = k_K D^3.$$

Законы, описывающие процесс дробления, можно записать в следующей форме:

$$\Delta S/E = f(E/V),$$

где ΔS — площадь вновь образованной поверхности; E — требуемый расход энергии; V — объем измельчаемого материала, т. е. площадь вновь образованной поверхности в расчете на единицу расходуемой энергии является функцией удельного расхода энергии.

Для закона Риттингера

$$\Delta S/E = k. \quad (92)$$

Для закона Кирпичева — Кику

$$E/V = k \ln(d_1/d_2); \quad d_1/d_2 = e^{k(E/V)}, \quad (93)$$

откуда

$$\Delta S/E = (e^{k(E/V)} - 1)/[d_1(E/V)], \quad (94)$$

где d_1 и d_2 — соответственно размеры зерен до и после измельчения.

Для закона Бонда

$$E/V = k(d_2^{-0,5} - d_1^{-0,5}) \quad (95)$$

или

$$E/(kV) = (S_2/V^{0,5}) - (S_1/V)^{0,5}$$

откуда

$$\Delta S/E = k^{-2}(E/V) + 2k^{-1}d_1^{-0,5}. \quad (96)$$

Сравнение кривых, построенных по законам Риттингера, Кирпичева — Кику и Бонда в координатах $S/E—E/V$, показало, что закон Риттингера можно применять в случае высокого удельного расхода энергии независимо от размера зерен; закон Бонда — в значительном диапазоне промежуточных значений удельного расхода энергии, при этом параметры, входящие в уравнение, зависят от размера зерен; закон Кирпичева — Кику — при малом удельном расходе энергии.

Законы дробления выведены для упрощенных схем разрушения одиночных зерен. При дроблении и измельчении в реальных условиях наблюдаются сложнейшие вероятностные зависимости между расходом энергии и гранулометрическим составом продуктов разрушения. Приведенные выше для описания законов дробления формулы не могут быть использованы для расчета абсолютных значений работы дробления (измельчения), так как неизвестны значения коэффициентов пропорциональности. Эти формулы можно использовать при сравнительной оценке процессов дробления или для ориентировочного определения возможной производительности дробилки по известным опытным данным о работе какой-либо другой дробилки на той же руде. При применении формулы Бонда для определения производительности проектируемой дробилки необходимо мощность ее приводного двигателя разделить на удельный расход энергии ω_i , вычисленный по формуле

$$\omega_i = \frac{0,907A}{Q} \left(\frac{1}{V^{100}} - \frac{1}{V^\infty} \right) = 0,907k_B/10.$$

§ 5. РАСКРЫТИЕ МИНЕРАЛЬНЫХ ЗЕРЕН

Для достижения эффективного разделения минералов необходимо произвести достаточно полное раскрытие их зерен.

Степень раскрытия какого-либо минерала называется отношением его свободных (раскрытых) зерен к общему их числу. Это отношение выражается в процентах.

Если физические свойства соприкасающихся в сростках минералов различны, а силы связи между ними слабее, чем внутри минералов, то при измельчении раскол происходит преимущественно по контакту срастания. Раскрытие минералов при измель-

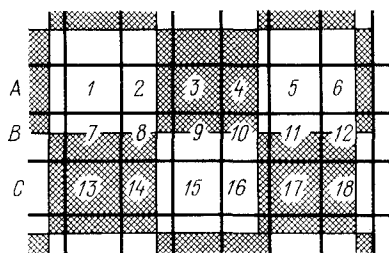


Рис. 42. Совмещение решетки плоскостей измельчения (толстые линии) и решетки зерен (тонкие линии)

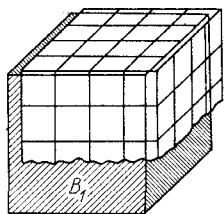
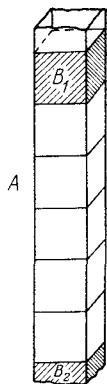


Рис. 43. Совмещение в пространстве решетки измельчения и решетки зерен в единичной призме



чении сопровождается уменьшением крупности зерен полезного ископаемого и отделением зерен минералов друг от друга.

Процесс раскрытия минералов при измельчении можно показать на следующем примере. Допустим, что кубик руды со стороной 10 см состоит из кубических зерен двух минералов, содержащихся в одинаковом количестве и равномерно распределенных. Размер грани зерна составляет 10 мм. Допустим, что при измельчении все зерна получают одинаковой крупности и минералы в них достаточно прочно связаны между собой. При измельчении начального кубика до 10 мм все зерна минералов будут в сростках, а при измельчении до 5 мм некоторые зерна минералов раскроются, а некоторые останутся в сростках. Из рис. 42 можно видеть, что в рядах A и C каждое второе зерно свободно (зерна 1, 3, 5, 13, 15 и 17). Однако столь же вероятно, что они останутся в сростках (в случае наложения решетки в направлении перпендикулярном к плоскости рисунка). Тогда раскрытых зерен будет 6 из 48 или 1/8 их общего числа. Если сетки наложить друг на друга без сохранения параллельности решеток, то раскрытых зерен минералов будет еще меньше.

Вычисления для более общего случая, когда в исходной руде минералы распределены неравномерно, показывают, что результаты получаются такие же, как и в предыдущем случае.

Так, А. М. Годэн рассматривал совокупность кубиков двух минералов A и B одинакового размера (рис. 43). Число зерен минерала A в n раз больше, чем минерала B. В этой совокупности зерен Годэн выделяет элементарную призму со стороной поперечного сечения a и высотой $(n+1)a$, состоящую из n кубиков минерала A и одного — минерала B.

Если наложить на решетку, отвечающую крупности данных зерен, параллельно другую решетку, соответствующую плоско-

стям измельчения, имеющую параметр β_1 , причем $\alpha = k\beta_1$, то элементарная призма будет содержать $(n+1)k^3$ частиц. Каждый слой будет иметь k^2 частиц, а слоев будет $(n+1)k$. В слоях $(k+1)$ будут находиться только кубики минерала B, а в слоях $(nk-1)$ только кубики минерала A, два слоя имеют кубики минералов A и B.

Степень раскрытия зерен минералов B и A будет составлять:

$$f_B = (k-1)^3/k^3; \quad (97)$$

$$f_A = (nk^2 - 3k - 2)/nk^2. \quad (98)$$

Это справедливо при $n \geq 5$, так как при $n < 5$ имеются геометрические ограничения.

Анализ результатов расчета по формулам (97) и (98) показывает следующее:

минерал, представленный в меньшем количестве, может быть раскрыт в том случае, если крупность зерен после измельчения меньше исходной крупности зерен этих минералов;

если n велико, преобладающий минерал может быть раскрыт в значительной степени даже в том случае, если крупность зерен после измельчения больше размера минерала.

В табл. 9 приведены формулы для расчета раскрытия минералов в зависимости от степени измельчения полезного ископаемого и содержания мономинеральных зерен.

При отсутствии избирательности измельчения неизбежно переизмельчение полезных минералов даже в том случае, когда крупность измельченных зерен в несколько раз превышает крупность рудных минералов. При измельчении полезного ископаемого до крупности, примерно равной размеру вкрапленных минералов, происходит значительное переизмельчение последних. Для достижения достаточно высокой степени раскрытия при минимальном переизмельчении (ошламовании) минералов и снижения расхода энергии на измельчение необходимо применять методы и режимы измельчения, обеспечивающие максимальную избирательность, т. е. разрушение производить преимущественно по контактам сростания рудных и нерудных минералов.

При самоизмельчении благодаря близким прочностным характеристикам измельчающих и измельчаемых тел возникают напряжения, которые разрушают сросток рудных и нерудных минералов преимущественно по контакту их сростания. При шаровом же измельчении образующиеся трещины в большей степени пересекают объемы мономинеральных зерен, что повышает их переизмельчение и снижает раскрытие.

Степень раскрытия обычно определяют, анализируя пробу измельченной руды под микроскопом. П. К. Сен и С. Пой предложили иной показатель степени раскрытия руды k_B , определяемый флотационным методом. Степень раскрытия минералов они предлагают определять, пользуясь кривыми их извлечения

Т а б л и ц а 9. Формулы для расчета степени раскрытия минералов

Автор	Степень раскрытия	Условные обозначения
А. М. Годэн	$f_A = \frac{nk^2 - 3k - 2}{nk^2}$	μ — отношение изменения объемов всех вкрапленных в верхний куб кубиков фазы А к объему куба;
Р. Л. Вигель	$f_A = [(n-1)k^3 + (k-1)^3] \times \left\{ k^3(n+1) + \frac{3(k-1)}{n+1} \times \left[(k-1) + \left(\frac{1}{n+1} \right)^2 \right] \right\}$	m — относительная толщина рудных прослоек;
Э. В. Волкова	$f_A = n \left[\frac{1}{n} - \frac{W}{2} \right]$	k — степень измельчения;
В. И. Кармазин	$f_A = \frac{1}{1-\mu} \times \left\{ \frac{mk - (1-\rho)}{nk} + \frac{1}{n} \times \left[\theta\mu + (1-\theta) \times \left[\sqrt[3]{\mu - \frac{\rho}{k}} \right]^3 \right] \right\}$	ρ — степень избирательности измельчения по контактам слоев; θ — степень избирательности измельчения по контактам зерен внутри слоев;
О. М. Тодес и А. З. Юровский	$f_A = 1 - \frac{y}{1-y} \times \frac{3k^2 + 3k - 1}{k^3}$ $W = \frac{N_1}{N_0}$	n — отношение объемов фаз; P — число вкраплений магнетита в нерудном прослое на длине, равной толщине слоя минерала, B ; $y = \frac{1}{n+1}$ — средний объемный состав куска W — вероятность выделения частиц неоднородного состава при измельчении; N_1 — число частиц всех размеров, располагающихся вдоль границ раздела фаз; N_0 — число частиц, полученных из 1 см ³ объема;

в зависимости от выхода концентрата на основании результатов флотации.

Эта зависимость описывается уравнением

$$\epsilon = k_A (1 - e^{\gamma k_B}), \quad (99)$$

где ϵ — извлечение металла, %; γ — выход концентрата, %; k_A и k_B — константы, определяемые при условии прохождения кривой раскрытия через точки с координатами (0;0) и (100;100). Эта прямая является линией нулевого раскрытия. Чем больше отклоняются от этой линии полученные экспериментальные кривые, тем выше степень раскрытия руды.

Р. Л. Вигель предложил объединенную модель измельчения и раскрытия минералов.

Для определения и контроля степени раскрытия минеральных сростков разработан рентгеноспектральный способ, основанный на измерении флюоресценции аналитических линий элементов в неизмельченных и измельченных продуктах.

Вследствие сложности строения сростков минералов и разной крупности минеральных зерен достаточно точный расчет раскрытия их по предложенным формулам невозможен. Поэтому степень раскрытия при измельчении, число стадий измельчения и обогащения определяют опытным путем при исследовании полезного ископаемого на обогатимость.

В настоящее время применяются оптический и комбинированный методы определения степени раскрытия. При оптическом методе число раскрытых зерен и сростков подсчитывается под микроскопом, при комбинированном — узкие классы измельченной руды подвергают обогащению в тяжелых жидкостях различной плотности или (классы менее 0,074 мм) в центрифугах. В полученных фракциях определяется число раскрытых зерен и сростков с помощью микроскопа.

Для оценки раскрываемости руд при измельчении пользуются методикой Механобрчермета. Пробы исходной руды измельчают в течение 10; 20; 30 и 40 мин. Для каждого класса крупности определяют путем расслаивания в тяжелых жидкостях и просмотра под микроскопом доли рудных и нерудных зерен и сростков. На основе этих данных рассчитывают долю рудной составляющей в сростках ω для каждой из измельченных проб по формуле

$$\omega = A - n_p, \quad (100)$$

где A — содержание рудного минерала в руде; n_p — содержание рудного минерала в виде свободных зерен.

Затем строят зависимость доли рудной составляющей в сростках от продолжительности измельчения. Классификация руд по раскрываемости основана на содержании (доли ед.) рудной фазы в сростках при времени измельчения навески руды 40 мин:

Весьма легкораскрываемые	< 0,05
Легкораскрываемые	0,05—0,10
Среднераскрываемые	0,10—0,15
Труднораскрываемые	0,15—0,20
Весьма труднораскрываемые	0,20—0,25
Упорные	> 0,25

В качестве примера оценки раскрываемости руд в табл. 10 приведены результаты раскрытия магнетитовых кварцитов Кривого Рога (без учета класса +0,16 мм).

Доля рудной фазы в сростках определяется путем деления извлечения железа в сростки на извлечение его в исходной руде, т. е. на 100 %.

На основании данных табл. 10 доля рудной фазы в сростках при времени измельчения 15 мин составляет $14,4/100=0,144$; при времени измельчения 30 и 60 мин соответственно $7,8/100=0,078$ и $4,8/100=0,048$.

На рис. 44 представлена зависимость доли рудной фазы в сростках от продолжительности измельчения, из которой следует, что при $t=40$ мин $\omega=0,064$, т. е. согласно приведенной

Т а б л и ц а 10. Результаты определения раскрытия магнетитовых кварцитов Кривого Рога, %

Класс крупности, мм	Фракции	Продолжительность измельчения, мин								
		15			30			60		
		Выход	Содержание Fe	Извлечение Fe	Выход	Содержание Fe	Извлечение Fe	Выход	Содержание Fe	Извлечение Fe
-0,16 +0,074	Рудные	4,2	62,6	7,2	1,5	63,5	2,6	—	—	—
	Сростки	10,8	32,5	9,6	3,4	32,4	3,0	—	—	—
	Нерудные Исходная	8,9 23,9	4,7 27,3	1,2 18,0	2,9 7,8	4,7 25,5	0,4 6,0	—	—	—
-0,074 +0,045	Рудные	8,9	69,4	16,9	10,5	69,4	19,9	10,7	69,7	20,4
	Сростки	1,1	29,5	0,9	1,2	29,5	1,0	1,4	27,1	1,0
	Нерудные Исходная	3,4 13,3	3,3 49,3	0,3 18,1	4,0 15,7	3,3 49,5	0,4 21,3	5,8 17,9	3,3 44,8	0,5 21,9
-0,045	Рудные	19,9	69,4	37,8	23,9	69,4	45,3	31,4	69,7	63,6
	Нерудные	21,7	3,3	2,0	31,4	3,3	2,8	35,7	3,3	3,4
	Исходная	41,6	34,9	39,8	55,3	31,9	48,1	67,1	34,4	67,0
Исходный	Рудные	43,6	68,3	81,4	40,8	68,7	87,9	47,8	69,5	90,8
	Сростки	16,8	31,4	14,4	9,3	30,7	7,8	5,9	29,8	4,8
	Нерудные	39,6	3,9	4,2	43,9	3,5	4,3	46,3	3,5	4,4

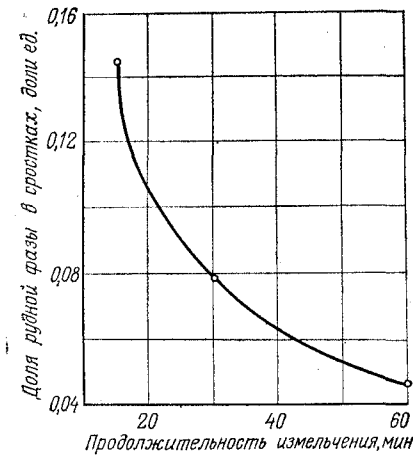


Рис. 44. Зависимость доли рудной фазы в сростках ω от продолжительности измельчения t

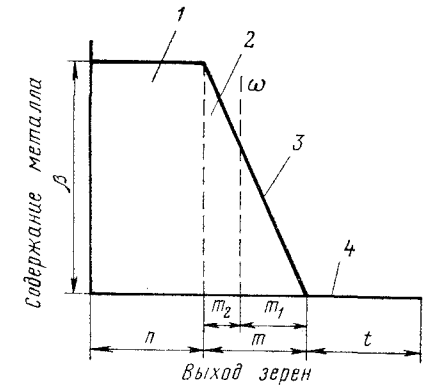


Рис. 45. Кривая обогатимости руд: 1 — чистые рудные зерна; 2 — богатые сростки; 3 — бедные сростки; 4 — чистые нерудные зерна

выше классификации исследуемая руда является легкораскрываемой ($\omega=0,05 \div 0,10$).

По результатам раскрытия минералов строится кривая обогатимости (рис. 45) и определяются возможные показатели обогащения руды. Кривая обогатимости состоит из трех участков. Содержание металла в рудных зернах $\beta=1$, в нерудных $\beta=0$, в сростках $\beta=0 \div 1$. Если при обогащении получаются два продукта, то часть сростков попадет в концентрат, а другая в хвосты. Такое разделение происходит при обогащении, которое может проводиться различными методами (по плотности, магнитной восприимчивости и т. д.).

Содержание A (%) полученного рудного минерала при измельчении

$$A = n_p + \omega m,$$

где ω — доля рудного минерала в сростках, доли ед.; m — содержание сростков и измельченной руды, %; $m = m_1 + m_2$, где m_1 и m_2 — соответственно содержание богатых и бедных сростков.

Сростки условно делят на богатые и бедные в зависимости от содержания в них полезного компонента.

Идеальные показатели обогащения можно рассчитывать, пользуясь следующими формулами:

$$\gamma = n_p + m_2;$$

$$\beta = (n_p \cdot 1 + m_2 \omega_2) / (n_p + m_2);$$

$$E = (n_p + m_2 \omega_2) / A,$$

где γ — выход концентрата, %; β — содержание металла в концентрате, %; ε — извлечение металла в концентрате, %.

Таким образом, результаты обогащения зависят от степени раскрытия рудных и нерудных минералов. Дополнительную стадию измельчения и обогащения вводят в том случае, если с ее помощью можно получить не менее 15—20 % готовых продуктов. Число стадий обогащения определяется опытным путем, исходя из необходимости получения кондиционных концентратов и хвостов.

Результаты обогащения зависят также от гранулометрического состава исходного материала. Обогащение лучше всего осуществляется при некоторой средней крупности зерен полезного ископаемого. Слишком крупные зерна недостаточно раскрываются, что ухудшает показатели обогащения. Переизмельчение материала отрицательно влияет на процесс обогащения.

В большинстве случаев на практике не достигается полное раскрытие всех сростков, так как для этого требуется очень тонкое измельчение материала, предопределяющее значительное переизмельчение свободных рудных и нерудных частиц. Переизмельчение объясняется тем, что при измельчении руды, особенно тонком, разрушение происходит не только по контакту сростания различных минералов, а разрушаются и сами минералы.

Для получения наиболее оптимального гранулометрического состава измельченного продукта выбирают наиболее рациональные режимы измельчения и классификации, а также число стадий измельчения и обогащения в соответствии с особенностями руды.

В каждом конкретном случае степень раскрытия минералов должна выбираться путем технико-экономических исследований, так как она зависит от вещественного состава руды, производственной мощности фабрики, совершенства применяемых способов измельчения и обогащения и других факторов.

§ 6. СПОСОБЫ И СТАДИИ ДРОБЛЕНИЯ, КЛАССИФИКАЦИЯ МАШИН ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Горные породы разделяются на мягкие, средней твердости, твердые и особо твердые. К мягким относятся горные породы с коэффициентом крепости от 5 до 10 по шкале М. М. Протодяконова, к породам средней твердости — с коэффициентом от 10 до 15, к твердым — от 15 до 16 и к особо твердым — от 18 до 20.

Твердость полезных ископаемых можно также оценивать по методу царапания (шкала твердости по Моосу). К твердым (например, кварц, цементный клинкер, корунд) относят материалы, имеющие твердость по Моосу 6—10; к средним (уголь, известняк) — 2—5 и к мягким (тальк, гипс) — 1—2.

Процесс разрушения зерен полезного ископаемого может осуществляться в результате:

- раздавливания (при напряжениях, превышающих предел прочности при сжатии);
- раскалывания (при напряжениях растяжения, вызывающих расклинивание и разрыв зерен);
- излома (при изгибе зерен);
- срезывания (при деформациях сдвига);
- истирания (при касательных напряжениях, превышающих предел прочности при сдвиге);
- удара (при динамических нагрузках на зерна).

В зависимости от дробимости, минерального состава, трещиноватости, крупности и других свойств горной породы, а также от требуемого гранулометрического состава дробленого продукта подбирается тип дробилки.

Крупное, среднее и мелкое дробление твердых и средней твердости пород целесообразно производить в дробилках, работающих преимущественно по принципу раздавливания (щековые, конусные и валковые дробилки с гладкими валками); крупное дробление мягких и хрупких пород — в дробилках, работающих преимущественно по принципу раскалывания (зубчатые валковые дробилки, игольчатые, пиковые дробилки), а среднее и мелкое их дробление — в дробилках ударного действия (молотковые дробилки, дробилки избирательного дробления); среднее и мелкое дробление твердых и вязких пород — в дробилках, работающих по принципу раздавливания с участием истирания (валковые дробилки с гладкими валками и др.).

Обычно используется сухой способ дробления. В тех случаях, когда горная масса содержит глину (марганцевые, бурожелезные и другие руды), применяют мокрое дробление. В зависимости от крупности исходного и дробленого материала различают три стадии дробления и две стадии измельчения (табл. 11).

В большинстве случаев измельчение производят мокрым способом. Сухое измельчение применяется лишь тогда, когда добавка воды нежелательна (приготовление пылевидного топлива и др.) или продукт измельчения подвергается сухому обогащению. Дробилки и мельницы могут работать в открытом (рис.

Таблица 11. Стадии дробления и измельчения

Стадия	Крупность продукта, мм	
	исходного	измельченного
Крупное дробление	1200—500	350—100
Среднее »	350—100	100—40
Мелкое »	100—40	40—10
Грубое измельчение	30—10	<5
Тонкое »	<5	1—0,5 (и менее)

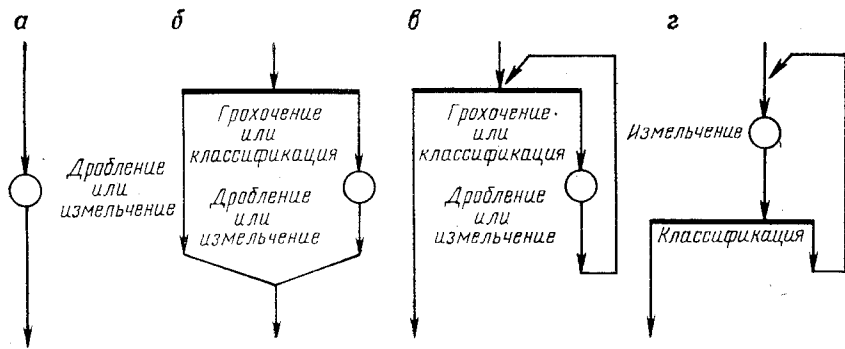


Рис. 46. Схемы дробления и измельчения:

а — открытый цикл; б — открытый цикл с предварительным грохочением или классификацией; в — замкнутый цикл с совмещенным предварительным и поверочным грохочением (классификацией); г — замкнутый цикл с классификацией

46, а и б) и замкнутом (рис. 46, в и г) циклах с грохотами, гидроциклонами и механическими классификаторами.

В зависимости от необходимой степени дробления применяются одно-, двух-, трех- и четырехстадиальные схемы дробления.

За основу классификации дробилок и мельниц принимают принцип их действия (способ разрушения), который определяется видом энергии, непосредственно используемой для разрушения. Различают следующие способы разрушения: механический, пневматический (взрывной), электрогидравлический, струйный и ультразвуковой.

Наибольшее распространение получил механический способ. Разрабатываются и часто применяются другие способы разрушения (например, струйный, способ Снайдера). Все методы, кроме механического, находятся в стадии исследования.

В соответствии с классификацией дробилок и мельниц можно разделить на следующие типы: механические дробилки; механические мельницы; пневматические (взрывные), электрогидравлические, электроимпульсные и электротермические дробильные аппараты; аэродинамические и пневмомеханические мельницы (струйные аппараты).

На обогатительных фабриках в настоящее время применяются почти исключительно машины первых двух типов.

В механических дробилках и мельницах разрушение руды происходит в результате воздействия на нее шаров, кусков руды и других рабочих тел.

Различают дробилки щековые, конусные, валковые и ударного воздействия, а мельницы — барабанные, струйные, пневмомеханические, взрывно-струйные, электроимпульсные и др.

Энергия, подводимая к рабочим органам дробилок и мельниц, расходуется на: упругую и пластическую деформацию зерен разрушаемого материала и рабочих органов машин; измене-

ние структуры материала; сообщение кинетической энергии измельчающим и измельчаемым телам; трение зерен между собой и о поверхности разрушения; износ рабочих органов машин и др.

Глава V

ДРОБИЛКИ

§ 1. ЩЕКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

Щековые дробилки работают по принципу раздавливания и, частично, изгиба между двумя щеками, из которых одна обычно неподвижна, а другая подвижна (качающаяся). Щековые дробилки (ЩД) разделяются на два кинематических класса: с простым ЩДП (рис. 47, а-б) и сложным ЩДС (рис. 47, в) движением подвижной щеки. Эта щека подвешена на шарнирной оси или эксцентриковом валу и совершает качания, то приближаясь к неподвижной щеке, то удаляясь от нее. Исходный материал загружается в пространство между щеками сверху. При сближении щек материал дробится (раздавливается), а при отходе подвижной щеки разгружается вниз. Дробилки с простым движением подвижной щеки различаются между собой приводным механизмом и способом подвешивания подвижной щеки: с верхним подвесом (см. рис. 47, а) и с нижней шарнирной опорой (см. рис. 47, б). Первые получили широкое промышленное распространение, а вторые изготавливают только для лабораторных и полупромышленных исследований. Качательное движение щеки получает от эксцентрикового вала через передаточный механизм. В дробилках со сложным движением подвижной щеки последняя шарнирно подвешена на эксцентриковом приводном валу (см. рис. 47, в), а нижняя ее часть шарнирно соединена с распорной плитой.

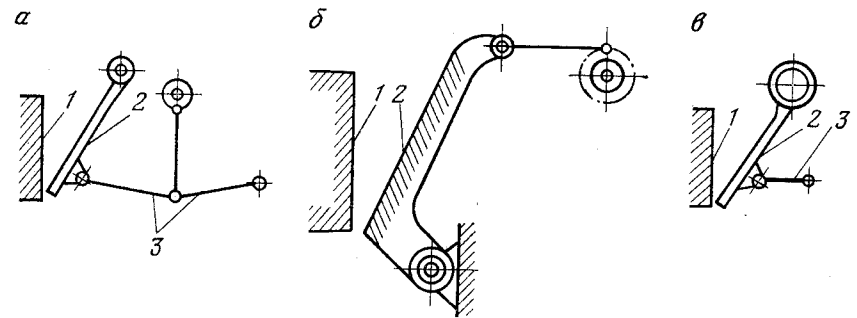


Рис. 47. Кинематические схемы щековых дробилок:

а — ЩДП с верхним подвесом щеки; б — то же, с нижней опорой щеки; в — ЩДС с верхним подвесом щеки; 1 — неподвижная щека; 2 — подвижная щека; 3 — распорная плита

Имеются другие кинематические схемы дробилок. Например, дробилка ЩДС с двумя подвижными щеками.

Траектории движения точек щеки дробилки ЩДС представляют собой овалообразные кривые. Дробилки ЩДС находят применение при дроблении строительных материалов, а также на обогатительных фабриках небольшой производительности.

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

На обогатительных фабриках, карьерах и шахтах при крупном дроблении руд и других материалов широко применяются щековые дробилки с верхним подвесом и простым движением подвижной щеки. Эти мощные щековые дробилки имеют простую конструкцию и небольшую высоту, они надежны в работе (рис. 48).

Корпус дробилки с верхним подвесом и простым движением щеки состоит из передней 1, задней 8 и двух боковых 16 стенок. Передняя стенка выполняет роль неподвижной щеки. Подвижная щека 3 подвешена на оси 4, опирающейся на два подшипника (на рисунке не показаны). Внутренняя поверхность передней и боковых стенок корпуса, а также подвижная щека, представляющие собой рабочее пространство дробилки, футеруются сменными плитами 2 из марганцовистой стали или закаленного чугуна. На эксцентриковую заточку вала 6, опирающегося на коренные подшипники, надета головка шатуна 7, получающего при вращении вала возвратно-поступательное движение в вертикальном направлении. В гнездах шатуна находятся вкладыши 14, в которые свободно вставлены концы распорных плит 12 и 15. Другой конец передней распорной плиты вставлен во вкладыш 17, находящийся в гнезде подвижной щеки, а задней плиты — во вкладыш в гнезде на упорной детали 11.

При ходе шатуна вверх угол между распорными плитами увеличивается и подвижная щека приближается к неподвижной. Происходит дробление материала путем раздавливания, а также частично посредством изгиба и сдвига. Последние виды деформации обусловлены тем, что футеровочные плиты имеют ребристую поверхность и выступы на плите подвижной щеки расположены против впадин плиты неподвижной щеки. В новых конструкциях с целью повышения производительности дробилок и уменьшения износа футеровок последние выполняются с выпуклым профилем. Боковые стенки корпуса дробилки футеруются гладкими плитами. При ходе шатуна вниз подвижная щека отходит от неподвижной под действием силы тяжести и буферной пружины 10, которая связана тягой 13 с подвижной щекой. Происходит разгрузка дробленого продукта.

Изменение ширины разгрузочного отверстия производится регулировочными клиньями или заменой распорных плит. На валу 6 насажены два маховика 5. Один из маховиков выполняет

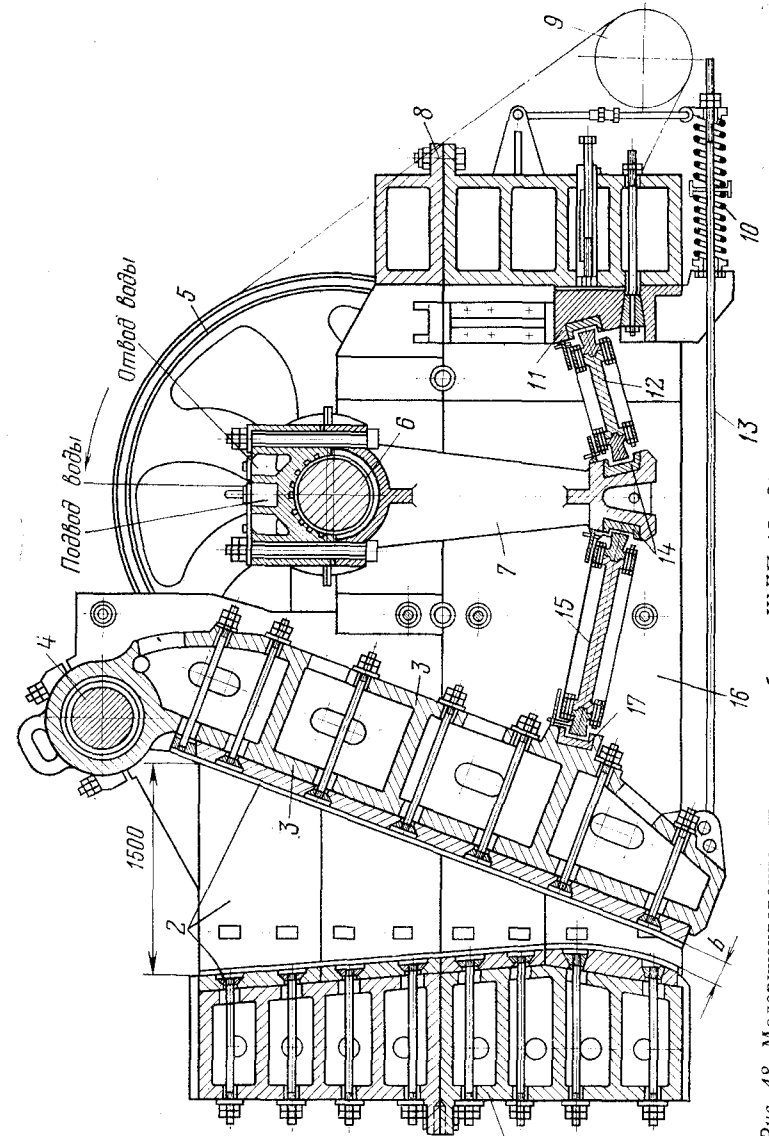


Рис. 48. Модернизированная щековая дробилка ЩДП 15×21

роль шкива. Щековые дробилки приводятся в движение от электродвигателя 9 с помощью клиноременной передачи, фрикционных муфт или муфты обгона и микропривода. При трехступенчатом пуске дробилки вначале приводится во вращение маховик, затем его движение передается при помощи муфты приводному валу дробилки и наконец приводится во вращение второй маховик. Сцепление маховиков с валом происходит при помощи муфт, которые устанавливаются на обоих концах эксцентрикового привода. При пуске с помощью фрикционных муфт и микропривода муфта обгона соединяет вал ведущего клиноременного шкива главного привода с выходным валом редуктора микропривода. При этом микропривод медленно вращает муфту обгона, которая, заклиниваясь, вращает вал ведущего шкива. После того как эксцентриковый вал пришел в движение с выдержкой 20—40 с, включается главный электродвигатель, и дробилка пускается в работу. При наличии микропривода с муфтой обгона фрикционные муфты на эксцентриковом валу дробилки выполняют роль предохранительного устройства. Применение микропривода позволяет пускать дробилку под завалом.

Коренные подшипники и подшипники головки шатуна смазываются жидкой, а подшипники подвижной щеки и вкладыши в гнездах распорных плит — консистентной смазкой. Жидкое масло поступает в подшипники от автоматической станции, состоящей из бака — отстойника масла, масляного насоса, электродвигателя, фильтра-холодильника и контрольно-измерительной аппаратуры (температурного реле, реле давления, манометра и др.). Консистентная смазка подается по трубам от автоматической или ручной станции смазки.)

В последние годы начали применять щековые дробилки со сложным качанием щеки (рис. 49). Неподвижная щека 1 является частью станины дробилки. Подвижная щека 13 с помощью подвижного подшипника подвешена на эксцентриковом валу 2, который вращается по часовой стрелке. Распорная плита 11 одним концом опирается о вкладыш 12 подвижной щеки, а другим — о вкладыш 9 упора 8. Между этим упором и станией дробилки помещен клин 7, закрепленный на двух винтах

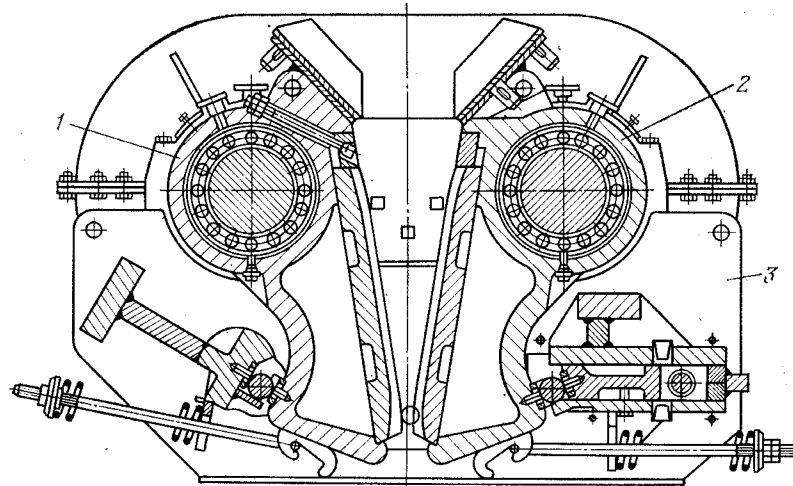


Рис. 50. Щековая дробилка с двумя подвижными щеками.

5 с гайками. Изменением положения клина 7 в вертикальной плоскости регулируется ширина выходной 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, приводится в движение от электродвигателя посредством клиноременной передачи и шкива 4. Подвижная щека в рабочем состоянии то приближается, то удаляется от неподвижной щеки. Наряду с этим она совершает движение вдоль неподвижной щеки. Поэтому в этой дробилке разрушение кусков материала происходит по принципу раздавливания и истирания. Благодаря принудительному выталкиванию дробленого материала из разгрузочной щели (сила трения направлена вниз) дробилки со сложным качанием имеют более высокую производительность, чем дробилки с простым качанием щеки. Внутренние поверхности рабочего пространства дробилки футеруются сменными плитами 14 и 15.

Дробилки со сложным качанием рекомендуется применять для мелкого и среднего дробления вязких пород; но теперь их начали применять и для дробления твердых и крупных материалов (степень дробления до 10).

Щековая дробилка с двумя подвижными щеками (рис. 50) предназначена для дробления материалов высокой прочности крупностью до 210 см. Она состоит из станины 3, щеки 2 с валом и шкивом, щеки 1 с валом и привода. Стенки рабочего пространства футерованы плитами из марганцевистой стали. Ширина выходной щели регулируется винтовым механизмом с тре-

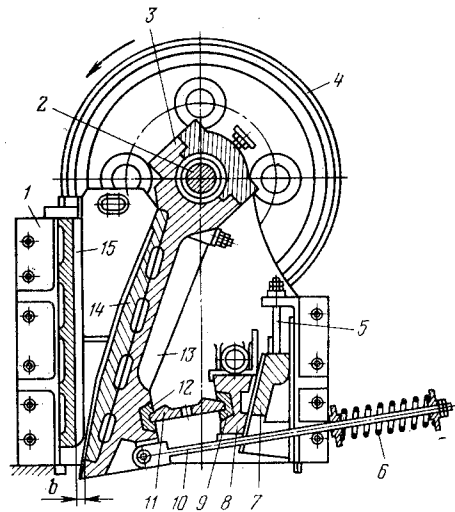


Рис. 49. Щековая дробилка со сложным качанием щеки типа ШДС

щоткой. Синхронность движения щек достигается применением зубчатой передачи.

Дробилка оборудована предохранительным устройством. Испытания этой дробилки показали, что ее производительность примерно в два раза выше, чем у дробилок со сложным качанием щеки.

Размер щековых дробилок определяется шириной и длиной загрузочного отверстия. Основными технологическими характеристиками щековых дробилок являются угол захвата α , частота вращения коленчатого вала n , производительность Q и потребляемая электродвигателем мощность N .

Техническая характеристика щековых дробилок приведена в приложении 12.

Дробилки ЩДС-II-2,5×4, ЩДС-I-2,5×9, ЩДС-I-4×9, ЩДС-II-6×9 предназначены для дробления строительных и других материалов; ЩДП-9×12, ЩДП-12×15, ЩДП-15×21 — для первичного дробления различных горных пород.

Углом захвата называется угол между неподвижной и подвижной щеками (при сближенных щеках). Предельное значение его определяется обязательным условием полного уравнивания выталкивающей силы силами трения, что исключает выброс материала из дробилки.

Значение предельного угла захвата можно определить из условия равновесия дробимого куска материала, зажато щеками дробилки (рис. 51):

$$\Sigma_y = P_1 \sin \frac{\alpha}{2} + P \sin \frac{\alpha}{2} - fP \cos \frac{\alpha}{2} - fP_1 \cos \frac{\alpha}{2} = 0.$$

Так как $P_1 = P$ то $2 \sin \frac{\alpha}{2} = 2f \cos \frac{\alpha}{2}$, или $\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} = f$, где f — коэффициент трения скольжения между материалом и щеками.

Выражая f через $\operatorname{tg} \varphi$, получим:

$$\alpha = 2\varphi. \quad (101)$$

Таким образом, предельный угол захвата α должен быть меньше двойного угла трения 2φ . Практически α не превышает 24° . Экспериментально установлено, что при некотором уменьшении угла захвата по сравнению с $\alpha = 24^\circ$ производительность дробилки повышается.

Допуская, что при отходе подвижной щеки под действием силы тяжести свободно разгружаются куски материала, расположенные ниже плоскости $DCFE$ (рис. 52), можно определить оптимальную частоту вращения вала дробилки n (мин^{-1}). Время t (с) отхода подвижной щеки в крайнее правое положение равно времени половины оборота вала

$$t = 30/n. \quad (102)$$

Оно должно быть достаточным для опускания разгружаемого материала на глубину h .

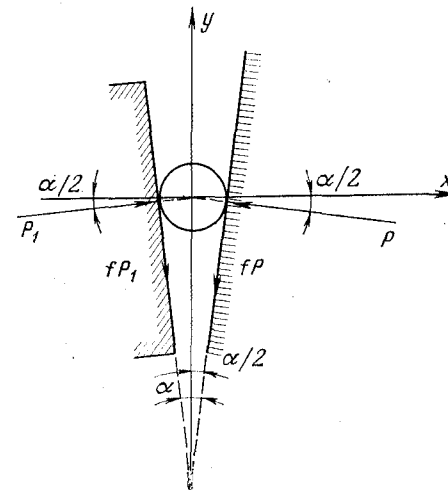


Рис. 51. Равновесие дробимого куска, зажато щеками

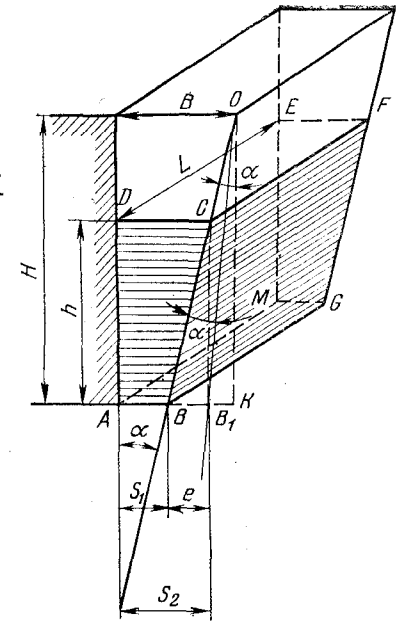


Рис. 52. Разгрузка дробленого продукта из щековой дробилки

Из условия свободного падения тела

$$h = gt^2/2 \text{ и } t = \sqrt{2h/g}. \quad (103)$$

Приравнивая правые части выражений для t , получим:

$$n = 30 \sqrt{g/2h}. \quad (104)$$

Высоту h находим из прямоугольного треугольника BB_1C

$$h = e/\operatorname{tg} \alpha = (S_2 - S_1)/\operatorname{tg} \alpha$$

и, подставляя ее в выражение для n , получим:

$$n = 30 \sqrt{g \operatorname{tg} \alpha / 2e}, \quad (105)$$

где S_2 и S_1 — максимальная и минимальная ширина разгрузочного отверстия, м.

Эта частота соответствует максимальной производительности дробилки.

При $\alpha = 22^\circ$ $\operatorname{tg} \alpha = 0,4$ и $g = 9,81 \text{ м/с}^2$

$$n = 42 (S_2 - S_1)^{-0,5}.$$

Объем материала V_1 (м^3), разгружаемого за один оборот вала дробилки, равен объему призмы $ABCDEFGM$:

$$V_1 = 0,5 (S_2 + S_1) hL,$$

где L — длина рабочего пространства дробилки, м.

Подставив значение h , получим:

$$V_1 = 0,5 (S_2 + S_1) (S_2 - S_1) L / \operatorname{tg} \alpha.$$

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

$$V = 60nV_1 = 30n (S_2 + S_1) (S_2 - S_1) L / \operatorname{tg} \alpha. \quad (106)$$

Массовая производительность дробилки ($\text{т}/\text{ч}$) при $\operatorname{tg} \alpha = 0,4$

$$Q = V k \delta = 75 k \delta n (S_2 + S_1) (S_2 - S_1) L, \quad (107)$$

где k — коэффициент разрыхления материала при выходе из дробилки (0,25—0,70); δ — плотность материала, $\text{т}/\text{м}^3$; n — частота качаний щеки, мин^{-1} .

Формула (107) не учитывает влияния на производительность дробилки физических свойств исходного материала. Производительность щековых дробилок обычно определяют по эмпирическим формулам, по данным каталогов машиностроительных заводов или экспериментально.

Предложено несколько эмпирических формул. Ниже приведены некоторые из них.

Полная расчетная производительность щековой дробилки Q_p ($\text{т}/\text{ч}$) по эмпирической формуле Механобра

$$Q_p = k_{кр} k_{вл} k_{ТВ} (150 + 750B) L e \delta_n, \quad (108)$$

где $k_{кр}$, $k_{вл}$, $k_{ТВ}$ — коэффициенты, учитывающие влияние крупности, влажности и твердости дробимого материала соответственно (табл. 12); $(150 + 750B)$ — удельная опытная производительность, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$; где B — ширина приемного отверстия дробилки, м; L — длина загрузочного отверстия дробилки, м; e — ширина выходной щели в фазе раскрытия профилей, м; δ_n — насыпная плотность, $\text{т}/\text{м}^3$.

По паспортным данным расчетная производительность щековой дробилки Q_0 ($\text{м}^3/\text{ч}$) определяется по формуле

$$Q_0 = k_{кр} k_{вл} k_{ТВ} Q_n \frac{e}{e_n} \cdot \frac{\delta_n}{1,6}, \quad (109)$$

где $k_{кр}$, $k_{вл}$, $k_{ТВ}$ и δ_n имеют прежние значения; Q_n — производительность дробилки по паспорту, $\text{м}^3/\text{ч}$; e — ширина разгрузочной щели в фазе раскрытия профилей (при наибольшем удалении щек), м; e_n — номинальная ширина выходной щели, м.

Мощность двигателя N (кВт) определяется по эмпирической формуле

$$N = cLB, \quad (110)$$

где L и B — длина и ширина загрузочного отверстия, см; c — коэффициент, принимаемый в зависимости от размеров загрузочного отверстия (при $L \times B$ меньше 25×40 см $c = 1/60$; при $L \times B$

Т а б л и ц а 12. Поправочные коэффициенты на условия дробления

Коэффициент	Руда							
	мягкая (некрепкая)	средней твердости (средней крепости)	твердая (крепкая)	весьма твердая (особо крепкая)				
Крепости по шкале М. М. Протождяконова Поправочный на крепость руды $k_{ТВ}$	5—10	10—15	15—18	18—20				
	1,2	1,0	0,95	0,90				
	Влажность руды, %							
	4	5	6	7	8	9	10	11
Поправочный на влажность (при наличии в руде комкующейся мелочи) $k_{вл}$	1	1	0,95	0,9	0,85	0,8	0,75	0,65
	Отношение номинальной крупности руды d_n к ширине приемного отверстия B							
	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,85		
Поправочный на крупность руды $k_{кр} = 1 + \left(0,8 - \frac{d_n}{B}\right)$	1,5	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0		

от 25×40 до 90×120 см $c = 1/100$ и при $L \times B$ больше 90×120 см $c = 1/120$).

Степень дробления щековых дробилок обычно составляет от 3 до 4 и может регулироваться изменением ширины разгрузочного отверстия дробилки. Щековые дробилки выдают продукты со значительным содержанием избыточных зерен, зависящим от твердости руды, состояния футеровочных плит и т. д.

Типовые характеристики крупности продуктов дробления щековых дробилок, по Разумову, приведены на рис. 53. По оси абсцисс отложена относительная крупность зерен z (в долях максимальной ширины выходной щели), а по оси ординат — суммарный выход классов по плюсу.

Условной максимальной (номинальной) крупностью d_p кусков в дробленном продукте принято считать размер отверстий сита, через которые проходит 95% материала. При этом характеристика крупности дробленого продукта зависит от работы дробилки и эффективности работы грохота.

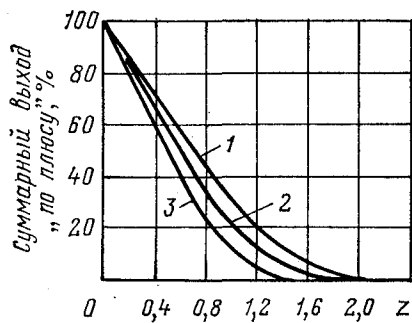


Рис. 53. Типовые характеристики крупности продуктов дробления щековых дробилок:

1 — твердые руды; 2 — руды средней твердости; 3 — мягкие руды

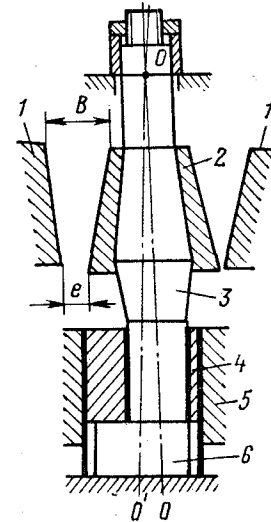
Характеристики крупности продуктов дробления зависят от ширины выходной щели дробилки и профиля дробящего пространства, поэтому, чтобы исключить такую зависимость крупность дробленого продукта необходимо выражать не в долях ширины выходной щели дробилки, а через условную максимальную крупность d_p .

Для крупного дробления руд применяются конусные дробилки с подвесным валом и разгрузкой дробленого продукта под дробилку. На рис. 54 приведена принципиальная схема такой дробилки. Дробление материала происходит в кольцевом рабочем пространстве между наружным неподвижным конусом 1 и подвижным дробящим конусом 2, жестко закрепленным на валу 3.

Верхний конец вала шарнирно подвешен в точке O , а нижний — свободно вставлен в эксцентриковый стакан 4. Ось $O-O'$ вала 3 наклонена к оси симметрии $O-O$ корпуса дробилки. Эксцентриковый стакан 5 корпуса дробилки и поддерживается подпятником 6. При вращении эксцентрикового стакана вокруг оси дробилки $O-O$ ось вала 3 описывает коническую поверхность с вершиной в точке O . При этом подвижный дробящий конус совершает круговые движения внутри неподвижного конуса, последовательно максимально приближаясь к стенкам последнего (на рис. 54 к правой стенке) и удаляясь от противоположной стороны. Через пол-оборота эксцентрикового станка положение дробящего конуса изменяется на противоположное: максимально приближается к левой стенке и удаляется от правой. Приближение дробящего конуса к неподвижному сопровождается дроблением материала, а удаление — разгрузкой продукта под дробилку. Принцип работы конусных дробилок — раздавливание материала и частично разлом его кусков при изгибе между дробящими поверхностями конусов. При дроблении возникают большие силы трения между кусками материала и поверхностью дробящего конуса, вызывающие вращение вала 3 вокруг своей оси в направлении, обратном вращению эксцентрикового вала.

Размер конусных дробилок для крупного дробления характеризуется размером загрузочного отверстия B , а также шириной кольцевой выходной щели e .

Рис. 54. Принципиальная схема конусной дробилки для крупного дробления



Конструкция конусной дробилки для крупного дробления с подвесным валом, разгрузкой дробленого продукта под дробилку и механическим регулированием ширины выпускной щели показана на рис. 55. Рабочие поверхности между наружным неподвижным конусом 1 и подвижным дробящим конусом 4 покрыты футеровочными плитами 2 и 3 из марганцовистой стали.

Станина дробилки разъемная и состоит из двух или трех частей. Верхняя часть станины представляет собой неподвижную коническую чашу. На ней укреплен футерованный плитами 7 двухлапая траверса 6, которая отлита заодно с опорным кольцом. На траверсе 6 подвешивается главный вал 5, нижний конец которого свободно входит в эксцентриковый стакан 10. При вращении эксцентрикового стакана в стальной вертикальной втулке 11, жестко укрепленной в станине дробилки, каждая точка оси вала описывает окружность, радиус которой зависит от того, на каком расстоянии она находится от точки подвеса вала (чем ниже точка, тем больше радиус вращения).

Нижний конец вала перемещается по окружности, радиус которой равен эксцентриситету стакана 10. Амплитуда качаний дробящего конуса колеблется от 20 до 30 мм. За один оборот эксцентрика дробящий конус последовательно приближается ко всем точкам внутренней поверхности неподвижного конуса, осуществляя дробление руды. При отходе дробящего конуса от неподвижного происходит разгрузка дробленого продукта.

Вращение эксцентрикового вала в дробилках больших размеров (с диаметром конуса от 1200 до 1500 мм) производится от двух электродвигателей через два приводных вала 9 и зубчатые колеса 8. Второй двигатель предназначен для пуска дробилки под завалом. В старых конструкциях дробилок осуществлялась боковая разгрузка, а эксцентрик вращался одним электродвигателем.

Конусные дробилки для крупного дробления не имеют маховика и работают с небольшой частотой вращения эксцентрика; при попадании недробимых предметов они легко останавливаются, поэтому предохранительные устройства отсутствуют. Трущиеся части приводного механизма и эксцентрика смазываются жидкой смазкой, а узел подвеса вала 5 — консистентной. Смазка осуществляется при помощи автоматических станций. Конусные дробилки для крупного дробления отличаются высокой прочностью.

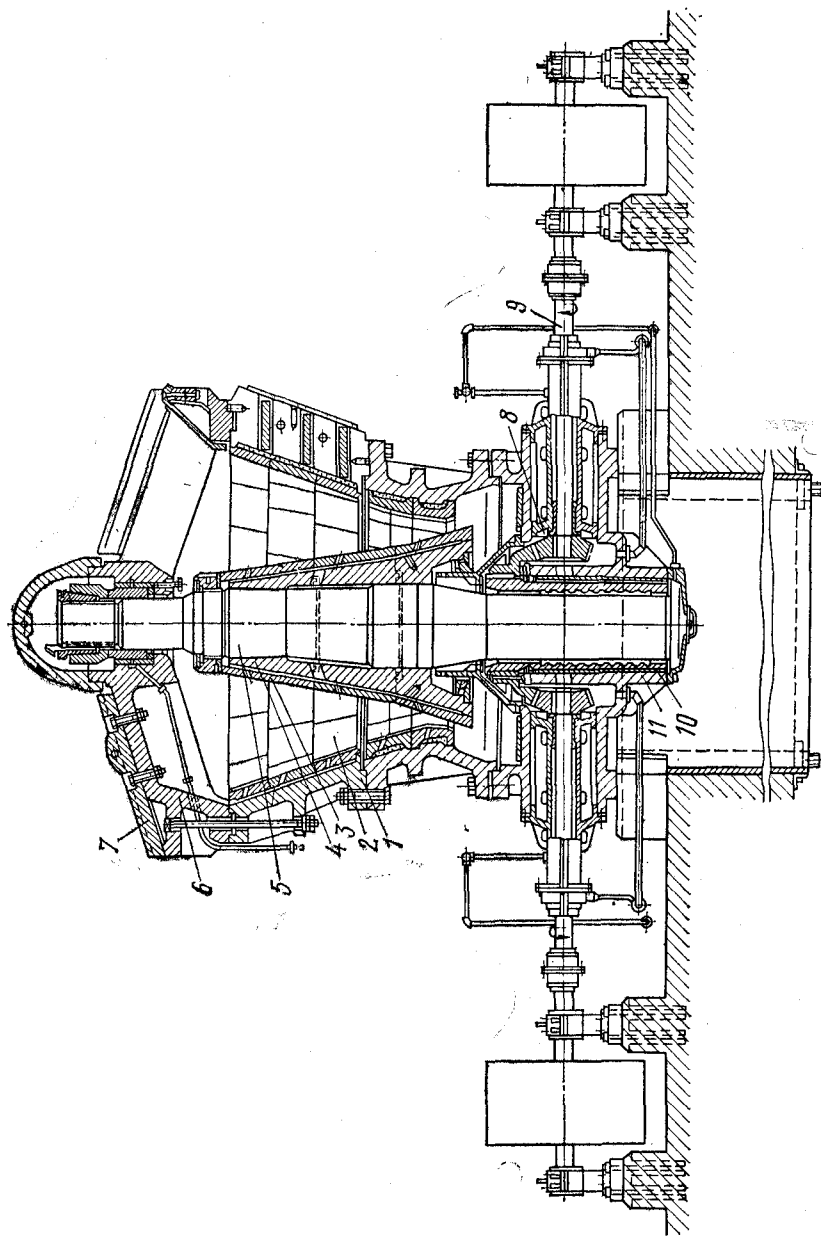


Рис. 55. Конусная дробилка для крупного дробления с механическим регулированием выходной щели

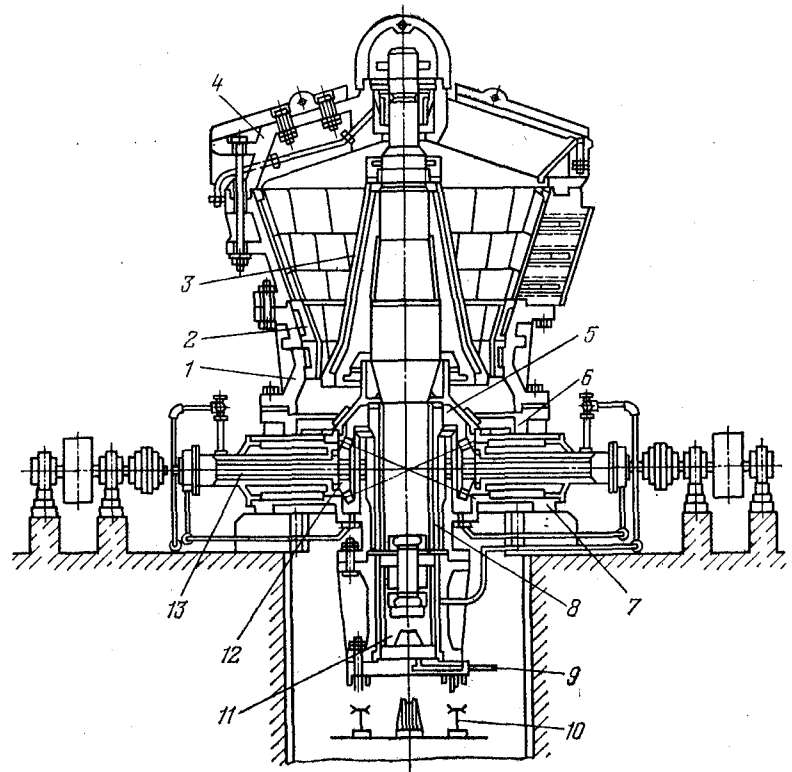


Рис. 56. Конусная дробилка с гидравлическим регулированием выходной щели ККД-1500/180

водительностью, надежностью в работе, равномерным ходом, относительно меньшим расходом энергии (в сравнении со щековыми дробилками) и более равномерным по крупности дробленным продуктом, особенно при дроблении плитнякового материала. Средняя степень дробления 3—4. Однако из-за сложности конструкции конусных дробилок при малой производительной мощности обогатительных фабрик предпочтение отдают щековым дробилкам.

Конусная дробилка с гидравлическим регулированием выходной щели ККД-1500/180 приведена на рис. 56.

Дробилка состоит из неподвижного конуса 1, защищенного от износа футеровкой 2, подвижного конуса 3, свободно подвешенного на траверсе 4, и корпуса 6. В нижней части корпуса расположен эксцентриковый стакан 8, корпус приводного вала 7 и механизм гидравлического регулирования выходной щели 9. Дробилка приводится в действие двумя электродвигателями мощностью до 350 кВт через клиноременную передачу и пару

конических зубчатых колес 5 и 12. Ведущая шестерня 12 неподвижно закреплена на приводном валу 13, а ведомая 5 неподвижно насажена на эксцентриковый стакан 8, который преобразует вращательное движение шестерни 5 в гирационное движение дробящего конуса.

Для механизации ремонтных работ под дробилкой имеется выдвигаемая ремонтная площадка 10. Дробящий конус с валом опирается на плунжер 11 гидравлического цилиндра. Между плунжером и крышкой цилиндра находится слой масла высотой 120 мм.

На рис. 57 показано гидравлическое устройство для регулирования выпускной щели подъемом или опусканием дробящего конуса в результате изменения уровня масла в цилиндре 5 под плунжером 3. При попадании недробимых предметов в рабочее пространство дробилки резко возрастает давление на плунжер и масло под ним, происходит срабатывание клапана 4 и масло переходит в маслобак. Конус 2 опускается в положение, показанное на рис. 57 пунктирной линией, а размер выпускной щели между конусами 1 и 2 увеличивается от a до b . После удаления недробимого предмета конус 2 возвращается в первоначальное положение.

На ряде обогатительных фабрик применяются четырехстадийные схемы дробления. Первая стадия крупного дробления осуществляется в конусных дробилках с подвешенным валом или в щековых, а вторая — в конусных редуционных дробилках с гидравлическим регулированием ширины выходного отверстия. Регулировка производится при помощи гидравлического домкрата.

Дробилка КРД-700/75 (рис. 58) состоит из верхней части корпуса 1, футеровочных плит 2, траверсы 3, дробящего конуса 4, нижней части корпуса 5, приводного вала 6, муфты 7, эксцентриковой втулки 8, системы смазки 9, гидравлического домкрата 10, вала 13 и электродвигателя. Нижний конец вала 13 свободно проходит через эксцентриковую втулку 8 и имеет гнездо, в которое свободно входит головка стойки 12. Последняя опирается на плунжер 11 гидравлического домкрата 10. Верхний подвес вала 13 допускает его вертикальное перемещение. Когда насос подает масло в гидравлическую систему, давление возрастает и плунжер поднимает вал. Ширина выпускной щели при этом уменьшается. При попадании в дробилку недробимых предметов давление на плунжер резко возрастает; масло из цилиндра домкрата частично переходит в гидравлический аккумулятор и вал опускается; ширина выпускной щели увеличивается и недробимые предметы проходят. После этого система автоматически восстанавливается.

Для получения более однородного по крупности дробленого продукта профиль неподвижного конуса в зоне разгрузки изготовлен криволинейным. Дробилка комплектуется автоматической системой густой и жидкой смазки. Жидкая смазка посту-

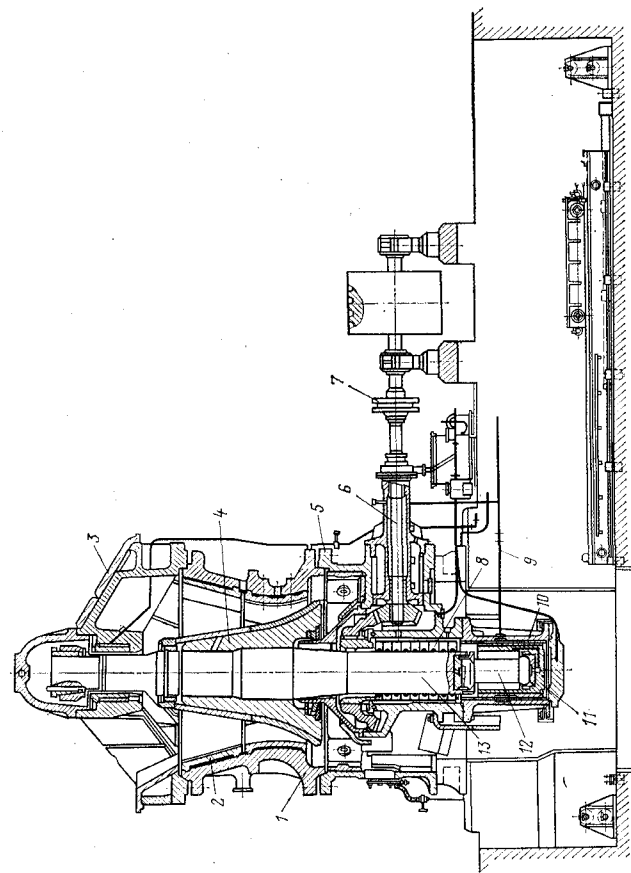


Рис. 58. Конусная редуционная дробилка КРД-700/75

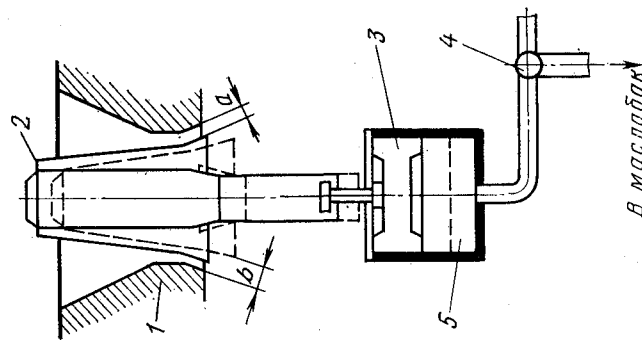


Рис. 57. Гидравлическое устройство для регулирования разгрузочной щели дробилки ККД-1500/180

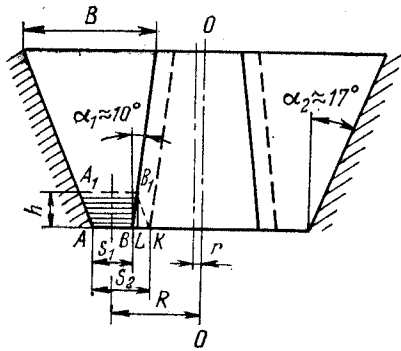


Рис. 59. Схема разгрузки дробленого продукта из конусной дробилки для крупного дробления

ния руд и других материалов; КРД-700/75 и КРД-900/100—для вторичного крупного дробления руд.

На Уральском заводе тяжелого машиностроения (УЗТМ) наряду с совершенствованием серийных дробилок с гидравлическим регулированием ширины выпускной щели (повышение их производительности, надежности, долговечности, унификации узлов и деталей, а также др.) проводят работы по созданию новых машин. Так, создана дробилка ККД-1500/160-250 с широким диапазоном регулирования размера выпускной щели (160, 180, 200, 220, 250 мм) в результате увеличения диаметра основания и частоты вращения конуса, а также мощности привода. Дробилка может работать в трехстадиальных схемах дробления и в сочетании с мельницами самоизмельчения. На дробилках ККД с гидравлическим регулированием выпускной щели для механизации их сборки и разборки предусмотрено наличие гидродомкратов.

По аналогии со щековыми дробилками можно доказать, что угол захвата α конусных дробилок (угол между внутренней поверхностью неподвижного и наружной поверхностью дробящего конуса) должен быть меньше двойного угла трения $\alpha < 2\varphi$. Практически $\alpha < 27^\circ$.

Так же как и для щековых дробилок, оптимальная частота вращения эксцентрикового стакана, при которой достигается максимальная производительность, может быть определена по формуле

$$n = 30 \sqrt{g/2h}.$$

Из треугольника BB_1K (рис. 59) находим h

$$h = BL/\operatorname{tg} \alpha_1 = LK/\operatorname{tg} \alpha_2.$$

Пользуясь свойством производной пропорции, получим

$$h = \frac{BL + LK}{\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2} = \frac{e}{\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2}.$$

пает в эксцентриковый стакан, зубчатую коническую передачу, в подшипники приводного вала и подпестовую качающуюся опору. Густая смазка поступает в узел свободного подвеса вала в верхней части дробилки. Техническая характеристика конусных дробилок для крупного дробления приведена в приложении 13.

Дробилки ККД-500/75, ККД-900/140, ККД-1200/150, ККД-1500/160-250 и ККД-1500/180 предназначены для первичного крупного дробления

Тогда

$$n = 30 \sqrt{g(\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2)/2e}, \quad (111)$$

где $e = 2r$ — ход дробящего конуса на линии разгрузочного отверстия, м; r — эксцентриситет, м.

Формула (111) получена без учета сопротивления движению дробленого продукта при выходе его из дробилки, поэтому она дает завышенные значения частоты вращения вала.

Частота вращения эксцентрикового стакана n (мин^{-1}) определяется по формуле

$$n = 15 \sqrt{g(\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2)/2e}. \quad (112)$$

На Уралмашзаводе частоту качаний конуса дробилок ККД принимают равной $190-60 B$, где B — ширина загрузочного отверстия, м. Частоту качаний конуса дробилок КРД принимают на 10—20 % меньше, чем для ККД, с тем же размером B .

Согласно теореме Гульдена за один оборот дробящего конуса из дробилки разгрузится объем материала, равный произведению площади кольца с трапецидальным поперечным сечением AA_1B_1B на среднюю длину этого кольца (рис. 59)

$$V = F2\pi R, \quad (113)$$

где F — площадь сечения кольца; R — расстояние от оси вращения $O-O$ до центра тяжести трапеции.

Из рис. 59 следует

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

Тогда

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} \cdot \frac{e}{\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2} \cdot 2\pi R,$$

где S_2 и S_1 — максимальная и минимальная ширина выходного отверстия, м.

Для средних значений ширины выходного отверстия существует следующая зависимость между шириной загрузочного отверстия B , площадью сечения кольца F и расстоянием R центра тяжести трапеции от оси вращения [2]

$$F = 0,0056B^2 + 0,0026B - 0,0001; \quad R = 0,83B.$$

Подставив значения F и R в равенство (113), получаем

$$V = 0,0292B^3 + 0,0136B^2 - 0,0005B.$$

После соответствующих подстановок и преобразований получена формула для приближенного расчета массовой производительности Q (т/ч) конусных дробилок для крупного дробления

$$Q = 210B^2 \delta k \sqrt{2B + 1}. \quad (114)$$

где k — коэффициент разрыхления; δ — плотность дробимого материала, т/м^3 .

Результаты расчета по формуле (114) не совпадают с данными каталогов заводов-изготовителей, так как она выведена для средних значений ширины разгрузочного отверстия, эксцентриситета и основных размеров рабочего пространства дробилки. Для учета реальных значений ширины выходного отверстия и длины хода дробящего конуса необходимо определить производительность в расчете на 1 мм ширины разгрузочного отверстия и умножить ее на новое значение ширины.

Производительность дробилок ККД и КРД по данным каталогов приведена в приложении 13.

Полная расчетная производительность дробилки типа ККД может быть определена по формуле Механобра

$$Q_D = 0,6 k_{кр} k_{вл} k_{тв} D^2 r n e \delta_n, \quad (115)$$

где $k_{кр}$, $k_{вл}$, $k_{тв}$ — коэффициенты, учитывающие влияние крупности, влажности и твердости руды (см. табл. 12); D — диаметр основания конуса, м; r — эксцентриситет вала в плоскости выходного отверстия, м; n — число качаний подвижного конуса в минуту; e — ширина выходной щели в фазе раскрытия профилей (на открытой стороне), мм; δ_n — насыпная плотность, т/м^3 .

По паспортным данным объемная производительность рассчитывается по формуле (109).

Мощность электродвигателя N (кВт) определяется по эмпирической формуле

$$N = 36 D^2 r n, \quad (116)$$

где D — диаметр основания дробящего конуса, м; r — эксцентриситет в плоскости выходной щели, м; n — частота качаний конуса, мин^{-1} .

Выбор дробилок для крупного дробления производится исходя из обеспечения заданной крупности дробленого продукта, минимального числа дробилок и с учетом того, что между размером D максимального куска дробимого материала и шириной загрузочной щели B должно соблюдаться соотношение $B = 1,2D$.

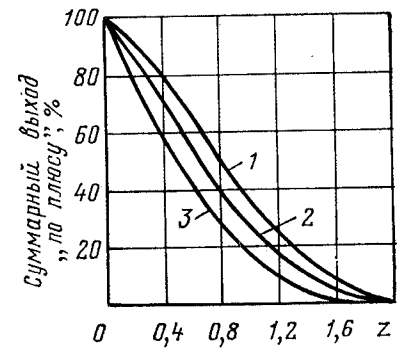
Пример. Исходная твердая руда имеет крупность $-1200+0$ мм. Требуемая производительность дробилки 1500 т/ч. Для руды крупностью $-1200+0$ мм пригодна конусная дробилка ККД-1500/160-250 (см. приложение 11). Расчетная производительность этой дробилки при ширине выходной щели $e = 160$ мм составляет 1600 т/ч.

Типовые характеристики крупности продуктов дробления конусных дробилок для крупного дробления приведены на рис. 60. Они составлены так же, как и для продуктов дробления щековых дробилок.

При работе дробилки ККД-1500 с шириной щели $e = 160$ мм получают продукт крупностью (см. рис. 60) до $d = 2,1e = 336$ мм.

Рис. 60. Типовые характеристики крупности продуктов дробления конусных дробилок для крупного дробления:

1 — твердые руды; 2 — руды средней твердости; 3 — мягкие руды



Большие конусные дробилки могут работать под завалом, что позволяет загружать исходный материал непосредственно из думпкаров и самосвалов.

§ 3. КОНУСНЫЕ ДРОБИЛКИ ДЛЯ СРЕДНЕГО И МЕЛКОГО ДРОБЛЕНИЯ

На рис. 61 приведена схема конусной дробилки для среднего и мелкого дробления. Принцип действия ее такой же, как и конусных дробилок для крупного дробления. На валу 1 закреплен дробящий конус 3, который опирается на сферический подшипник 2. Ось вала 1 при вращении эксцентрикового стакана 9 описывает коническую поверхность с вершиной в центре соприкасающихся сфер 2 и 3. Дробящий конус 3 совершает круговые движения внутри конической чаши 4, аналогичные качаниям дробящего конуса дробилок ККД. Эксцентриковый стакан получает вращение от электродвигателя через приводной вал 7 и конические шестерни 6 и 8.

При приближении дробящего конуса 3 к конической чаше 4 происходит дробление материала, распределяемого при помощи тарелки 5 в рабочем пространстве дробилки, а при удалении конуса 3 — разгрузка материала под действием силы тяжести.

Отличие конусных дробилок для среднего и мелкого дробления от конусных дробилок для крупного дробления заключается в том, что у вторых вал подвешивается к траверсе, а у первых — дробящий конус опирается на сферический подшипник. Характерной особенностью конусных дробилок для среднего и мелкого дробления является большой наклон образующих дробящего конуса. При приближении дробящего конуса к неподвижному у выходной щели образуется параллельная зона, т. е. участок рабочего пространства, где поверхности конусов параллельны. Конусные дробилки для среднего и мелкого дробления отличаются длиной параллельной зоны: у дробилок для мелкого дробления она равна $1/6$ диа-

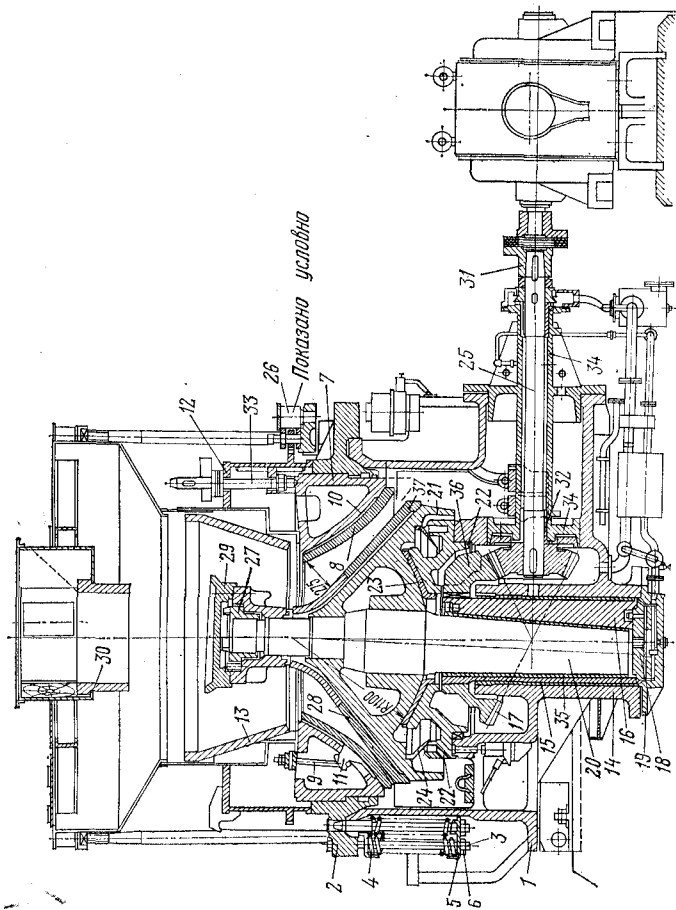


Рис. 62. Дробилка для среднего дробления КСД-2200Т

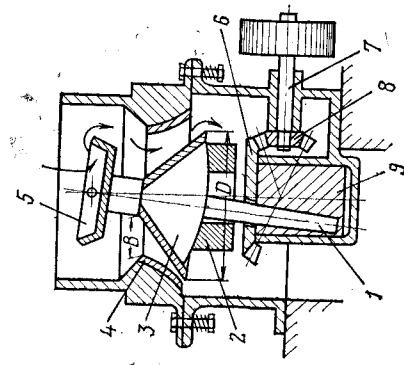


Рис. 61. Схема конусной дробилки для среднего и мелкого дробления

метра дробящего конуса, а у дробилок для среднего дробления только $1/10 - 1/12$.

Конусные дробилки для среднего и мелкого дробления являются более быстроходными по сравнению с дробилками крупного дробления. В зависимости от размера дробилки частота колебаний дробящего конуса в 2—3 раза выше, чем у конусных дробилок для крупного дробления. Кроме того, они имеют большой угол размаха качаний конуса по сравнению с конусными дробилками для крупного дробления. Большой наклон образующих дробящего конуса и более высокая частота его качания обеспечивает четырех-, пятикратное зажатие кусков руды в рабочем пространстве, в том числе не менее одного раза в параллельной зоне.

Конусные дробилки для среднего дробления (КСД) изготавливаются в двух исполнениях: Гр — для грубого дробления; Т — для тонкого дробления. Конусные дробилки для мелкого дробления (КМД) 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 материалов и других ископаемых средней твердости и твердых.

Ввиду того что конструкции этих дробилок сходны, ниже приведены описание только дробилок КСД-2200Т, КМД-3000Т и схема дробилки с гидравлическим регулированием.

Станина 1 дробилки КСД-2200Т (рис. 62) цилиндрической формы установлена на фундаменте. Для установки дробилок больших размеров (с диаметром конуса 1750 мм и более) применяют фундаментные плиты. Верхний фланец станины соединен при помощи болтов 3 и пружин 4 с опорным кольцом 2, на внутренней поверхности которого имеется винтовая нарезка. По окружности станины 1 размещают от 20 до 130 болтов с пружинами в зависимости от размера дробилки. Болты проходят через отверстия в дуговых шайбах 5 и затягиваются гайками 6.

Пружины предназначены для защиты дробилки от поломок. Сила прижатия кольца пружинами составляет до $4 \cdot 10^3$ Н. При попадании в дробилку недробимых предметов пружины сжимаются, а опорное кольцо вместе с неподвижным конусом поднимается, пропуская эти предметы. При попадании в дробилку крупных недробимых предметов, которые не выходят из камеры дробления, срабатывает электрическая система защиты и дробилка останавливается. Для удаления таких предметов дробилки снабжаются гидравлическими домкратами, которыми можно дополнительно поднять опорное кольцо.

В опорное кольцо 2 ввинчивается наружная неподвижная чаша 7, внутренняя поверхность которой имеет коническую форму и покрыта футеровкой 8 из марганцевистой стали. Футеровка крепится болтами 9, сцепляющимися с крючками 11,

отлитыми заодно с футеровкой. Плотное прилегание футеровки к поверхности чаши обеспечивается цинковой заливкой 10. Прорезы, в которых находятся болты 9, закрыты сверху кольцевым кожухом 12, соединенным с чашей стержнями 33. На этом кожухе укреплена футеровка приемной воронки 13.

В нижней части станины расположена цилиндрическая втулка 14, в которой жестко крепится сменная бронзовая втулка 15. Оси втулок и станины совпадают. В бронзовой втулке свободно вращается цилиндрический эксцентриковый стакан 16 с закрепленной на нем конической шестерней 17. В конической расточке стакана, эксцентрично расположенной относительно оси его вращения, укреплена бронзовая втулка 35. В последнюю входит нижний конец вала 20, на котором закреплен дробящий конус 21. Для балансировки вращающихся масс на шестерне 17 прикреплен груз 36. Эксцентриковый стакан опирается на подпятник 18, состоящий из нескольких скользящих друг по другу шайб. Подпятник находится в гнезде днища 19 картера, которое прикреплено болтами к втулке 14.

Для равномерного распределения исходного материала по рабочему пространству дробилки предназначена тарель 29, жестко закрепленная на валу 20.

Дробящий конус представляет собой отливку с пологой боковой поверхностью, футерованной кольцевой броней 37. Последняя закрепляется на конусе фасонной гайкой 27 и плотно прилегает к нему, что обеспечивается цинковой заливкой 28. Дробящий конус своей нижней, тщательно обработанной поверхностью опирается на сферический подпятник 22, установленный в опорной чаше. При вращении эксцентрикового стакана ось вала 20 описывает коническую поверхность с вершиной в точке, являющейся центром соприкосновения сферических поверхностей 21 и 22. Сферический подпятник 22 покрыт бронзовым вкладышем 23. Попаданию пыли в сферический подпятник препятствует гидравлический затвор, состоящий из кольцевой канавки на подпятнике и воротника 24 на дробящем конусе. Канавки заполняются водой (летом) или маслом (зимой).

Загрузка исходной руды на тарелку 29 производится через воронку 30. Материал, сползая по тарелке, которая все время находится в наклонном положении, попадает в рабочее пространство дробилки по всей его окружности. Дробленый материал разгружается из рабочего пространства вниз через кольцевую щель между дробящим конусом и наружной чашей. Регулирование ширины параллельной зоны между дробящим конусом и чашей производится путем поворота чаши при помощи гидравлических цилиндров 26.

Привод дробилки осуществляется от электродвигателя, вал которого муфтой 31 соединен с приводным валом 25. Приводной вал и подшипники 32 смонтированы в установочной обойме 34, закрепленной фланцем на станине дробилки.

Жидкая смазка подается в дробилку масляным насосом в подпятник. Затем масло поступает вверх по зазорам в бронзовых втулках 15 и 35 и смазывает трущиеся поверхности эксцентрикового стакана и вала 20. Для смазки сферического подпятника масло поступает по осевому каналу и радиальным каналам к валу 20. После смазки и охлаждения всех трущихся поверхностей масло сливается на конические шестерни 17 и смазывает их. Затем по сливной трубе оно поступает в бак-отстойник.

Система жидкой смазки дробилок для среднего и мелкого дробления подобна системе смазки щековых и конусных дробилок для крупного дробления.

Размеры конусных дробилок для среднего и мелкого дробления определяются диаметром дробящего конуса на уровне разгрузки.

В последнее время применяются конусные дробилки для среднего дробления с гидравлическим регулированием разгрузочного отверстия (рис. 63). Дробящий конус 7 опирается на плунжер 2 гидравлического домкрата, цилиндр 1 которого заполнен маслом и соединен маслопроводом 14 с газовым аккумулятором 10. При попадании в дробилку недробимого материала усилие передается плунжеру 2 и масло из цилиндра 1 частично переходит в газовый аккумулятор 10. При этом дробящий конус опускается и пропускает недробимый предмет. Когда давление на конус 7 уменьшается, масло из аккумулятора 10 отжимается газом обратно в цилиндр 1 и дробящий конус возвращается в прежнее положение. Ширина выходного отверстия регулируется изменением количества масла, подаваемого в домкрат насосом 13.

Дробилка КМД-3000Т (рис. 64) предназначена для мелкого дробления руды. Она состоит из приводного вала 1, станины 2, эксцентрикового стакана 3, опорной чаши 4, дробящего конуса 5, амортизаторов 6, регулирующего кольца 7, неподвижного конуса 8, кожуха 9, загрузочного устройства 10 и механизма поворота 11 неподвижного конуса.

Технические характеристики конусных дробилок для среднего и мелкого дробления приведены в приложениях 14 и 15.

В новых конусных дробилках КСД и КМД усовершенствована конструкция эксцентрикового узла, механизирована операция регулирования ширины выходной щели, усилена станина, увеличена частота вращения дробящего конуса. По требованию заказчика дробилки поставляют с одним из двух профилей футеровок дробящего пространства. Новые модернизированные дробилки КМДТ имеют увеличенную частоту вращения.

Производительностью конусных дробилок КСД-3000 и КМД-3000 примерно в два раза выше производительности дробилок КСД-2200 и КМД-2200. У улучшенной дробилки КМДТ-2200А производительность на 20 % выше, чем у дробилки КМДТ-2200. В дробилках КМДТ-2200А имеется механизм дистанционного

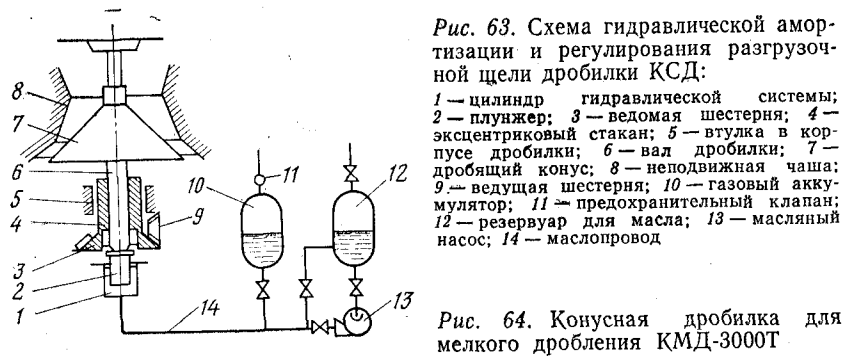


Рис. 63. Схема гидравлической амортизации и регулирования разгрузочной щели дробилки КСД:

1 — цилиндр гидравлической системы; 2 — плунжер; 3 — ведомая шестерня; 4 — эксцентриковый стакан; 5 — втулка в корпусе дробилки; 6 — вал дробилки; 7 — дробящий конус; 8 — неподвижная чаша; 9 — ведущая шестерня; 10 — газовый аккумулятор; 11 — предохранительный клапан; 12 — резервуар для масла; 13 — масляный насос; 14 — маслопровод

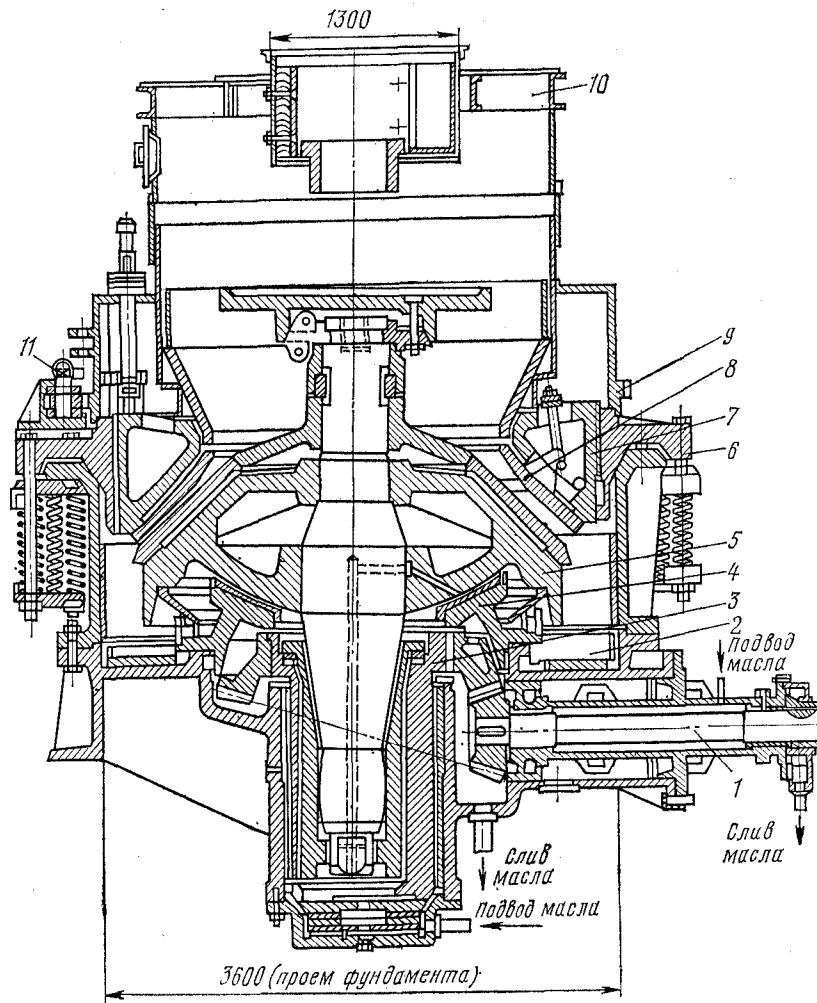


Рис. 64. Конусная дробилка для мелкого дробления КМД-3000Т

регулирования ширины выходной щели. Разработана дробилка КМД-2200СТ для сверхтонкого дробления, которая дает продукт крупностью менее 18 мм.

В конусных дробилках КМД-2200СТ-1, КМД-2200СТ-2 и КМД-3000Т угол прецессии составляет 1,6; 1,6 и 1,5° (в дробилках КМД-2200 он равен 2°), а частота вращения конуса увеличена. Разработана дробилка типа КСД-3000Т.

Минимальная крупность продукта дробления, которую можно получить при работе дробилок КМД в открытом цикле, составляет 20—25 мм. Для получения более мелкого продукта при работе КМД необходимо применять замкнутые циклы дробления. При этом производительность дробилок снижается из-за ограниченной эффективности грохочения и возврата на дробление части готового по крупности материала, однако в результате поступления в питание мельниц более мелкого материала производительность их увеличивается.

Модернизированная дробилка КМДТ-2200А позволяет получать продукт крупностью мельче 20—22 мм, а дробилка КМД-2200СТ — мельче 18 мм (при существенном снижении ее производительности).

Организация равномерной загрузки дробилок КМД позволяет добиться существенного повышения производительности до 30 %, снижения средневзвешенной крупности материала на 12—15 %, уменьшения удельного расхода электроэнергии до 20 % и снижения расхода футеровки до 20 %.

В США созданы дробилки для сверхтонкого дробления типов «Жиродиск» (фирма «Норенберг») и «Гидрокон» (фирма «Аллис-Чалмерс»). Они предназначены для дробления материалов крупностью до 35 мм и получения продукта, дробленного до 6—8 мм.

Конусная дробилка типа «Жиродиск» по устройству аналогична конусной дробилке для мелкого дробления. Дробящий конус-диск имеет весьма пологую форму и опирается на сферический подпятник. Регулирование ширины выходной щели производится гидравлическим приспособлением. Защита от поломок при попадании недробимых материалов осуществляется прижимными пружинами установочного кольца. Рабочее пространство дробилки образовано конусом-диск и камерой, в которой происходит раздавливание и истирание кусков материала. Конус-диск имеет высокую частоту качаний. Изготавливаются дробилки с диаметром конуса-диска от 900 до 2100 мм. Дробилка типа «Гидрокон» работает по такому же принципу, как и другие конусные дробилки с гидравлическим регулированием.

В СССР (Механобр и Уралмашзавод) впервые в мировой практике созданы конусные инерционные дробилки КИД-300, КИД-600 и КИД-1750, позволяющие в открытом цикле обеспечить степень дробления $i=15-20$. Основной отличительной особенностью этих дробилок является дробление под действием

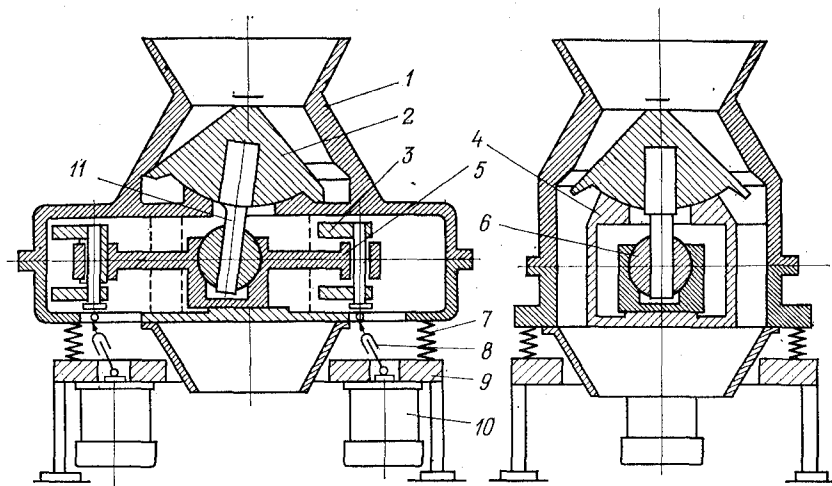


Рис. 65. Принципиальная схема конусной инерционной дробилки мелкого дробления типа КИД

силы инерции, возникающей при вращении неуравновешенного груза (дебаланса) и воздействующего на вал дробящего конуса.

Дробилка КИД (рис. 65) состоит из станины 1, внутри которой расположен дробящий конус 2, опирающийся на сферическую опору 4. Инерционное круговое движение конусу 2 сообщается двумя дебалансными вибровозбудителями 3, размещенными 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, установленных на опорной раме 9.

Станина опирается на фундамент через амортизаторы — пневматические баллоны.

Под действием инерционной силы ось дробящего конуса описывает коническую поверхность с вершиной в центре сферы, по которой обработан сферический подпятник. Конус, перемещаясь по конической чаше, производит дробление материала, находящегося в рабочем пространстве дробилки.

Дробилки КИД в сравнении с КМД позволяют увеличить степень дробления в 3—4 раза и повысить производительность мельниц за счет более мелкого питания.

Расход электроэнергии на дробление 1 т руды в КИД примерно в три раза выше, чем в КМД, что объясняется более высокой степенью дробления в КИД.

Дробилки типа КИД могут применяться для получения продукта крупностью менее 4 мм при работе в открытом и замкну-

том циклах, а также в замкнутом цикле с грохотами мелкого грохочения.

Техническая характеристика КИД-1750

Диаметр дробящего конуса, мм	1750
Ширина загрузочной щели, мм	130
Частота вращения дебаланса, мин ⁻¹	425—485
Мощность электродвигателя, кВт	500
Габариты, мм:	
высота	5790
длина	6050
ширина	3950
Производительность в открытом цикле при дроблении до 90—95 % класса минус 8 мм	≈ 150 т/ч

Разрабатывается дробилка КИД-2200 производительностью до 250 т/ч.

Технологические характеристики конусных дробилок среднего и мелкого дробления

Углом захвата конусных дробилок для среднего и мелкого дробления называется угол между поверхностями наружной чаши и дробящего конуса в верхней части рабочего пространства в момент наибольшего их сближения.

Для получения более однородного по крупности дробленого продукта конусные дробилки для среднего и мелкого дробления имеют параллельную зону длиной l и шириной s . Время движения зерна руды в параллельной зоне должно быть не меньше времени одного оборота дробящего конуса. При выполнении этого условия каждое зерно будет захвачено в параллельной зоне не менее одного раза.

На скорость перемещения материала по качающейся поверхности дробящего конуса влияет частота вращения конуса, амплитуда качаний конуса, коэффициент трения материала о поверхность дробящего конуса и неподвижной чаши, конфигурация параллельной зоны и др. Частоты вращения дробящего конуса дробилок КСД и КМД обычно принимают на основании практических данных. Угол отклонения оси конуса от оси дробилки (угол прецессии) составляет от 1,5 до 2,5°.

С достаточной для практики точностью можно принять, что за время одного оборота конуса из дробилки выйдет дробленый продукт в объеме, равном $v = se\pi nD$, где s и e — ширина и длина параллельной зоны, м; D — диаметр дробящего конуса у разгрузочной щели, м.

Тогда объемная производительность дробилки V (м³/ч)

$$V = 60\pi nseD, \quad (117)$$

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

Таблица 13. Удельная производительность дробилок КСД и КМД при дроблении средних по крепости руд с насыпной плотностью 1600 кг/м³ в открытом цикле (по К. А. Разумову) и в замкнутом цикле (значения в скобках)

Дробилки типа КСД	Удельная производительность		Дробилки типа КМД	Удельная производительность	
	т/(см·ч)	м ³ /(см·ч)		т/(см·ч)	м ³ /(см·ч)
КСД-1200	55	35	КМД-1200	95 (130)	60 (80)
КСД-1750	95	60	КМД-1750	180 (230)	110 (145)
КСД-2200	180	110	КМД-2200	330 (430)	205 (270)
КСД-2500	210	130	КМД-2500	430 (560)	270 (350)
КСД-3000	280	175	КМД-3000	620 (800)	390 (500)

Примечания: 1) влияние крепости, влажности и крупности руды учитывается поправочными коэффициентами (см. табл. 12); 2) принятые значения удельной производительности по табл. 13 необходимо уточнить по техническим характеристикам дробилок (приложения 14 и 15).

Массовая производительность дробилки Q (т/ч)

$$Q = 60 \pi n s e D k \delta, \quad (118)$$

где k — коэффициент разрыхления дробленого продукта; δ — плотность дробимого материала, т/м³.

В приложениях 14 и 15 приведены производительности дробилок типа КСД и КМД согласно паспортным данным. Удельная производительность дробилок типа КМД при работе их в открытом цикле принята в два раза большей, чем при работе в замкнутом цикле.

Расчетная производительность по паспортным данным КСД и КМД определяется по формулам:

при работе в открытом цикле

$$Q = q e k_{тв} k_{вл} k_{кр} k_{ц}, \quad (119)$$

при работе в замкнутом цикле

$$Q = q e k_{тв} k_{вл} k_{кр} k_{ц}, \quad (120)$$

где q — удельная производительность м³/(см·ч) по табл. 13. Производительность для замкнутого цикла в табл. 13 дана по материалу, прошедшему через дробилку (исходное питание плюс циркулирующая нагрузка); e — ширина разгрузочной щели, см; $k_{тв}$, $k_{вл}$, $k_{кр}$ — коэффициенты, которые принимаются по табл. 12; $k_{ц} = \sigma_n / 1,6$; σ_n — насыпная плотность, т/м³; $k_{ц}$ — коэффициент, учитывающий влияние циркулирующей нагрузки ($k_{ц} = 1,25 \div 1,40$).

Дробилки, изготавливаемые в СССР, имеют следующие частоты вращения эксцентрикового стакана, мин⁻¹:

КСД-1200	260	КМД-1200	260
КСД-1750	245—260	КМД-1750	260
КСД-2200	242	КМД-2200	242
		КМД-3000	185

Потребляемая мощность электродвигателя для дробилок КСД и КМД:

$$N_{дв} = 0,21 D^2 n. \quad (121)$$

В дробилках КСД и КМД ширина разгрузочной щели в раскрытом положении в несколько раз больше ширины сомкнутой щели, что объясняет сравнительно высокий коэффициент закругления материала $k_s = d_{95}/e$, где d_{95} — размер отверстия сита, через которое проходит 95 % дробленой руды; e — ширина сомкнутой щели, мм. В дробилках КСД коэффициент закругления достигает 2—3, а в дробилках КМД — 4—5,5. Объясняется это тем, что при сравнительно невысокой частоте колебаний конуса крупные зерна материала успевают разгрузиться из рабочего пространства в результате медленного сползания и быстрого качания их по поверхности конуса. При некотором увеличении частоты колебаний против принятой заводом-изготовителем производительность дробилки повышается, а крупность продукта дробления уменьшается.

Совершенствование технологии дробления и дробильного оборудования осуществляется на основании оценки влияния конструктивно-механических параметров и режимов работы конусных дробилок на их основные технологические показатели.

Анализ параметров зоны дробления дробилок КСД и КМД, выполненный Ю. А. Муйземнеком, В. Р. Кубаченком, В. А. Масленниковым, Я. П. Корниенко, И. И. Блехманом, позволил установить, что производительность дробилок и крупность дробленого продукта определяются конструктивно-механическими параметрами и режимами работы дробилок.

В камере дробления конусных дробилок перемещение материала происходит в пространстве между двумя круговыми коническими поверхностями. Одна из них (футеровка конической чаши) неподвижна, а другая (футеровка дробящего конуса) совершает относительно малые периодические колебания. Изучение условий движения материала в камере дробления конусных дробилок показало, что это движение можно рассматривать как процесс вибрационного перемещения. При этом выявлены четыре качественно различных режима движения и установлены условия их существования в зависимости от значения основных параметров дробилок. В щелевых дробилках с простым качанием щеки условия перемещения материала в пространстве между щеками аналогичны.

Это допущение о характере движения материала в камере дробления не учитывает влияния на движение перемещений образующих брони конуса, перпендикулярных к плоскости осевого сечения камеры дробления.

Повышение частоты колебаний конуса и корпуса дробилки могут вызвать перемещение («снос») материала в окружном направлении.

О. П. Барзуковым, Н. А. Ивановым и Я. М. Кацманом рассмотрен характер движения материала между двумя подвижными поверхностями. Результаты расчета перемещений материала в сечениях камеры дробления конусной инерционной дробилки КИД-1750 показали, что значения пропускных способностей сечений камеры при учете бокового сноса и сложного характера колебаний броней могут отличаться от полученных при предположении о неподвижности брони дробильной чаши и прямолинейном законе колебаний брони дробящего конуса. Уточнение характера движения материала в камере дробления может быть использовано при профилировании броней дробилок КИД.

При испытании дробилок КМД-2200 с различными профилями камеры дробления ПО «Уралмаш» и Свердловским горным институтом установлено, что каждый класс крупности материала дробится по-разному. Поэтому представляется возможность по гранулометрическому составу продуктов дробления отдельных классов крупности рассчитать гранулометрический состав продукта дробления для смеси классов.

На основе исследований ими разработана математическая модель процесса в камере дробления дробилки КМД-2200, которая может быть применена при корректировке профиля камеры дробления с помощью расчетов на ЭВМ.

В дробилках типа КИД и «Жиродиск» разрушение происходит от сжатия непосредственно дробящими телами и от взаимодействия друг с другом кусков в слое материала, находящегося в рабочем пространстве дробилки. При сжатии слоя куски, находящиеся в нем, подвергаются объемному нагружению. На основании проведенных экспериментальных исследований определен диапазон относительных деформаций слоя, обеспечивающий эффективное разрушение материалов.

В дробилках КИД имеется возможность изменять нагрузку на слой материала и подбирать оптимальный режим их работы.

При объемном разрушении куски горных пород разрушаются на множество мелких частиц, что должно приводить к увеличению выхода мелких классов и к повышению селективности дробления.

Относительная производительность K_0 конусных дробилок при дроблении одного и того же материала выражается зависимостью

$$K_0 = Q/Q_0 = K_D K_n K_l K_{S_0} = \prod K_i, \quad (122)$$

где Q — производительность рассчитываемой дробилки; Q_0 — производительность эталонной дробилки; K_i — коэффициенты, учитывающие влияние на производительность каждого i параметра: D — диаметр в основании конуса; n — частота качаний конуса; l — амплитуда качаний основания конуса; S_0 — ширина

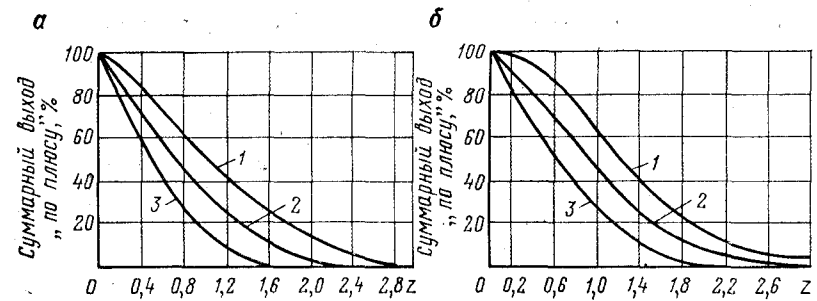


Рис. 66. Типовые характеристики крупности продуктов дробления в дробилках КСД (а) и КМД (б):

1 — твердые руды; 2 — руды средней твердости; 3 — мягкие руды

разгрузочной щели в фазе максимального сближения рабочих органов;

$$K_D = (D/D_0)^m; \quad K_n = n/n_0; \quad K_{S_0} = S_0/S_{0_0}.$$

В этих формулах индексом «э» отмечены показатели эталонной дробилки.

На производительность дробилок влияет степень дробления, крепость материала, равномерность питания дробилки. Чем больше степень дробления и чем прочнее материал, тем меньше производительность.

Дробилки выбираются по ширине загрузочного отверстия и производительности при заданной ширине выходной щели. Степень дробления от 4 до 7.

На рис. 66 приведены типовые характеристики крупности продуктов дробления.

§ 4. ВАЛКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

Валковые дробилки разделяются на дробилки с гладкими и зубчатыми валками.

Дробилки с гладкими валками работают по принципу раздавливания при затягивании исходного материала в щель между валками, вращающимися навстречу один другому. Они применяются главным образом для среднего и мелкого дробления твердых и вязких пород. Чаще выпускаются двухвалковые дробилки, один валок в которых установлен в неподвижных подшипниках, а другой — в подвижных.

Станина 1 дробилки (рис. 67) четырехугольная сварная или отлитая из стали. Валок 2 насажен на вал 3, вращающийся в подшипниках 4, неподвижно закрепленных в станине. Валок 5 насажен на вал 6, вращающийся в подшипниках 7, которые могут перемещаться по направляющим 9. Валы 3 и 6 вращаются навстречу друг другу и приводятся в движение от отдельных электродвигателей через ременные передачи и шкивы.

Положение перемещающихся подшипников 7 фиксируется при помощи тяг 8, прокладок 10, кольца 11, пружин 12 и затяжных гаек 13. Предварительно сжатые пружины компенсируют нормальные усилия, возникающие при дроблении руды. При попадании недробимых предметов в зазор между валками пружины 13 сжимаются и подвижные подшипники 7 отодвигаются. Щель между валками увеличивается и недробимый предмет проваливается. В целях герметизации и безопасности эксплуатации валки закрыты кожухом. Дробящие валки отливаются из чугуна и футеруются съемными бандажами из марганцовистой стали.

Размеры валковых дробилок определяются диаметром D и длиной L валков. Окружная скорость на поверхности валков составляет 4—6 м/с. По условиям захвата материала валками диаметр их должен быть в 20 раз больше диаметра максимального куска дробимого материала. Степень дробления 3—4. Техническая характеристика валковых дробилок с гладкими валками приведена в приложении 16.

Однороторные дробилки СМД-2 и СМД-3 предназначены для дробления агломерата; двухроторные с гладкими валками типа ДГ, дробилки ДГ400×250, ДГ600×400, ДГ1000×550, ДГ1500×600 и четырехроторная размером 900×700 мм — для дробления сухих материалов и горных пород средней твердости; четырехвалковая дробилка — для дробления угля и других материалов средней твердости; дробилки двухвалковые зубчатые типа ДДЗ — для дробления угля и других аналогичных материалов средней твердости с коэффициентом крепости до 6 (по М. М. Протодяконову).

Процесс дробления в дробилках с зубчатыми валками происходит за счет раскалывания пород и осуществляется при меньшем переизмельчении и расходе энергии, чем в щековых или конусных дробилках. Наибольшее распространение получили двухвалковые зубчатые дробилки.

Дробилка двухвалковая зубчатая модернизированная ДДЗ-4 (рис. 68) состоит из рамы 1, на которой смонтированы подшипники 2 и 12, двух параллельных валов, опирающихся на эти подшипники, с жестко закрепленными на них зубчатыми валками 10. Валки вращаются навстречу один другому. Ряды зубьев одного валка расположены между рядами зубьев другого валка, что обеспечивает получение более однородного по крупности дробленого продукта. Исходный материал загружается в дробилку через воронку 5, захватывается зубьями валков и подвергается дроблению. При попадании в дробилку недробимых предметов сжимаются буферные пружины 3, один из валков отодвигается (вращается в скользящих подшипниках). После прохождения недробимого предмета пружины возвращают валок в прежнее положение.

Привод валков состоит из электродвигателя, клиноременной передачи, шкива 6, вала 7, малой 8 и большой 9 шестерен. Ле-

Рис. 67. Схема валковой дробилки с гладкими валками

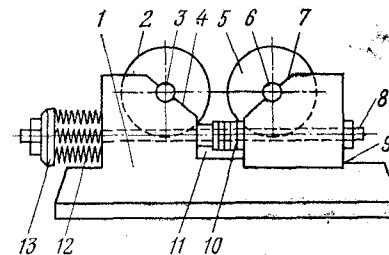
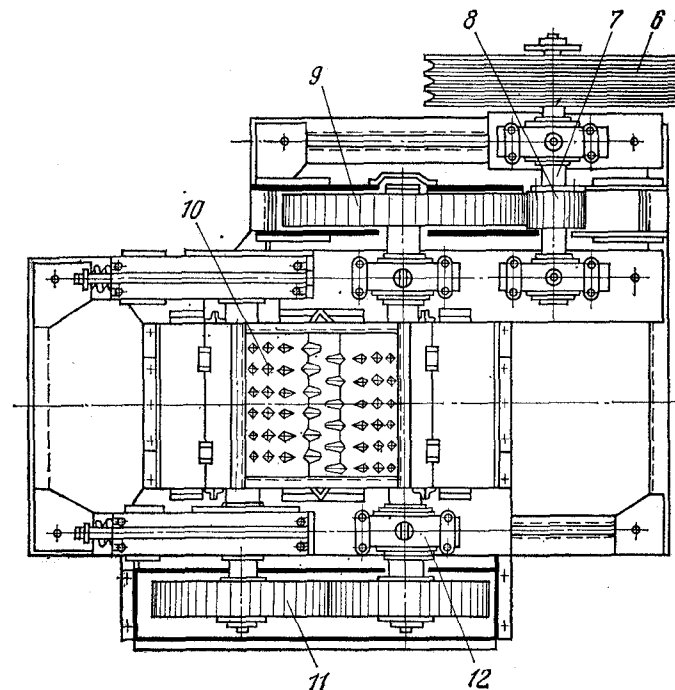
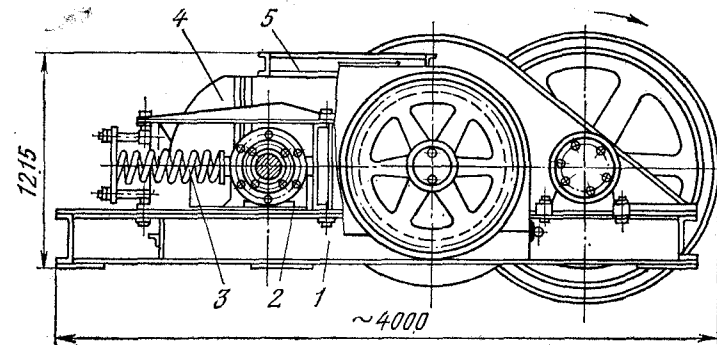


Рис. 68. Двухвалковая дробилка зубчатая ДДЗ-4



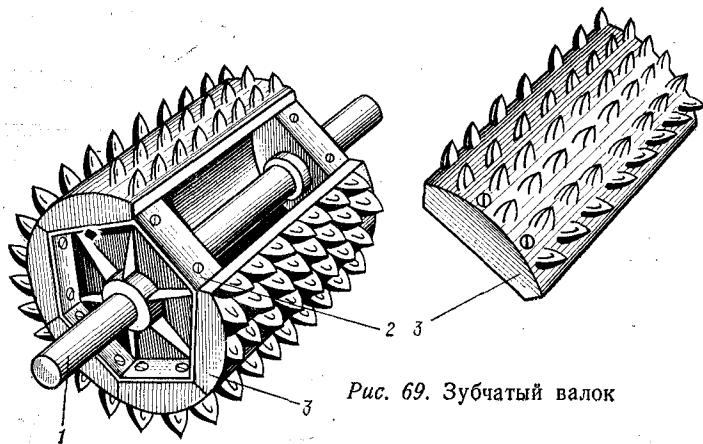


Рис. 69. Зубчатый валок

вый валок получает вращение от правого при помощи зубчатых колес 11 с удлиненными зубьями. Валки покрыты кожей 4.

Валок имеет форму многогранника (рис. 69), жестко насаженного на вал 1. К граням валка 2 крепятся при помощи болтов зубчатые сегменты 3, которые изготавливаются из марганцовистой стали. Набор сегментов образует зубчатый валок цилиндрической формы.

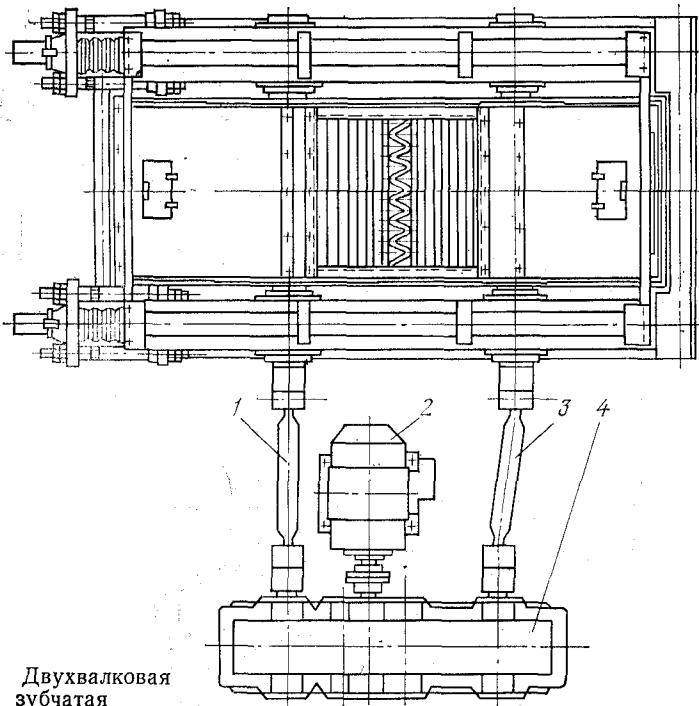


Рис. 70. Двухвалковая дробилка зубчатая

При крупном дроблении форма зубьев клювообразная, высота их от 70 до 110 мм; при мелком — кольцевидная, высота около 30 мм. Для увеличения срока службы зубья подвергаются наплавке.

Валки зубчатых дробилок больших размеров (рис. 70) приводятся в движение электродвигателем 2 посредством одного редуктора 4 и двух карданных валов 3 и 1. Такое устройство привода позволяет регулировать ширину зазора между валками в более широких пределах, чем в дробилке ДДЗ-4. Степень дробления зубчатых дробилок 4—6.

К основным достоинствам этих дробилок следует отнести: простоту конструкции, удобство ремонта и обслуживания, меньшее переизмельчение материала, более низкий удельный расход электроэнергии по сравнению с дробилками других типов.

Техническая характеристика дробилок с зубчатыми валками дана в приложении 16.

В предположении, что между валками движется непрерывная лента дробимого материала, производительность валковой дробилки Q (т/ч) можно вычислить по формуле

$$Q = 60n\pi Dls\delta k, \quad (123)$$

где n — частота вращения валков, мин^{-1} ; D и l — диаметр и длина валка, м; s — ширина щели между валками, м; k — коэффициент разрыхления дробленого продукта в момент разгрузки ($k=0,1 \div 0,2$); δ — плотность дробимого материала, т/м^3 .

§ 5. МОЛОТКОВЫЕ И РОТОРНЫЕ ДРОБИЛКИ

По конструктивным признакам молотковые дробилки можно разделить на: дробилки с шарнирно подвешенными и жестко * закрепленными на вращающемся роторе молотками; однороторные и двухроторные; реверсивные и неревверсивные; с колосниковой решеткой и без нее; с подвижными и неподвижными отбойными плитами. Эти дробилки применяются для крупного и мелкого дробления различных материалов — хрупких, мягких, пород средней твердости. Основные типы конструкций молотковых и роторных дробилок показаны на рис. 71 и 72.

Техническая характеристика молотковых и роторных дробилок приведена в приложениях 17 и 18.

Дробилки предназначены для дробления: М6-4Б — малоабразивных материалов; М8-6Б — хрупких и мягких материалов; М13-16Б — пород с пределом прочности на сжатие 10^5 кПа; М20-30Г — хрупких и мягких малоабразивных материалов; ДМРЭ10×10 и ДМРИЭ14,5×13 — угля и известняка; 1500×1500-1000 — угля марок Г, Ж, К; СМД-97А и СМД-102 — липких и влажных малоабразивных материалов; С-599 — хруп-

* Молотковые дробилки с жестко закрепленными молотками называются также роторными или отбойными центробежными.

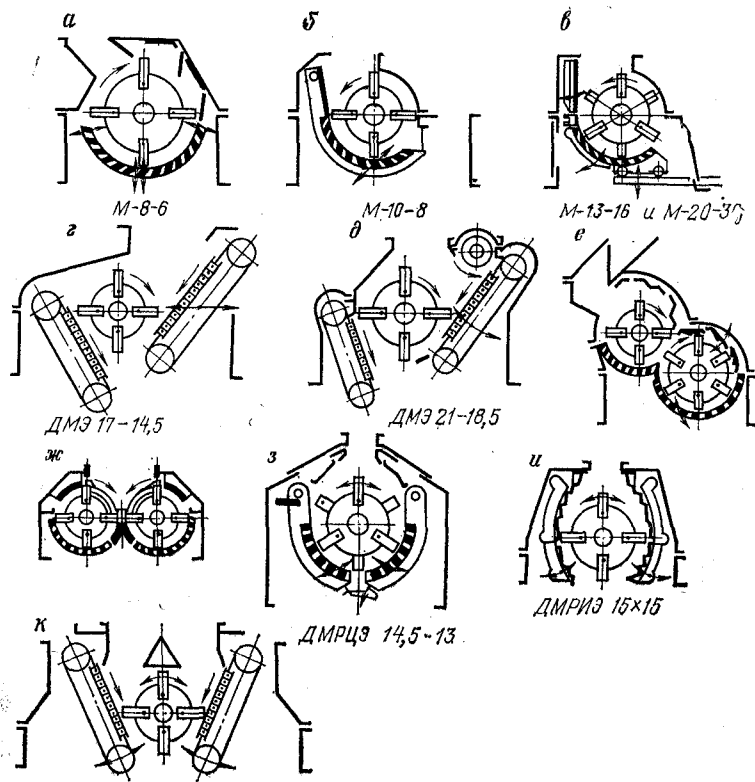


Рис. 71. Классификация молотковых дробилок:

а, б, в — однороторные нереверсивные с колосниковыми решетками; г, д — то же, без решеток; е, ж — двухроторные с решетками; з — однороторная реверсивная с решеткой; и, к — то же, без решеток

ких и мелких материалов; роторные — малоабразивных горных пород.

Дробление материала в дробилках с шарнирной подвеской молотков происходит в результате ударов вращающихся молотков по кускам материала, ударов кусков материала об отбой-

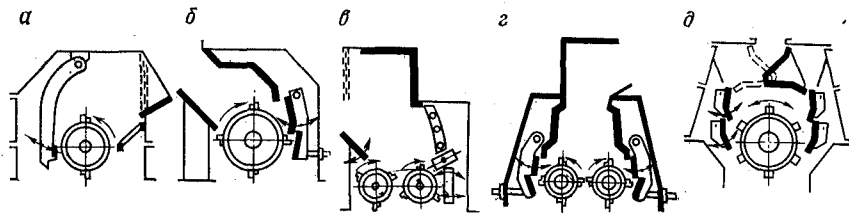


Рис. 72. Классификация роторных дробилок:

а — однороторная, нереверсивная с колосниковой решеткой; б — то же, без решетки; в — двухроторная с решеткой; г — то же без решетки; д — однороторная реверсивная

ные плиты и раздавливания материала молотками на колосниковой решетке. Без колосниковой решетки производительность дробилки повышается, но при этом в дробленом продукте появляются зерна крупнее допустимых.

В дробилках с жестким закреплением молотков удары по материалу наносятся молотками. Сила удара зависит от массы молотка и ротора.)

Однороторная нереверсивная молотковая дробилка (рис. 73) состоит из следующих основных узлов: корпуса, ротора, отбойных плит и колосниковой решетки. Верхняя 1 и нижняя 2 части корпуса делаются литыми или сварными из прокатной или листовой стали. У боковых стенок корпуса расположены подшипники 9, в которых вращается вал 6 ротора 3. Последний представляет собой сборную конструкцию: на валу 6 жестко закреплены (шпонками) диски 4. В каждом диске имеется шесть отверстий, через которые пропущены стержни, служащие осями для молотков 5, шарнирно подвешенных на роторе рядами.

Верхняя часть 1 корпуса футеруется отбойными сменными плитами 7. В нижней части 2 корпуса укреплена колосниковая решетка 8, занимающая 135—180° окружности, описываемой молотками. Для наблюдения за дробилкой имеются лазы с крышками 11. Исходный материал, попадая на вращающиеся молотки, подвергается ударному воздействию и отбрасывается на отбойные плиты 7. В результате многократных ударов происходит его дробление. Разгружается дробленый продукт через колосниковую решетку 8. Более крупные куски материала додрабливаются на колосниковой решетке. Шарнирное крепление молотков дает возможность избежать поломки при попадании недробимых предметов, так как в этих случаях молотки отклоняются на некоторый угол.

Однороторная реверсивная молотковая дробилка (рис. 74) состоит из сварного кожуха 1, ротора 2, колосниковой решетки 3 и механизмов регулирования положения колосниковой решетки 4.

Вал ротора 5 опирается на два самоустанавливающихся подшипника качения, которые помещены в корпусах 6 и укреплены на тумбах станины болтами. Вал электродвигателя соединен с валом ротора муфтой 7. На валу 5 неподвижно укреплены диски 8, через отверстия которых пропущены стержни 9 со свободно надетыми молотками 10.

Исходный материал, загружаемый через люк 11 и попадающий на вращающиеся молотки 10, подвергается ударному воздействию и отбрасывается на отбойные футеровочные плиты 13. В результате многократных ударов молотков и ударов о плиты 13 происходит дробление материала. Окончательно додрабливание осуществляется в кольцевом зазоре между концами молотков и колосников решетки, где наряду с ударным дроблением наблюдается частичное истирание.

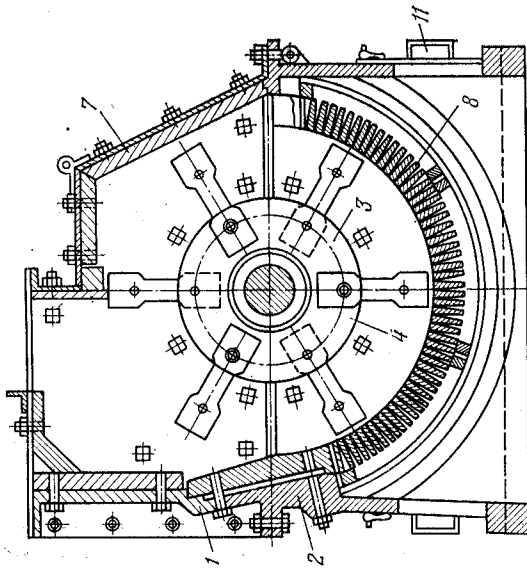
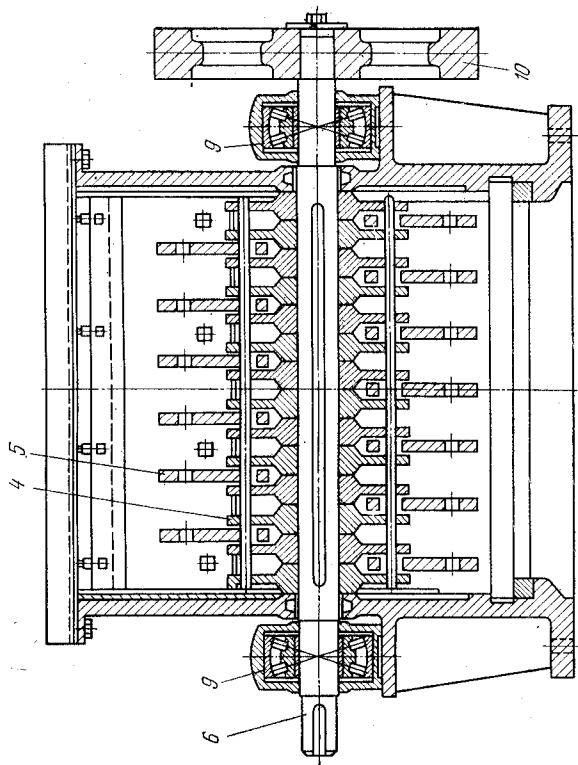


Рис. 73. Однороторная реверсивная молотковая дробилка

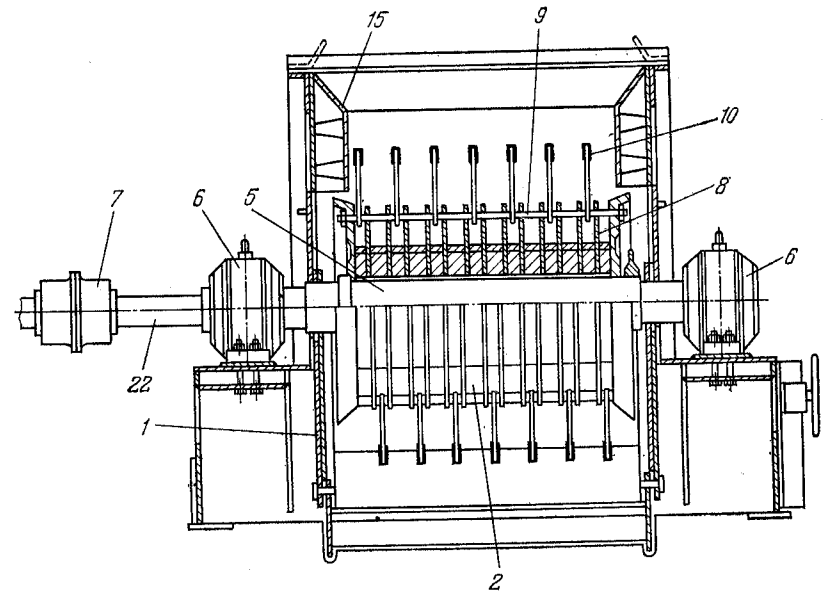
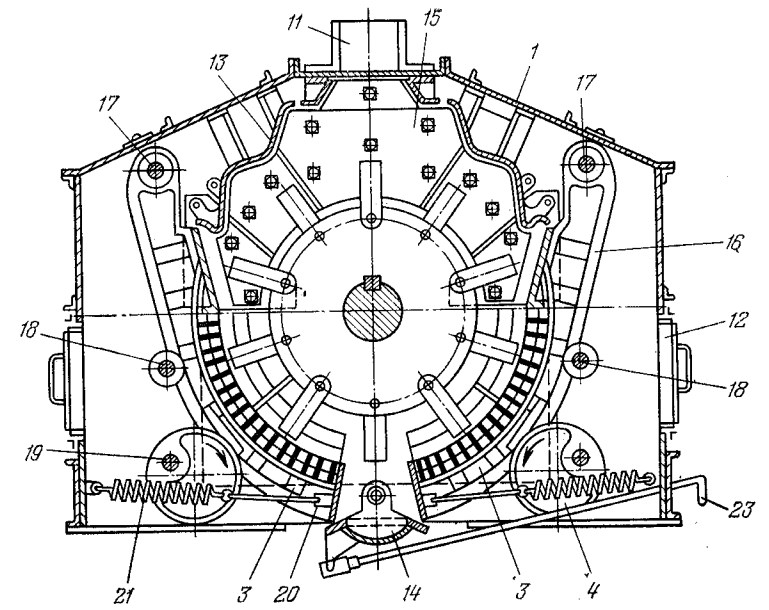


Рис. 74. Однороторная реверсивная молотковая дробилка

Для осмотра и ремонта колосниковых решеток в кожухе дробилки имеются открывающиеся люки 12 для улавливания металлических и других предметов, попавших в дробилку, предусмотрены карманы 14, установленные между колосниковыми решетками. Эти карманы разгружаются при повороте их с помощью рукоятки 23 на некоторый угол.

Торцевые стенки кожуха защищены от износа футеровочными плитами 15. Колосники решетки торцами уложены в пазы рычагов 16, которые подвешены шарнирно на осях 17, а в средней части соединены попарно стержнями 18. Внизу рычаги опираются на эксцентрики 4, попарно закрепленные на валах 19. Замыкающий механизм, состоящий из тяги 20 и пружины 21, прижимает рычаги к эксцентрикам. Поворачивая эксцентрики, можно регулировать зазор между концами молотков и колосниковой решеткой. Колосники решетки изготавливаются различной формы из легированной стали марки 60С2 или 45Х с закалкой до твердости 350—400 НВ.

Центральное расположение загрузочного отверстия в этой дробилке позволяет изменять направление вращения ротора, что является большим ее достоинством по сравнению с нереверсивными дробилками.

Для удлинения срока работы молотков в нереверсивных дробилках необходимо их поворачивать на 180° вокруг продольной оси. К достоинствам молотковых дробилок относятся простота конструкции, надежность, компактность, большая производительность, высокая степень дробления (10—20 и более) и сравнительно невысокий удельный расход энергии.

К недостаткам молотковых дробилок относится быстрый износ молотков и колосниковой решетки, поэтому они не рекомендуются для дробления крепких, абразивных, а также слишком вязких (глинистых) и влажных материалов, так как решетка быстро забивается, что ведет к снижению производительности. Для дробления глинистых и влажных пород применяют молотковые дробилки с подвижной дробящей плитой.

Молотковые дробилки с подвижной дробящей плитой приспособлены для дробления глинистых и влажных материалов. Плита, на которую отбрасывается дробимый материал, подвижна и представляет собой тяжелый пластинчатый конвейер, вмонтированный в корпус дробилки. Плита собрана на отдельной раме и движется в направлении вращения молотков. Зазор между плитой и молотками регулируют путем поворота плиты вокруг оси верхнего вала звездочек.

С другой стороны ротора имеется второй конвейер — очистной. Очистка движущейся дробящей плиты и очистного конвейера от налипшего материала производится специальными скребками, что предотвращает залипание рабочего пространства дробилки.

В зависимости от свойств дробимого материала и требуемой крупности дробленого продукта применяют молотки различной

массы (от 3 до 180 кг) и формы. Молотки колосникового типа применяют для дробления хрупких материалов, а скобообразные — для хрупких, мягких и твердых. Последние работают более эффективно в сравнении с колосниковыми, однако эксплуатировать дробилки с такими молотками сложнее. Для увеличения срока службы молотков их поворачивают на 180° и, кроме того, переставляют концами; изношенные молотки иногда навариваются твердыми сплавами; применяются реверсивные молотковые дробилки.

Масса и размеры молотков влияют на производительность, гранулометрический состав дробленого продукта и расход электроэнергии. Молотки большей массы, вращающиеся с малой скоростью, дробят материал с меньшим переизмельчением, а молотки малой массы, вращающиеся с большой скоростью, — с большим переизмельчением. На практике молотки вращаются с круговой скоростью от 15 до 60 м/с.

Наибольшее распространение получили молотковые однороторные дробилки.

Молотковые дробилки с жестким креплением молотков все чаще применяются в последние годы. В однороторной дробилке материал подается на вращающийся ротор и дробится ударами молотков и об отбойные плиты (рис. 75). На вал 1 насажен ротор 2 с молотками 3. Отбойные плиты 4 расположены по отношению к ротору по спирали и укреплены на корпусе дробилки нежестко. При попадании в дробилку недробимых кусков отбойные плиты отклоняются в сторону, так как они подвешены на осях 5. Исходный материал из загрузочной воронки 6 поступает на наклонно установленную решетку 7, с помощью которой отделяется мелочь, не требующая измельчения. Разгрузка дробленого продукта производится через разгрузочное устройство дробилки. Дробилка имеет массивный ротор с жестко закрепленными молотками различной конструкции. Роторные дробилки применяются для дробления различных руд и материалов. Они обладают рядом преимуществ перед валковыми и щековыми дробилками: выше степень дробления, ниже стоимость дробления и меньше удельный расход энергии.

Однороторная дробилка Выксунского завода дробильно-размельного оборудования (рис. 76) состоит из корпуса 1, ротора 4, верхней колосниковой решетки 2, нижней колосниковой решетки 3, привода 5 и цепных штур 6. Внутри дробилка футерована плитами из марганцовистой стали.

Верхняя колосниковая решетка крепится к корпусу дробилки неподвижно. В зависимости от твердости дробимых пород эта решетка может крепиться в трех разных положениях. Нижняя колосниковая решетка подвешена шарнирно. Для предотвращения поломок при попадании недробимых предметов дробилка оборудована предохранительным устройством, расположенным между задней стенкой корпуса и неподвиж-

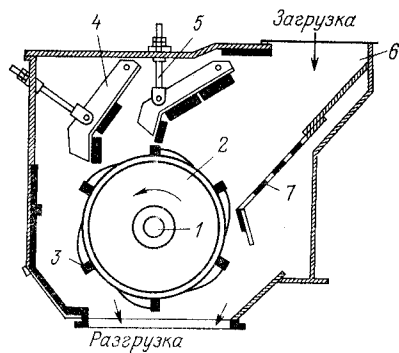


Рис. 75. Схема действия однороторной дробилки

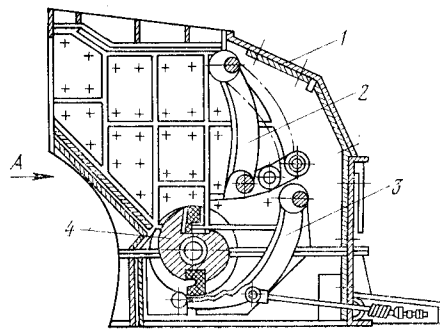
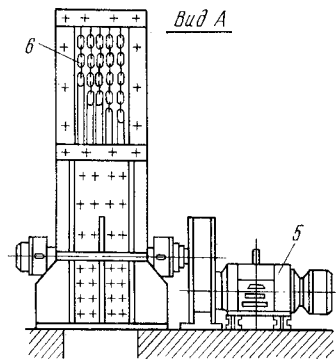


Рис. 76. Однороторная дробилка ударного действия



ными траверсами. При попадании недробимых предметов пружины этого устройства сжимаются и колосниковая решетка отклоняется к задней стенке корпуса.

В загрузочной воронке дробилки установлены цепные шторы, которые предотвращают выбрасывание материала из рабочего пространства. Предусмотрена быстрая смена изнашивающихся молотков (бил).

К преимуществам роторных дробилок следует отнести высокую степень дробления, большую производительность по сравнению с производительностью других дробилок, меньшую массу и более низкий удельный расход электроэнергии; к недостаткам — большой износ молотков и необходимость применения питателей для равномерной загрузки.

К числу основных технологических характеристик молотковых и роторных дробилок относят: глубину проникновения кусков дробимого материала в зону вращения ротора, производительность дробилки, размеры ротора и мощность электродвигателя. Дробящее действие молотка наиболее эффективно при ударе в центре куска (центрально). При скользящем ударе происходит обкалывание и истирание кусков в месте этого удара; продукт дробления получается с большим содержанием

мелочи; наблюдается повышенный износ молотков (бил); производительность дробилки снижается.

Установлено, что глубина проникновения кусков в зону вращения ротора не менее чем на 0,6 от максимального размера куска в молотковых дробилках и не менее высоты бил в роторных дробилках обеспечивает в основном разрушение материала центральными ударами. При этом обеспечивается минимальное истирание материала, содержание мелких классов снижается, а производительность дробилок повышается в сравнении с дроблением скользящими ударами. Необходимую глубину проникновения кусков материала в зону вращающегося ротора обеспечивают путем подбора соответствующей скорости падения материала при его загрузке в дробилку. В роторных дробилках высота бил обычно меньше чем 0,6 от максимального размера куска дробимого материала. Поэтому не все куски могут попасть под центральные удары. Для повышения эффективности дробления в роторных дробилках устанавливают отражательные плиты или отражательные решетки, что способствует разрушению кусков, которые не попали под центральный удар.

Согласно ГОСТ 7090—72 диаметр ротора D_p молотковых дробилок должен быть в 3,2—4 раза больше размера наибольшего куска дробимого материала; для роторных согласно ГОСТ 12376—71 — в 3,3 раза. Длина ротора L выбирается в зависимости от его диаметра с учетом производительности дробилки и необходимых условий загрузки исходного материала:

для молотковых дробилок $L : D_p = 0,7 \div 1,5$;

для роторных дробилок среднего и мелкого дробления $L : D_p = 1$, крупного дробления $L : D_p = 0,8$.

Производительность молотковых и роторных дробилок зависит от диаметра, длины и числа молотков; крупности и физических свойств исходного и дробленого продукта; степени дробления, равномерности питания; конструктивных особенностей этих дробилок.

Между производительностью дробилки, дробимостью исходного материала, степенью дробления и потребляемой мощностью существует взаимосвязь. При постоянных условиях дробления данного материала (типоразмер дробилки, мощность и др.) с повышением производительности уменьшается степень дробления, и наоборот. Теоретическая формула для расчета производительности молотковых и роторных дробилок отсутствует. Для ориентировочного расчета производительности этих дробилок применяют различные эмпирические формулы.

Объемная производительность молотковой дробилки Q_0 ($\text{м}^3/\text{ч}$) ориентировочно может быть рассчитана по формулам:

$$Q_0 = 0,1D_p^2Ln \quad \text{при } D_p > L \quad (124)$$

$$Q_0 = 0,1D_pL^2n \quad \text{при } D_p < L, \quad (125)$$

где D_p и L в м; n — частота вращения ротора, мин^{-1} .

По зарубежным данным, объемная производительность роторной дробилки для крупного дробления может быть рассчитана по следующим статистическим формулам:

$$Q_{o \max} = 47k (D_p L)^{1,6}, \quad (126)$$

$$Q_{o \min} = 22k (D_p L)^{1,3}, \quad (127)$$

где D_p и L в мм; k — коэффициент, зависящий от конструктивных особенностей дробилок ($k=0,6 \div 1,4$).

С повышением крепости, вязкости и влажности дробимого материала и уменьшением крупности дробленого продукта производительность молотковой дробилки снижается. При равномерном питании обеспечивается более высокая производительность дробилки.

Ориентировочно мощность электродвигателя молотковых дробилок N (кВт) может быть определена по эмпирическим формулам:

$$N = 0,125 D_p L n; \quad (128)$$

$$N = 0,15 D_p^2 L n, \quad (129)$$

где D_p и L — в м; n — в мин⁻¹.

Формула (128) применяется для расчета мощности дробилок, работающих на угле, а по формуле (129) получены данные, приведенные в ГОСТ 7090—72.

Мощность электродвигателя роторных дробилок для среднего и мелкого дробления ориентировочно может быть рассчитана по эмпирической формуле

$$N = 120 D_p L, \quad (130)$$

где D_p и L — в м.

Удельную мощность двигателя $N_{уд}$ (кВт) на 1 т дробимого материала ориентировочно можно вычислить по эмпирической формуле

$$N_{уд} = 3,65 (\lg R_5^{исх} - \lg R_5^{кон}) / k, \quad (131)$$

где $R_5^{исх}$ и $R_5^{кон}$ — содержание класса +5 мм в исходном материале и дробленом продукте, %; k — коэффициент размолоспособности (для угля $k=1 \div 1,7$).

Производительность молотковой дробилки Q (т/ч) при работе в открытом цикле

$$Q = N / E_{уд}, \quad (132)$$

где $E_{уд}$ — удельный расход энергии, кВт·ч/т.

Мощность электродвигателя дробилки N (кВт) можно рассчитать также по эмпирической формуле

$$N = (0,1 \div 0,15) i Q, \quad (133)$$

где i — степень дробления.

Молотковые и роторные дробилки требуют тщательной балансировки ротора. Исходный материал должен загружаться со скоростью, согласованной со скоростью вращения ротора.

Ширину щели между колосниками и расстояние между решеткой и концами молотков выбирают в зависимости от требуемой крупности дробленого продукта и влажности исходного материала. Ширина щели между колосниками должна быть в 5—6 раз больше размера зерен дробленого продукта при дроблении до 6 мм и в 1,5—2 раза при дроблении до 50 мм. При дроблении влажных материалов с глинистыми примесями расстояние между колосниками увеличивают или работают без них.

§ 6. БАРАБАНАЯ ДРОБИЛКА

Дробилка барабанная ДБ-28 ($D \times L = 2800 \times 4500$ мм) состоит из следующих основных узлов (рис. 77): барабана 1, кожуха 2, роликов опорных 3, рамы опорной 4 и привода 5. Барабан выполнен разборным и состоит из двух фланцев, венца зубчатого, решет, продольных балок, полок поднимающих и лопаток разгружающих. Решета изготавливают из листовой стали толщиной 25 мм с круглыми отверстиями 50; 100; 150; 200; 250 и 300 мм.

Внутри барабана устанавливается пять рядов поднимающих полок, имеющих радиальный угол наклона 15°, а также продольный угол наклона 5°, обеспечивающий перемещение материала вдоль оси барабана к разгрузочному концу.

Кожух служит для предотвращения попадания пыли в рабочее помещение. В верхней секции кожуха предусмотрен отвод для отсоса пыли.

Привод дробилки состоит из электродвигателя, муфты упруговтулочной, редуктора, муфты цепной и приводной шестерни, смонтированных на сварной раме.

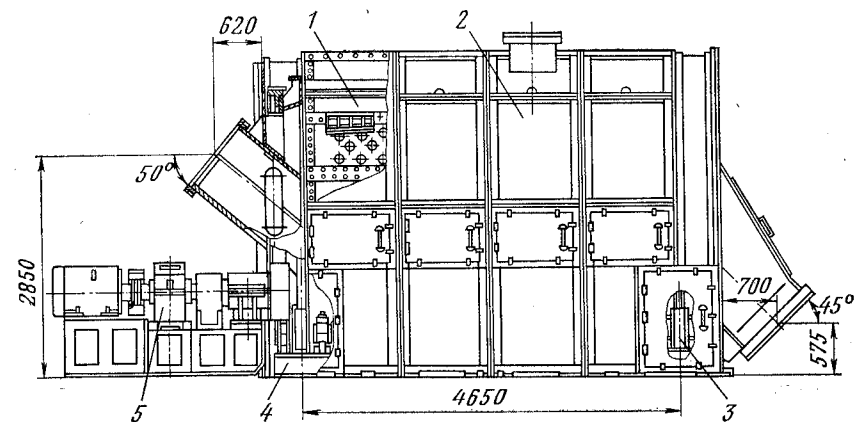


Рис. 77. Барабанная дробилка ДБ-28

Дробилка ДБ-28 является машиной ударного действия и требует, чтобы основание ее было рассчитано не только на массу машины, но и на возникающие при работе динамические усилия.

Предназначена эта дробилка для работы на угле, производительность ее может изменяться от 240 до 750 т/ч.

§ 7. АВТОМАТИЗАЦИЯ ДРОБИЛОК

На рудообогатительных фабриках контролируют производительность и степень заполнения рабочего пространства дробилок, крупность дробленого продукта, заполнение бункеров рудой и др. Производительность дробилок обычно контролируют с помощью вагонных или конвейерных весов, а регулируют по току или мощности, потребляемой двигателем дробилки, или же по уровню заполнения ее рабочего пространства рудой.

Схемы регулирования производительности по уровню заполнения дают возможность более точно определять фактическую загрузку дробилки и поддерживать ее на оптимальном уровне при изменении крупности и твердости руды. Более перспективными являются комбинированные схемы, в которых рабочим сигналом для регулирования производительности служит ток или мощность, потребляемые двигателем дробилки, а вспомогательным сигналом, предохраняющим дробилку от завала, — уровень руды в ее рабочем пространстве. При работе дробилки в замкнутом цикле с грохотом ее производительность регулируют, воздействуя на питатель исходной руды.

Для контроля процесса дробления на дробильных фабриках применяют промышленное телевидение, гранулометры, уровнемеры типа Гр, ИСК-2Н и др., а для обнаружения металлов на ленточных конвейерах — металлоискатели типа МТ-6.

Автоматизация цикла дробления направлена на повышение производительности и коэффициента использования во времени оборудования при заданном качестве готового продукта, повышение производительности труда и уменьшение численности обслуживающего персонала. Нормами технологического проектирования обогатительных фабрик для руд цветных и черных металлов предусматриваются следующие основные системы автоматизации.

1. Фиксация положения вагонов с исходной рудой, подаваемой в дробильный цех перед приемным бункером, необходимая для обеспечения дистанционного управления разгрузкой. Рекомендуется применять рельсовые, магнитные и другие датчики, с помощью которых осуществляется подача вагонов под разгрузку.

2. Контроль минимального уровня руды в бункере над пластинчатым питателем, установленным перед дробилкой, осуществляемый с помощью радиоактивных датчиков. Чтобы избежать повреждения пластин питателя при загрузке руды,

в бункере должна быть рудная «постель». При минимально допустимом уровне руды в бункере предусмотрены аварийная остановка питателя и аварийная сигнализация.

3. Контроль завала дробилок, применяемый для предупреждения вынужденных остановок. Он осуществляется с помощью радиоактивных или электродных датчиков при подаче сигнала в аварийную сигнализацию и схему управления питателем руды.

4. Контроль состояния подшипников дробилок, предусматривающий сигнализацию о перегреве подшипников, измерение температуры масла на сливе из подшипников и сигнализацию о прекращении потока масла с одновременной подачей команд в схему электропривода для необходимых блокировок.

5. Учет количества перерабатываемой руды с помощью конвейерных весов, установленных за дробилками крупного дробления, после промежуточных складов и перед бункерами корпуса обогащения.

6. Контроль наличия руды на питателях и конвейерах с помощью электродных или других датчиков, необходимый для информации оператора о прохождении материала через тетки.

7. Контроль уровней заполнения рудой складов и бункеров, необходимый для автоматизации их загрузки. Он осуществляется с помощью электродных, механических и других датчиков. Схема предусматривает систему предупредительной сигнализации и управления загрузочными устройствами.

8. Обнаружение и удаление металлических предметов из потока руды с помощью металлоискателей. Предусматривается возможность остановки конвейера, если металлический предмет с конвейера не удален.

9. Регулирование загрузки рудой конусных дробилок для среднего и мелкого дробления и щековых дробилок, осуществляемое по заданной активной мощности, потребляемой электродвигателем дробилки с воздействием на регулируемый привод питающего устройства.

10. Контроль крупности продуктов дробления.

Перспективными системами автоматизации предусматривается контроль гранулометрического состава дробленой руды и уровня заполнения рудой складов и промежуточных бункеров. К основным системам автоматизации отнесены системы, проверенные в производственных условиях на ряде обогатительных фабрик; к перспективным — системы, не обеспеченные серийным выпуском средств автоматизации и требующие проверки.

Регулирование дробилки заключается в стабилизации количества материала в ее рабочем пространстве. Если уровень материала превышает заданное значение, подводимый поток уменьшается, если запас меньше заданного значения, поток увеличивается.

Схемы автоматизации цикла дробления обеспечивают также пуск и остановку дробилки и вспомогательных механизмов с соблюдением определенной технологической последовательности.

§ 8. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ДРОБИЛОК

Общие правила эксплуатации дробильного оборудования. Прием и сдача смены должны производиться в следующем порядке: сдающий смену производит запись в «Журнале приема и сдачи смены» о состоянии оборудования дробильного отделения, обнаруженных неисправностях во время работы и о мерах, принятых для их устранения, а также сообщает об этом принимающему смену; принимающий должен вместе со сдающим смену осмотреть обслуживаемое оборудование и проверить правильность записей в журнале. При приеме смены необходимо проверить: состояние деталей, узлов и механизмов; исправность пусковых, тормозных и блокировочных устройств; надежность крепления узлов и деталей; исправность смазочных устройств, наличие в них смазочного материала, отсутствие утечки масла; состояние подшипниковых узлов, а также наличие вибраций в элементах привода; наличие инструмента и приспособлений, запасных частей и исправность защитных ограждений; чистоту оборудования и рабочего места.

Порядок пуска и остановки оборудования устанавливается технологической инструкцией, утвержденной главным инженером фабрики. Перед пуском дробилки необходимо дополнительно проверить: натяжение ремней привода, исправность противопылевого уплотнения и предохранительных устройств.

При эксплуатации дробилок необходимо ежедневно производить осмотр дробящих футеровок, водяного уплотнения, загрузочного устройства и других деталей. Дробящие футеровки нельзя эксплуатировать до их разрушения, так как их обломки могут заклинить рабочее пространство дробилки. Водяное уплотнение должно быть исправным и обеспечивать исключение попадания пыли на трущиеся детали приводных узлов. Исправность этого уплотнения проверяется по наличию слива в отводящей магистрали. Детали загрузочного устройства подвержены износу исходным материалом, поэтому при эксплуатации дробилки нельзя допускать полного их износа (разрушения).

При перефутеровке дробилок необходимо проверить состояние подшипниковых деталей, радиальный зазор зубчатого зацепления, состояние водяных каналов гидрозатвора опорной чаши, состояние уплотнительных рукавов в опорном кольце и кожухе, плотность затяжки распорной шайбы и других деталей.

Подачу материала в дробилку необходимо производить после достижения подвижным дробящим органом номинальной частоты качания (вращения). Пуск системы пылеподавления нужно производить одновременно с подачей материала в дробилку. При эксплуатации дробилок обслуживающий персонал должен: следить за исправностью всех узлов и деталей дробилок и вспомогательных устройств, а также за равномерной загрузкой дробилок; осуществлять контроль за крупностью исходного материала и продуктов дробления; производить регу-

лировку выходных щелей дробилок; обеспечивать получение дробленого продукта заданной крупности.

Запрещается работа дробилок среднего и мелкого дробления без устройств для обнаружения и улавливания недробимых предметов. При спуске людей в рабочее пространство для извлечения недробимых предметов и негабаритных кусков руды обязательно наличие предохранительных полков и настилов над загрузочным отверстием дробилки (для предотвращения попадания предметов и кусков на работающих).

При организации смазки дробильного оборудования необходимо руководствоваться правилами технической эксплуатации.

Ежесменное техническое обслуживание дробилок выполняется машинистом дробилки совместно с дежурным слесарем, а ежесуточная проверка — механиком отделения.

Эксплуатация щековых дробилок предполагает обеспечение равномерной подачи исходного материала.

Перерывы в подаче исходного материала нарушают режим работы деталей, вызывая дополнительный стук в сопряжениях деталей и узлов. Выходная щель дробилки должна быть постоянной. Эти дробилки не могут работать под завалом*. Поэтому для приема прибывающего полезного ископаемого на фабрику сооружают приемные воронки или бункера небольшой емкости. Питание дробилки осуществляется с помощью пластинчатого питателя. Иногда перед питателем устанавливают колосниковый грохот. В этом случае пластинчатый питатель подает в дробилку только надрешетный продукт грохота. Крупные куски исходного материала, попадая в рабочее пространство дробилки, не должны ударяться о нефутерованные части подвижной щеки, так как это вызывает их быстрый износ. Мелкие куски исходного материала иногда могут вызвать запрессовку разгрузочной щели дробилки и поэтому они должны отделяться и не попадать в дробилку.

Дробильный продукт из дробилки обычно попадает на ленточный конвейер, который подает его в следующую операцию переработки.

Распорные предохранительные плиты должны соответствовать проектным. Водопровод принудительного охлаждения главного вала и головки шатуна необходимо содержать в исправном состоянии. Нормальное рабочее натяжение (напряжение) приводных клиновых ремней должно быть $1,8 \cdot 10^3$ кПа. Перед остановкой щековой дробилки необходимо остановить питатель руды и выработать рабочее пространство. Маслонасос отключается только после полной остановки дробилки. Для смазки щековых дробилок применяются промышленные масла марки

* Применение микропривода позволяет осуществлять пуск дробилки под завалом.

45 или 50 и консистентные смазки (зимой — мазь индустриальная ИП1-3, летом — ИП1-Л).

Необходимо осуществлять систематический контроль за циркуляцией и температурой слива масла подшипников эксцентриквого вала, а также охлаждающей воды. Давление охлаждающей воды в масляном холодильнике должно быть ниже давления масла на 50 кПа. При понижении уровня масла в отстойнике до красной черты отключается главный электродвигатель и затем маслонасос. При понижении температуры масла ниже 35 °С надо включать подогреватель масла. Температура масла на сливе не должна превышать 60 °С, а при выходе из холодильника 45 °С.

При повышенной температуре окружающей среды должна включаться система охлаждения подшипников щеки и шатуна.

Работа дробилки считается удовлетворительной при отсутствии стука в узлах дробления, распорных плитах и сухарях, тягах и пружинах амортизирующего и замыкающего устройства, а также при нагреве сухарей не выше 50 °С. Пуск щековых дробилок под завалом не разрешается.

Пуск дробилки, не имеющей устройства для ступенчатого запуска или специального вспомогательного двигателя, необходимо производить после установки эксцентриковой части вала и шатуна в верхнее положение. Запрещается освобождать рабочее пространство дробилки многократным включением и выключением двигателя дробилки. Запрещается эксплуатация дробилки при неравномерной (односторонней) загрузке ее исходным материалом по длине пасти. Обслуживающий персонал должен знать возможные неисправности щековых дробилок и способы их устранения.

Нормальная эксплуатация конусных дробилок для крупного дробления обеспечивается хорошей настройкой сопряженных деталей и узлов. Частота вращения подвижного конуса в режиме холостого хода должна быть равной 10⁻¹ мин при вращении его вокруг своей оси по часовой стрелке, а при работе под нагрузкой 3—4 мин⁻¹ при вращении против часовой стрелки.

Для смазки ККД применяют жидкую смазку, которая подается к подпятнику, эксцентрику, конической зубчатой передаче и подшипнику скольжения приводного вала от циркуляционных централизованных станций, и консистентную — для смазки верхнего подвеса подвижного конуса и подшипников качения промежуточного вала привода. Густая смазка подается от станции густой смазки.

Пуск дробилки с диаметром конуса 500 мм должен производиться в режиме холостого хода, а дробилок с диаметром 900 мм и выше — разрешается под завалом. Запрещается работа дробилки при вращении конуса в сторону, противоположную указанной в инструкции завода-изготовителя, за исключением кратковременных пусков для ликвидации забивки рабо-

чего пространства материалом. Допускается работа дробилки под завалом при условии, что в исходном материале нет кусков, способных образовывать своды над рабочим пространством.

Если дробилка работает под завалом, то материал загружается в рабочее пространство непосредственно из опрокидывающихся вагонов. Для дробилок, грузозачное устройство которых не в состоянии вместить весь выгружаемый из вагона материал, необходимо сооружать специальные приемные устройства для исходного материала. В этом случае схема подачи его в дробилку аналогична предусмотренной для щековой дробилки. Дробленый материал попадает на ленточный конвейер, транспортирующий его в следующую стадию дробления.

При эксплуатации дробилки машинист должен следить за удалением дробленого материала из рабочего пространства дробилки во избежание подпрессовки. Остановка дробилки должна производиться после полного освобождения ее рабочего пространства.

Обслуживающий персонал должен знать возможные неисправности дробилок ККД и способы их устранения.

Основным условием нормальной эксплуатации конусных дробилок среднего и мелкого дробления (КСД и КМД) является правильная и равномерная их загрузка исходным материалом.

Исходный материал (питание дробилки) должен быть равномерным по крупности и иметь минимальное содержание рудной мелочи. В нем должно быть достаточное число кусков руды, размер которых превышает размер закрытой приемной щели дробилки. При недостаточном их числе приемная зона дробилки теряет свои регулирующие свойства и качество дробленого продукта ухудшается. Некондиционное питание дробилки является нарушением правил ее эксплуатации. При кондиционном питании по крупности производительность дробилки будет меняться в основном в зависимости от дробимости исходного материала.

Подача материала в дробилку не должна превышать паспортную производительность. При работе дробилки в замкнутом цикле подачу П исходного материала можно определить по формуле

$$P = N(E - \zeta) / E,$$

где N — общая нагрузка на дробилку, м³/ч; E — эффективность грохочения, доли ед.; ζ — циркулирующая нагрузка, доли ед. Например: при N=150 м³/ч; E=0,9 и ζ =0,3

$$P = \frac{150(0,9 - 0,3)}{0,9} = 100 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Нельзя останавливать дробилку при заполненном материалом рабочем пространстве, а после аварийной остановки необходимо его очистить. Пускать дробилку при заполненном рабо-

чем пространстве воспрещается. Распределительная тарелка должна обеспечивать равномерное распределение исходного материала по всему рабочему пространству дробилки. При неравномерном его распределении технологические показатели ухудшаются, а износ деталей дробилки возрастает.

На фабриках малой производительности исходный материал на стадию среднего дробления обычно передается ленточным конвейером, а перед дробилкой устанавливается грохот для отсева мелочи, не требующей дробления. Надрешетный продукт поступает в дробилку, а мелочь на конвейер дробленой руды. На фабриках большой производительности исходная руда со склада крупнодробленой руды транспортируется в цех среднего и мелкого дробления, где поступает в распределительные бункера небольшой емкости, из которых подается питателями на грохоты (или непосредственно в дробилки КСД).

При эксплуатации дробилок типа КМДТ-2200 крупность зерен продукта дробления по одному измерению не превышает обычно размера закрытой выходной щели, а по двум другим измерениям может быть значительно больше ширины этой щели. В зависимости от физико-механических свойств дробимого материала крупность зерен может достигать четырех размеров щели. Фактически минимальная щель дробилки КМДТ-2200 составляет 6—7 мм. По мере износа брони ширина выходной щели увеличивается. Чтобы сохранить требуемый гранулометрический состав дробленого продукта, с помощью специального гидроустройства или лебедки и роликовой стойки размер выходной щели поддерживается постоянным.

Амортизирующие пружины являются средством защиты дробилок от перегрузок при попадании в них недробимых предметов. Однако следует помнить, что частый пропуск недробимых предметов недопустим, так как быстро выходят из строя основные корпусные детали и детали привода. Срабатывание амортизирующих пружин может происходить из-за неравномерного распределения питания по окружности камеры дробления, излишней подачи питания или расслабления пакетов пружин. После каждого случая заклинивания дробилки или пропуска крупного недробимого предмета дробилку необходимо разобрать и проверить исправность деталей. После этого дробилку можно пускать в работу.

При слабом креплении неподвижной брони и брони дробящего конуса работать нельзя, так как возможны разрушения цинковой заливки и даже самой брони.

При замене втулок эксцентрикового узла зазор во втулках следует поддерживать согласно инструкции. Эти правила эксплуатации распространяются и на другие типы конусных дробилок.

Для получения сравнительно однородного по крупности дробленого продукта необходимо, чтобы пределы отклонений ширины выходной щели по длине параллельной зоны были мини-

мальными. Допускается следующая непараллельность образующих параллельной зоны: для КМД — 2 мм, для КСД — 5 мм (на всю длину этой зоны).

Смазка дробилок КСД и КМД осуществляется от станций центральной смазки минеральными маслами. Давление масла должно быть 80—100 кПа.

После первоначального монтажа или капитального ремонта проводятся испытания дробилок КСД и КМД. Результаты испытаний считаются удовлетворительными при: отсутствии стука в узлах дробления; плавном качании дробящего конуса; работе зубчатого зацепления без периодических ударов, толчков и повышенного шума; устойчивом положении опорного кольца; получении продукта дробления нужного качества.

Вода для противопоылевого уплотнения должна подаваться в количестве, обеспечивающем надежную защиту сферического подшипника и эксцентрикового привода от попадания пыли.

Остановка дробилки разрешается только после полного освобождения от материала ее рабочего пространства.

Ликвидация подпрессовки дробилки путем поворачивания приводного вала грузоподъемными устройствами запрещается.

Обслуживающий персонал должен знать перечень возможных неисправностей дробилок КСД и КМД и способы их устранения.

Валковые дробилки с гладкими валками работают под завалом или исходный материал подают на валки потоком толщиной примерно в один кусок.

Валковые дробилки с зубчатыми валками обычно загружаются только надрешетным продуктом грохотов, установленных над этими дробилками. Исходный материал на грохот подается ленточным конвейером.

При питании дробилок необходимо обеспечивать равномерную загрузку их по всей длине валков. Дробленый продукт обычно конвейерами передается на следующую технологическую операцию.

При эксплуатации молотковых и роторных дробилок загрузку исходного материала необходимо производить равномерно по ширине приемного отверстия и по времени. Поэтому перед молотковыми и роторными дробилками обычно устанавливают питатели. Равномерное питание дробилок обеспечивает более высокую производительность и стабильность продукта по крупности. Для смазки редукторов применяется индустриальное масло марки 50, для смазки подшипников качения — густая смазка марки ИП1-Л и ИП1-З. Крупные молотковые дробилки с диаметром ротора более 1400 мм смазывают от станции густой смазки.

Трущиеся части валковых дробилок смазывают жидкой и консистентной смазкой.

При плохо сбалансированном роторе молотковой дробилки или ослаблении крепления футеровочных плит щековых, конус-

ных и других дробилок наблюдаются их аномальные вибрации. Необходимо немедленно устранить причины, вызывающие появление необычного стука или шума. При неравномерном и особенно избыточном питании молотковых дробилок наблюдается уменьшение скорости вращения ротора, а иногда и остановка машины.

С целью предотвращения поломки дробилок, когда в них попадают недробимые предметы, некоторые машины имеют предохранительные устройства (валковые дробилки — скользящие подшипники и буферные пружины, молотковые дробилки — шарнирный подвес молотков). Наиболее эффективным способом защиты дробилок от поломки является установка ме-

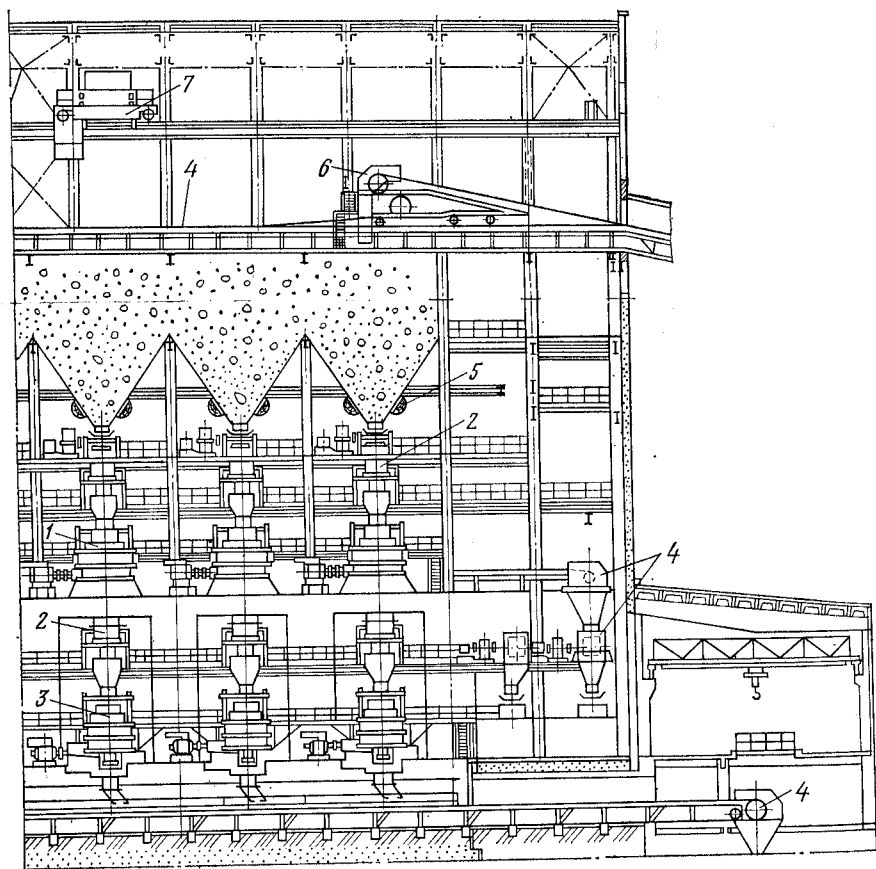


Рис. 78. Схема установки оборудования в дробильных отделениях среднего и мелкого дробления:

1 — дробилка КСД-2200; 2 — грохот инерционный колосниковый 1750×3500; 3 — дробилка КМД-2200; 4 — конвейер ленточный; 5 — вибратор маятниковый; 6 — передвижная собирающая тележка; 7 — кран мостовой электрический

таллоискателей перед ними. Необходимо следить за нормальной работой предохранительных устройств. Все движущиеся части дробилок должны быть ограждены. Перед пуском дробилки необходимо проверить все ограждения, исправность машины, системы смазки, привода и пусковой аппаратуры. Для предупреждения травматизма от выброшенных из дробилки кусков материала загрузочное отверстие ее должно быть ограждено. Не допускается пуск дробилок при наличии в них материала (кроме конусных дробилок с двумя приводами).

Машинисты, обслуживающие дробилки, должны хорошо знать их устройство, правила эксплуатации, способы регулировки, порядок смазки и обслуживания, пуска и остановки, систему сигнализации и правила безопасности.

Обычно дробильные отделения среднего и мелкого дробления фабрик черной и цветной металлургии построены в закрытых помещениях с каскадным расположением дробилок (рис. 78).

Современные корпуса среднего и мелкого дробления целесообразно компоновать так, чтобы дробилки КСД и КМД располагались на одном уровне, а грохоты для выделения готового продукта размещались под ними (рис. 79).

При дроблении на отдельных ГОКах удельные расходы на 1 т дробленой руды находятся в следующих пределах: электроэнергии — от 1,27 до 2,29 кВт·ч, воды — от 0,11 до 0,51 м³,

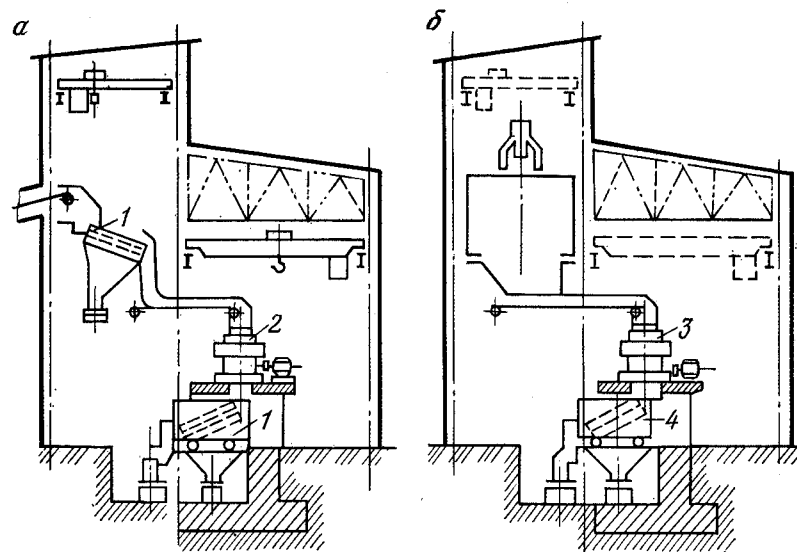


Рис. 79. Расположение конусных дробилок среднего (а) и мелкого (б) дробления:

1 — грохот вибрационный; 2 — дробилка КСД; 3 — дробилка КМД; 4 — грохот вибрационный односитный

футеровочной стали — от 0,03 до 0,091 кг, конвейерной ленты — от 0,0004 до 0,032 м².

Правильное размещение (компоновка) оборудования в цехе дробления является важнейшим условием надежной, экономичной и безопасной его эксплуатации. Основным направлением при компоновке оборудования является его блокировка, т. е. совмещение в одном здании наибольшего числа технологических и вспомогательных операций.

Дробилки крупного дробления устанавливают в подземной части здания, а загрузку их производят с железнодорожных путей. Над приемными бункерами устанавливают надземный шатер.

Глава VI

ТЕХНОЛОГИЯ ДРОБЛЕНИЯ

§ 1. СОСТОЯНИЕ И ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ДРОБЛЕНИЯ РУД

На отечественных и зарубежных обогатительных фабриках получили применение три основных способа подготовки руд к обогащению: стадияльное дробление и измельчение шарами и стержнями; стадияльное дробление и рудногалечное измельчение; одностадияльное крупное дробление и самоизмельчение (полусамоизмельчение) до конечной или промежуточной крупности. В последнем случае самоизмельчение (полусамоизмельчение) дополняется рудногалечным или шаровым измельчением. Каждый способ характеризуется определенными технологическими схемами и соответствующей техникой.

Наблюдается тенденция к снижению крупности руды, добываемой открытым способом, и применению в первой стадии дробления конусных дробилок меньших типоразмеров. Дробилки первой стадии располагаются в непосредственной близости к карьере или в самом карьере. Транспортирование дробленой руды осуществляется ленточными конвейерами. При применении первых двух способов подготовки руд к обогащению наблюдается тенденция к применению замкнутых циклов в последней стадии дробления для получения руды крупностью до 16—19 мм, поступающей в стержневые мельницы, и до 10—16 мм — в шаровые.

Все более широко используются схемы дробления с отдельными операциями предварительного и поверочного грохочения в последней стадии, с установкой грохотов непосредственно под дробилками КСД и КМД, что дает значительное сокращение циркулирующего продукта.

На зарубежных обогатительных фабриках, в техническую схему которых входит шаровое измельчение, грохочение перед

первой стадией дробления не проводится. Дробилки первой стадии работают при ширине выходной щели 150—170 мм. Перед второй стадией дробления осуществляют грохочение для отделения готового продукта крупностью менее 16 мм. Дробилки второй стадии работают обычно при ширине выходной щели 38—40 мм, третьей стадии — при ширине щели 10 мм и в большинстве случаев в замкнутом цикле с грохотами, что обеспечивает получение готового продукта крупностью менее 16 мм. Для осуществления замкнутого цикла дробления грохоты устанавливают как перед дробилками КМД, так и после них. Стоимость измельчения в несколько раз выше стоимости дробления, она может быть снижена в результате уменьшения крупности дробленого материала, поступающего на измельчение.

Дробилки в отдельных стадиях должны работать в оптимальных режимах при постоянных размерах выходных щелей, что дает повышение производительности и снижение удельного расхода энергии. Интенсифицировать работу дробильных фабрик и уменьшить крупность дробленого продукта можно в результате рационального перераспределения степеней дробления на отдельных стадиях; применения предварительного грохочения; повышения эффективности грохочения; правильного выбора сит грохотов; подбора размеров и профиля рабочего пространства дробилок; увеличения частоты колебаний дробящих конусов; регулирования степени загрузки дробилок, грохотов и другого оборудования.

Применение грохотов перед дробилками КСД и КМД необходимо в каждом отдельном случае обосновывать (отсев не менее 30 % готового класса крупности).

При дроблении глинистых или переувлажненных руд целесообразно применять предварительное грохочение для отделения классов крупности, затрудняющих процесс дробления, не только перед мелким, но и перед средним дроблением. Размер отверстий сит грохотов рекомендуется выбирать так, чтобы параметры, характеризующие технологическую эффективность процесса по циклу и операции дробления, были одинаковыми или близкими между собой.

Необходимо стремиться к тому, чтобы профиль рабочего пространства и размер приемного отверстия дробилки соответствовали крупности дробимого материала.

Практика работы дробильных цехов показывает, что при дроблении руды в открытом цикле номинальная крупность дробленого продукта может быть снижена до 25—27,5 мм, а при определенных режимах работы оборудования может быть также увеличено содержание мелких классов в этом продукте.

Одним из направлений повышения эффективности работы дробильных цехов наряду со снижением крупности дробленой руды является повышение использования рабочего времени дробилок и другого оборудования.

Экспериментально установлено, что коэффициент закругления K_3 не является постоянной величиной. С уменьшением ширины щели этот коэффициент увеличивается.

Целесообразно разрабатывать конусные дробилки для весьма мелкого дробления в открытом цикле, обеспечивающие номинальную крупность продукта дробления не более 16 мм. Уменьшение крупности готового продукта в этих дробилках может быть достигнуто уменьшением угла прецессии и ширины выходной щели, а также увеличением частоты колебаний конуса.

Изменение номинальной крупности продукта дробления конусных дробилок от ширины выходного отверстия описывается формулой

$$d_{0,5} = d_{0,5_0} \left(\frac{l_s + s_0}{l_{s_0} + s_{0_0}} \right)^{1,5}, \quad (134)$$

где $d_{0,5}$ — номинальная крупность продукта, равная размеру квадратного отверстия сита, через которое проходит 95 % этого продукта, мм; s_0 — ширина разгрузочной щели дробилки при максимальном сближении конусов, мм; l_s — ход конуса в начале участка параллельной зоны дробления, мм. Индексом «э» обозначены показатели и параметры, принятые в качестве эталонных (например, для дробилки КМД-2200 $s_{0э} = 12$ мм и $l_{sэ} = 35,2$ мм). Опытные данные показывают, что при изменении ширины выходной щели дробилки не происходит аналогичного изменения номинальной крупности продукта дробления. Например, для дробилки КМД-2200 при изменении ширины щели с 12 до 6 мм номинальная крупность дробления уменьшается на 22 %. Установлено, что изменение производительности дробилок по исходному питанию не оказывает заметного влияния на относительное содержание вновь образованных мелких классов крупности, а на номинальную крупность измельчения оказывает; технологическая эффективность процесса дробления остается постоянной. С уменьшением крупности исходного питания производительность конусных дробилок возрастает.

Применение рационального профиля футеровки дробилок (соответствующего наибольшему размеру кусков и гранулометрическому составу исходного питания), выбор оптимальной ширины выходной щели и высоты калибрующего участка зоны дробления, а также равномерное распределение исходного питания по периметру зоны дробления позволяют снизить крупность дробленого продукта, повысить технологическую эффективность дробления, обеспечить равномерный износ брони по высоте.

Повысить удельную производительность дробилок можно, улучшая коэффициент их использования, применяя предварительное грохочение перед дробилками КСД, увеличивая площади поверочного грохочения и другими способами.

§ 2. ВЫБОР СХЕМ ДРОБЛЕНИЯ

При выборе рациональной схемы дробления необходимо определить число стадий дробления и целесообразность операций предварительного и поверочного грохочения в отдельных стадиях дробления.

Число стадий дробления определяется необходимой степенью дробления $i = D/d$. Максимальная крупность D кусков в исходной руде определяется технологией горных работ. Максимальная крупность дробленого продукта определяется необходимостью обеспечения оптимальной крупности питания мельниц, а также технологическими показателями применяемых в последней стадии дробления дробилок и грохотов.

Оптимальной крупностью питания шаровых и стержневых мельниц является такая, при которой суммарные затраты на дробление и измельчение 1 т руды будут минимальными. Для стержневых мельниц оптимальная крупность дробленого продукта составляет 15—25 мм; для шаровых — 10—20 мм.

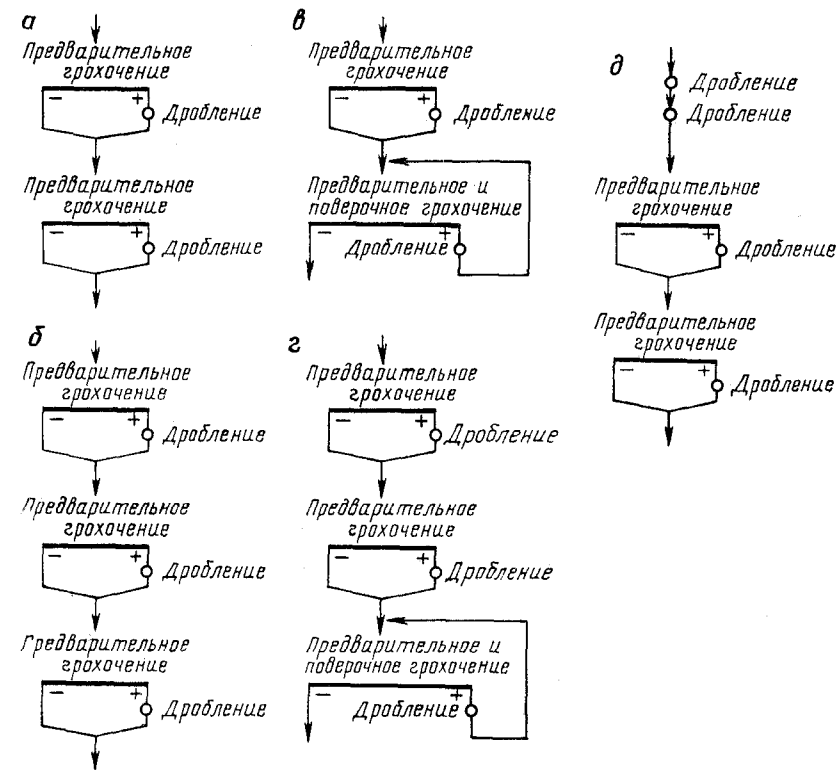


Рис. 80. Схемы дробления, применяемые на практике: а и б — двух- и трехстадийные с предварительным грохочением, в и г — то же, с поверочным грохочением в последней стадии, д — четырехстадийная

Максимальная крупность кусков, поступающих в мельницы самоизмельчения (полусамозмельчения), — 300 (400) мм.

В каждом отдельном случае требуется технико-экономическое обоснование оптимальной крупности дробленого продукта.

О целесообразности применения операций предварительного и поверочного грохочения в отдельных стадиях дробления рекомендации даны в § 1 и 6 настоящей главы.

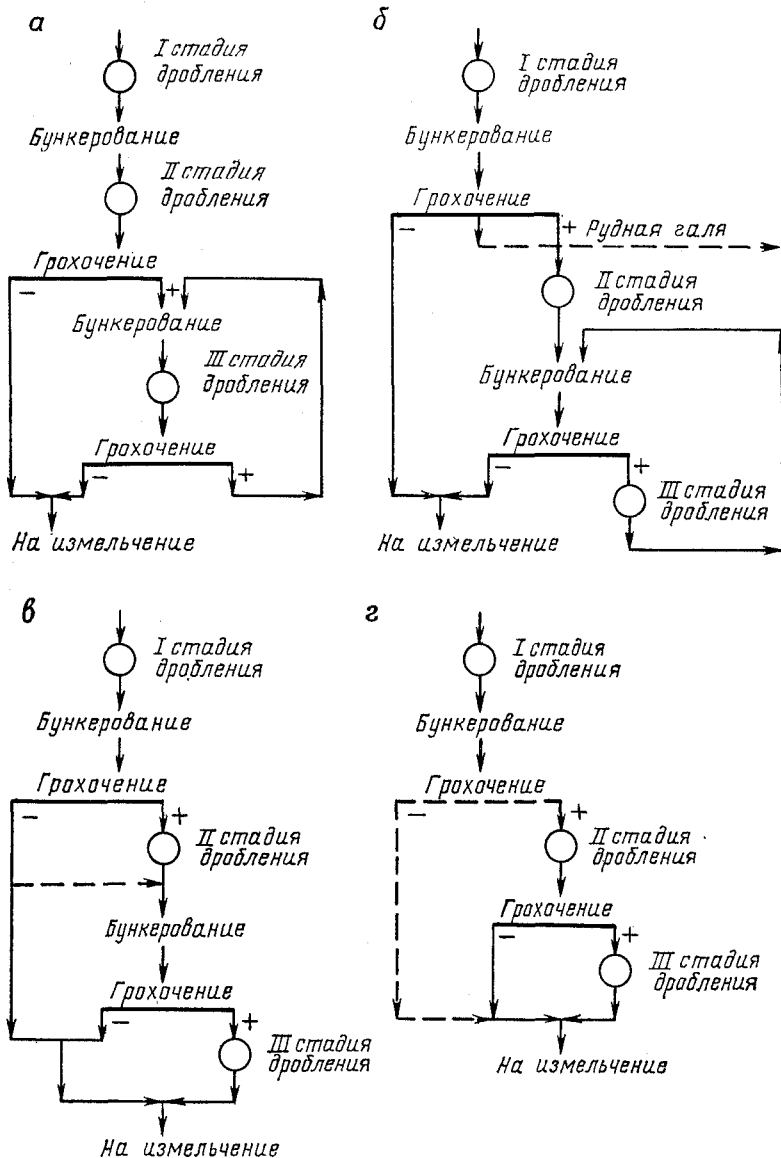


Рис. 81. Рекомендуемые схемы дробления руд

На обогатительных фабриках малой производственной мощности (до 100 т/сут) можно применять одностадиальные схемы дробления с установкой щековых дробилок со сложным качанием щеки.

На практике чаще всего применяют двух- и трехстадиальные схемы дробления (рис. 80). На обогатительных фабриках, перерабатывающих магнетитовые кварциты, применяются и четырехстадиальные схемы (рис. 80, д). При крупности исходной руды — 1000 (1200) + 0 мм и шаровом измельчении рекомендуется применять три стадии дробления, а при поступлении на фабрику руды подземной добычи и шаровом измельчении — только среднее и мелкое дробление. В схемы с самоизмельчением руды включают крупное дробление.

На рис. 81 приведены рекомендуемые схемы дробления на вновь проектируемых фабриках. При шаровом измельчении руд типа магнетитовых кварцитов и открытой их добыче рекомендуется схема а. При значительном содержании мелочи (более 30 % класса — 20 (16) + 0 мм) в исходной руде — применять схему б. В случае целесообразности применения схемы с открытым циклом рекомендуется схема в или г. Схема б может применяться при необходимости выделения рудной галли (обозначено пунктиром).

При обогащении крупно- и тонковкрапленных руд гравитационным способом они подвергаются дроблению до 6—30 мм. При обогащении углей дробление производится до 50—100 мм обычно в одну стадию с предварительным грохочением.

Сравнение вариантов схем дробления производится по следующим показателям: число аппаратов и их суммарная масса; общая установленная мощность двигателей; общая стоимость оборудования; эксплуатационные затраты и др.

§ 3. РАСЧЕТ СХЕМ ДРОБЛЕНИЯ

Для расчета схемы дробления необходимо иметь следующие данные: производственную мощность фабрики по исходной руде; характеристику крупности исходной руды и продуктов дробления в отдельных стадиях; заданную максимальную крупность дробленого продукта; показатели эффективности грохочения в отдельных стадиях.

Характеристики крупности исходной руды и продуктов дробления принимаются по практическим данным обогатительных фабрик, перерабатывающих аналогичные руды. При отсутствии опытных данных можно произвести ориентировочный расчет, используя уравнения баланса или типовые характеристики крупности, принимая прямолинейной характеристику крупности исходной руды (см. рис. 53, 60, 66).

Режим работы корпуса крупного дробления определяется режимом подачи руды на фабрику согласно проекту горной части. Режим работы корпуса среднего и мелкого дробления

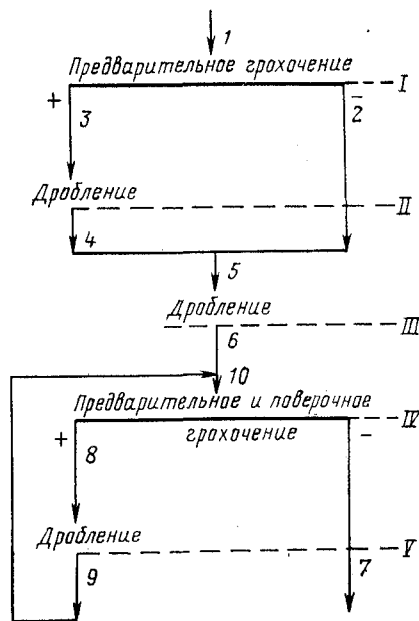


Рис. 82. Схема дробления (к примеру расчета)

устанавливается с учетом семидневной рабочей недели и режима работы корпуса крупного дробления. Расчетный режим работы корпуса обогащения принимают по режиму работы отделения измельчения. Расчетный фонд машинного времени за год $\Phi_{мв} = 365 \times 24k_b$, где k_b — коэффициент использования оборудования по времени, представляющий отношение машинного времени к годовому календарному. Машинное время — расчетное время работы оборудования при полной загрузке. Оно принимается согласно действующим нормам проектирования.

Например, на магнетито-обогащительных фабриках режим работы оборудования корпуса крупного дробления определяется для руд средней

твёрдости с учетом $k_b = 0,83$, что соответствует 346 дням в году при работе 21 ч в сутки. При дроблении руд другой твердости применяют поправочные коэффициенты: для мягких руд 1,02; для твердых 0,93; для весьма твердых 0,9. Если время подачи руды на фабрику меньше расчетного минимального времени, то принимают время работы по режиму подачи руды на дробильную фабрику. При подземной добыче руды число рабочих дней в году принимают 305, число смен 3, а продолжительность смены 6 ч.

Режим работы оборудования корпуса среднего и мелкого дробления (КСМД) для руд средней твердости следующий: 346 дней в году, 21 ч в сутки, 7266 ч в году, $k_b = 0,83$. При дроблении руд другой твердости принимают такие же поправочные коэффициенты, как и при расчете режима работы оборудования корпуса крупного дробления.

Пример расчета схемы дробления (рис. 82).

Исходные данные для расчета: расчетная производительность цеха дробления $Q_1 = 7000$ т/ч; руда крепкая — магнетитовый кварцит крупностью — 1200+0 мм; заданная крупность продукта дробления — 20 мм.

1. Определяем общую степень дробления

$$i = D_1/D_7 = 1200/20 = 60.$$

2. Выбираем степени дробления в отдельных стадиях

$$i = i_1 i_2 i_3; \quad i_{ср} = \sqrt[3]{i} = \sqrt[3]{60} = 3,9.$$

Таблица 14. Содержание избыточного продукта b (%) и условная максимальная крупность z_p продуктов дробления (по К. А. Разумову)

Руда	Дробилки крупного дробления				Конусные дробилки для дробления			
	щелевые		конусные		среднего		мелкого	
	b	z_p	b	z_p	b	z_p	b	z_p
Мягкая	15	1,3	10	1,1	15	1,3—1,5	25	1,7—2,0
Средней твердости	25	1,5	20	1,4	32	1,8—2,0	45	2,2—2,5
Твердая	35	1,7	30	1,6	50	2,4—2,6	65	2,7—3,0

Так как в третьей стадии дробления применено поверочное грохочение, то можно принять $i_3 > 3,9$. Принимаем $i_3 = 5$.

Тогда

$$i_1 i_2 = 60:5 = 12 \quad \text{и} \quad i_1 = i_2 = \sqrt{12} = 3,5.$$

3. Определяем условную максимальную крупность дробленых продуктов в отдельных стадиях:

$$D_5 = D_1/i_1 = 1200/3,5 = 343 \text{ мм}$$

$$D_6 = D_5/i_2 = 343/3,5 = 98 \text{ мм}$$

$$D_7 = D_1/(3,5 \cdot 3,5 \cdot 5) = 20 \text{ мм.}$$

4. В первой стадии дробления согласно проекту будет установлена конусная дробилка для крупного дробления — ККД. Для нее относительная максимальная крупность продукта дробления $z_p = 1,6$ (см. табл. 14). Тогда ширина разгрузочной щели дробилки крупного дробления

$$l_{II} = D_5/z_p = 343/1,6 = 214 \text{ мм.}$$

5. Во второй стадии намечено установить конусную дробилку для среднего дробления КСД, для которой $z_p = 2,4 \div 2,6$ (см. табл. 14)

$$l_{III} = D_6/z_p = 98/2,5 = 39 \text{ мм.}$$

6. В третьей стадии запроектирована конусная дробилка для мелкого дробления — КМД с $z_p = 2,7 \div 3,0$ (см. табл. 14)

$$l_V = D_7/z_p = 20/2,9 = 6,9 \text{ мм.}$$

7. Рассчитываем производительность цикла предварительного грохочения. Производительность грохотов по подрешетному продукту

$$Q_2 = Q_1 \beta_1^{-a} E_1^{-a}, \quad (135)$$

где Q_1 — расчетная производительность дробильных установок, т/ч; a — размер отверстий сита, мм; β_1^{-a} — содержание класса a , доли ед.; E_1^{-a} — эффективность грохочения класса a , доли ед.

Принимаем $a = 300$ мм. Тогда $\beta_1^{-300} = 0,25$ и $E_1^{-300} = 0,7$.

После подстановки числовых значений в формулу (135) получаем

$$Q_2 = 7000 \cdot 0,25 \cdot 0,7 = 1225 \text{ т/ч.}$$

Производительность грохотов по надрешетному продукту

$$Q_3 = Q_1 - Q_2 = 7000 - 1225 = 5775 \text{ т/ч.}$$

На вторую стадию дробления поступает $Q_5 = 7000$ т/ч руды.

8. Расчет третьей стадии дробления. Обозначим: Q_6 — производительность грохота по исходному материалу, т/ч; S — масса циркулирующего продукта за 1 ч, т; $\beta_6, \beta_{10}, \beta_8, \beta_9, \beta_7$ — содержание класса — 20+0 мм соответственно в исходном материале, в общей нагрузке на грохот, надрешетном продукте грохота, дробленом продукте и готовом продукте, %.

Для определения β_6, β_8 и β_9 были отобраны пробы исходного материала, надрешетного и дробленого продуктов и произведены их ситовые анализы на сите с размером отверстия $a=20$ мм. Результаты анализов следующие: $\beta_6=20$; $\beta_8=5$; $\beta_9=65$. Содержание класса — 20+0 мм в готовом продукте принято $\beta_7=100$ %.

При отсутствии данных ситового анализа необходимо пользоваться опытными данными, полученными при дроблении аналогичных руд.

Составим уравнение баланса по нижнему классу крупности для узла грохочения

$$Q_6\beta_6 + S\beta_9 = Q_7\beta_7 + S\beta_8.$$

Так как $Q_7=Q_6$, то

$$S = Q_6(\beta_7 - \beta_6)/(\beta_9 - \beta_8) = Q_6 = 7000(100 - 20)/(65 - 5) = 9334 \text{ т.}$$

Циркулирующая нагрузка

$$C = 100S/Q = 100 \cdot 9334/7000 = 133\%.$$

На предварительное и поверочное грохочение за 1 ч поступает

$$Q_{10} = Q_1 + S = 7000 + 9334 = 16334 \text{ т.}$$

Содержание класса — 20+0 мм в общем питании грохотов определяем из уравнения баланса

$$Q_6\beta_6 + S\beta_9 = (Q_6 + S)\beta_{10}:$$

$$\beta_{10} = \frac{Q_6\beta_6 + S\beta_9}{Q_6 + S} = \frac{7000 \cdot 20 + 9334 \cdot 65}{16334} = 45,7\%. \quad (136)$$

Эффективность грохочения

$$E = \frac{\beta_{10} - \beta_8}{\beta_{10}(100 - \beta_8)} 10^4 = \frac{45,7 - 5}{45,7(100 - 5)} 10^4 = 93,7\%. \quad (137)$$

9. Выбираем дробилки. Требования, которым должны удовлетворять дробилки I, II и III стадий дробления, приведены ниже.

	I	II	III
Крупность наибольших кусков в питании, мм	1200	343	98
Ширина разгрузочной щели, мм	214	39	6,9
Производительность, т/ч	5775	7000	9334

При выборе дробилок необходимо учитывать свойства материала, подлежащего дроблению, и конкретные условия эксплуатации.

Тип дробилки для первой стадии дробления определяется размерами приемного отверстия и производственной мощностью. Приемное отверстие дробилки должно быть на 10—15 % больше максимального размера куска в исходном материале. При производственной мощности фабрики менее 500 т/ч следует выбирать: для дробления твердых и средней твердости пород щековые, а для дробления хрупких и средней твердости пород зубчатые, валковые и роторные дробилки. Для фабрик большей производственной мощности — соответственно конусные и

роторные дробилки или зубчатые валковые. Производительность дробилок для первой стадии должна быть выбрана с запасом (с учетом возможного расширения фабрики).

Размер приемного отверстия дробилки для второй стадии должен быть в два раза больше выпускного отверстия дробилки первой стадии, так как максимальный размер куска материала на выходе щековых и конусных дробилок для крупного дробления может быть в 1,5—2 раза больше их выпускного отверстия. Рабочий размер выпускного отверстия дробилки для второй стадии должен выбираться равным номинальному или менее номинального из диапазона возможных. Если дробилка работает при отверстии, близком к максимальному, значительно увеличивается нагрузка на последующие дробилки.

Тип дробилки для второй стадии определяется размерами приемного и выходного отверстий и характеристикой крупности исходного материала. Размер разгрузочного отверстия должен обеспечивать во второй стадии получение дробленого продукта заданной крупности. Для среднего и мелкого дробления твердых и средней твердости пород следует выбирать конусные дробилки КСД и КМД с механическим и гидравлическим регулированием ширины выходной щели, а для дробления хрупких пород — молотковые и роторные дробилки. Для среднего и мелкого дробления пород средней твердости следует выбирать также роторные дробилки.

При работе конусной дробилки в замкнутом цикле с грохотом ширина ее разгрузочной щели должна быть на 20—25 % меньше размера отверстия сита грохота. При этом выход подрешетного продукта будет максимальным, а циркулирующий продукт минимальным. Для уменьшения подачи материала на дробилку для мелкого дробления иногда целесообразно уменьшать размер отверстий сита грохота перед средней стадией дробления.

Производительность дробилок в каталогах заводов-изготовителей (см. технические характеристики дробилок) приводится для руд средней крепости с насыпной плотностью 1,6 т/м³.

Расчет производительности выбранных дробилок осуществляется по формулам, приведенным в главе V.

Для первой стадии дробления выбираем конусную дробилку ККД-1500/180. По каталогу производительность дробилки ККД-1500/180 при ширине выходной щели $l=160$ мм составляет $Q_n=1300$ м³/ч. Тогда массовая производительность при $\delta_n=1,8$ т/м³, $k_{тв}=0,9$ (особо крепкая руда), $k_{вл}=1,0$ (влажность руды до 5 %), $k_{кр}=1,0$ (отношение $d_n/B=0,8$) (см. табл. 12):

$$Q = k_{тв} k_{вл} k_{кр} Q_n l^{-1} \delta_n / 1,6 = 0,9 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1300 \cdot 1,6 \cdot 160 \cdot 160^{-1} \cdot 1,8 / 1,6 = 2100 \text{ т/ч.}$$

При $l=160$ мм максимальная крупность дробленого продукта

$$d_{\max} = 2,1l = 2,1 \cdot 160 \approx 335 \text{ мм.}$$

Для второй стадии дробления выбираем дробилки КСД-3000Т. Производительность этой дробилки при открытом цикле дробления

$$Q = q l_{II} k_{тв} k_{нас} k_{вл} k_{кр} = 280 \cdot 4,0 \cdot 0,9 \cdot 1,8 \cdot 1 \cdot 1,05 / 1,6 = 1190 \text{ т/ч.}$$

Здесь $q=280$ т/(см·ч) — удельная производительность дробилки КСД-3000Т при дроблении средних по крепости и крупности руд с насыпной плотностью $1,6$ т/м³ в открытом цикле (см. табл. 13); l_{II} — ширина выходной щели, см; принимаем $l_{II}=40$ мм; коэффициенты $k_{ТВ}$, $k_{эл}$, $k_{кр}$ приняты по табл. 12 при влажности руды 4% и отношении $d_n/B=0,75$. Руда особо крепкая с насыпной плотностью $1,8$ т/м³. $k_{нас}=1,8/1,6$ — коэффициент, учитывающий поправку на насыпную плотность.

При $l_{III}=40$ мм максимальная крупность дробленого продукта

$$d_{max} = 2,5 \cdot 40 = 100 \text{ мм.}$$

Для третьей стадии дробления выбираем дробилку КМД-3000Т. При дроблении в открытом цикле средних по крепости и крупности руд с насыпной плотностью $1,6$ т/м³ удельная производительность $q=620$ т/(см·ч) (см. табл. 13).

Производительность КМД, работающей в замкнутом цикле с грохотом, для крепких пород

$$Q = q_1 \nu k_{ТВ} k_{нас} k_{эл} k_{кр} = 800 \cdot 0,7 \cdot 0,9 \cdot 1,8 (1 \cdot 1,05) / 1,6 = 595 \text{ т/ч,}$$

где $q=800$ т/(см·ч) (см. табл. 13); $\nu=0,7$ см; коэффициенты имеют такие же значения, как и для дробилки КСД (см. табл. 12).

Ниже приведены технологические характеристики выбранных дробилок I, II и III стадий дробления.

	I	II	III
Тип дробилок	ККД-1500/180	КСД-3000Т	КМД-3000Т
Пределы регулирования ширины выходной щели, мм	160—180—220	25—50	6—20
Рабочая ширина выходной щели, мм	160	40	7
Производительность, т/ч	2100	1190	595

Выбор числа дробилок.

Для первой стадии дробления необходимо число дробилок ККД-1500/180

$$n_1 = Q_3 / Q = 5775 / 2100 = 2,75.$$

Необходимо установить три дробилки.

Для второй стадии дробления

$$n_2 = Q_5 / Q = 7000 / 1190 = 5,88.$$

Необходимо установить шесть дробилок.

Для третьей стадии дробления

$$n_3 = Q_8 / Q = 9334 / 595 = 15,69.$$

С учетом компоновки устанавливаем 18 дробилок.

Коэффициенты загрузки дробилок первой, второй и третьей стадий дробления:

$$k_1 = 5775 / (2100 \cdot 3) = 0,92;$$

$$k_2 = 7000 / (1190 \cdot 6) = 0,98;$$

$$k_3 = 9334 / (595 \cdot 18) = 0,87.$$

Число дробилок ККД, КСД и КМД принято с учетом удобства их компоновки при соотношении ККД к КСД — 1:2 и КСД к КМД — 1:3.

При расчете производительности дробилок необходимо учитывать передовой опыт их эксплуатации, при отсутствии такого опыта — рассчитывать по формулам. Эффективность грохочения в замкнутых циклах дробления принимать не ниже 80%,

а производительность дробилок — на 15—20% больше по сравнению с работой их в открытом цикле.

Для предварительного грохочения руды перед ее средним и мелким дроблением рекомендуется применять грохоты инерционного типа, а для поверочного — самобалансные.

§ 4. ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ЗАМКНУТЫХ ЦИКЛОВ ДРОБЛЕНИЯ

Снижение крупности руды, подаваемой на измельчение, приводит к повышению производительности мельниц I стадии по готовому продукту. Это может быть осуществлено в результате: применения дробилок КМДТ и КМДСТ; повышения частоты колебаний дробящего конуса дробилок КМД; введения операций вспомогательного грохочения с целью выделения перед стадиями дробления готового по крупности продукта; применения замкнутых циклов дробления в последней стадии.

Испытания, проведенные на Ингулецком ГОКе (ИнГОКе), показали, что увеличение частоты колебаний конуса дробилок КМД-2200 с 224 до 270 мин⁻¹ приводит к снижению содержания класса +20 мм в дробленной руде с 10—12 до 6%. Наиболее значительное снижение крупности дробленной руды достигается при применении поверочного грохочения, которое может быть реализовано следующими способами: замкнутый цикл в последней стадии дробления; надрешетный продукт поверочного грохочения в последней стадии дробления конвейерами направляется в специальную дробилку для додрабливания или распределяется между дробилками КМД для додрабливания; надрешетный продукт поверочного грохочения всех грохотов направляется в специальный корпус на додрабливание. Наиболее предпочтительный вариант первый — использование замкнутого цикла.

По данным испытаний, проведенных на рудах различной крупности и крепости, установлено, что снижение крупности дробленной руды на 21% увеличивает производительность шаровых мельниц первой стадии в среднем на 11,4%.

Снижение среднего размера зерна дробленной руды на ИнГОКе на 1% повышает производительность шаровых мельниц I стадии на 0,3%. Промышленные испытания замкнутого цикла на ИнГОКе показали, что при снижении крупности руды, поступающей на измельчение, с 25 до 15 мм производительность мельниц I стадии повышается в среднем на 12%. Циркулирующая нагрузка в замкнутом цикле не превышает 70%.

Влияние изменения гранулометрического состава питания мельниц на их производительность, по Е. П. Белецкому, определяется соотношением

$$K_k = (\sum \alpha_i d_i^{-3} / \sum \alpha_{i3} d_{i3}^{-3})^{0,5}, \quad (138)$$

где K_R — относительное изменение производительности мельницы; α_i и α_{i_0} — содержание узких классов крупности — $d_{n+1} + d_n$ соответственно в исследованном и эталонном исходном питании, доли ед.; d_i — средний размер зерен для узких классов крупности, мм. Эта формула рекомендована для определения зависимости производительности мельниц от крупности их питания при измельчении железистых кварцитов.

Экономическая эффективность от применения замкнутого цикла в значительной мере зависит от: количества, крепости и крупности материала, направляемого на додраблывание; производительности дробилок последней стадии дробления; извлекаемости руд и других факторов.

Внедрение замкнутого цикла дробления является целесообразным, если

$$P_{\text{зц}} \leq P_{\text{эи}}, \quad (139)$$

где $P_{\text{зц}}$ — дополнительные приведенные затраты на дробление в результате применения замкнутого цикла, руб.; $P_{\text{эи}}$ — экономия приведенных затрат на измельчение, руб.

Экономический эффект от применения замкнутого цикла зависит от производственной мощности ГОКа по исходной руде, удельной производительности мельницы первой стадии измельчения по классу — 0,074 мм и повышения ее при применении замкнутого цикла, циркулирующей нагрузки и производительности дробилки КМД.

Так, например, при повышении производительности измельчительного оборудования на 10 % на ГОКе с $q=1,0$ т/(м³·ч) и ГОКе с $q=1,5$ т/(м³·ч) затраты на измельчение соответственно снижаются на 0,07 и 0,026 руб. Дополнительные затраты на дробление зависят от выхода надрешетного продукта грохота, работающего в замкнутом цикле с дробилкой в последней стадии дробления, и производительности дробилок в последней стадии дробления.

По данным фирмы «Аллис-Чалмерс» (США) при одностадийном измельчении руды в шаровых мельницах большого диаметра эффективность замкнутого цикла дробления определяется максимально возможным снижением энергозатрат на измельчение, достигаемым при крупности дробленой руды не более 10 мм (размер отверстия сита 13 мм) и размере шаров 50—75 мм.

На современных зарубежных обогатительных фабриках широко применяются схемы дробления с совмещенным и отдельным грохочением в последней стадии. Применение отдельного грохочения снижает циркулирующую нагрузку в последней стадии дробления и установочную мощность для транспортирования оборотного материала.

Анализ проектных решений цехов среднего и мелкого дробления при дроблении руды до 12 мм, проведенный Ю. Ф. Ненароковым, показывает следующее:

при установке грохотов непосредственно перед дробилками КМД-2200 капитальные затраты на строительные сооружения получаются более низкими, в случае же установки дробилок КМД-3000 удельные площади грохочения являются недостаточными, возникает необходимость остановки дробилок в случае ремонта грохотов.

При установке грохотов в отдельном корпусе нет ограничений по необходимой площади грохочения, но капитальные затраты выше. Этот вариант может быть реализован при применении дробилок КМД-2200 и КМД-3000 для влажных руд.

Установка грохотов под дробилками позволяет сократить циркулирующие нагрузки и расход энергии в цикле мелкого дробления. Такой вариант рекомендуется при применении дробилок КМД-2200 для руд с обычной и повышенной влажностью, а при применении дробилок КМД-3000 с одним грохотом под каждой дробилкой — для относительно сухих и легко грохотимых руд. Применение дробилок КМД-3000 целесообразно для фабрик с производственной мощностью более 10 млн. т/год.

Глава VII

ПРОЦЕСС ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

§ 1. КИНЕТИКА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Для управления процессом измельчения материала в мельнице и подбора условий оптимальной ее работы необходимо знать, как протекает данный процесс во времени, т. е. знать его кинетику.

Под кинетикой процесса измельчения понимают закономерный характер убывания остатка на контрольном сите от времени измельчения. Контрольное сито подбирается с размерами отверстий, соответствующими предельной крупности измельчения. Подрешетный продукт этого сита является готовым, а надрешетный — недоизмельченным материалом (остатком на сите). Для изучения кинетики измельчения в мельнице периодического действия отбирают через определенные промежутки времени пробы и анализируют их на контрольном сите. Результаты исследования представляют в виде графика (рис. 83). Вид кривых зависит от измельчаемости материала и режима измельчения. При выводе уравнения измельчения можно подобрать значительное число формул, удовлетворительно описывающих кривые измельчаемости (см. рис. 83).

Ряд авторов выдвинул положение о том, что скорость уменьшения остатка на контрольном сите dR/dt пропорциональна массе этого остатка R

$$dR/dt = -kR, \quad (140)$$

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

Интегрируя уравнение (140), получим

$$\ln R = -kt + C.$$

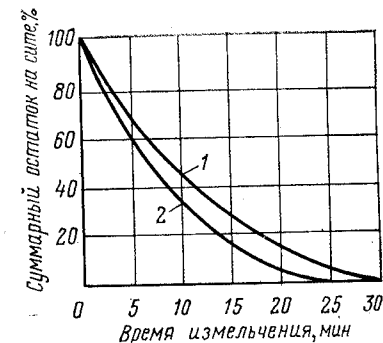
В начальный момент при $t=0$ масса остатка на сите $R=R_0$ и $C=\ln R_0$. Тогда $\ln R = -kt + \ln R_0$ и

$$R = R_0 e^{-kt}, \quad (141)$$

где R_0 — масса остатка в материале, поступившем на измельчение.

Исследования показывают, что при измельчении материалов узких классов крупности абсолютная скорость убывания остатков пропорциональна их массе в мельнице в каждый дан-

Рис. 83. Зависимость выхода остатка на контрольном сите от времени измельчения класса +0,05 мм (кривая 1) и класса -0,074 мм (кривая 2)



ный момент времени, а относительная скорость — постоянна во времени. Поэтому ряд авторов при описании измельчения принимает за основу уравнение (141), которое является наиболее простым и удобным.

Другими учеными выдвинуто положение о том, что относительная скорость уменьшения массы остатка на контрольном сите изменяется во времени. Так, К. А. Разумовым, В. А. Перовым, В. В. Зверевичем предложено уравнение

$$dR/dt = -K_0 [p + (1-p) R/R_0] R.$$

После интегрирования уравнения и решения относительно R получим

$$R = \frac{pR_0}{e^{pK_0 t} - 1 + p}, \quad (142)$$

где K_0 — относительная скорость измельчения в начальный момент времени при остатке R_0 ; pK_0 — относительная скорость измельчения в момент, когда $R=0$; t — продолжительность измельчения.

Уравнение (142) удовлетворительно описывает опытные данные. Параметры p и K_0 находят экспериментально.

Для повышения точности описания кинетики измельчения материала с широким спектром классов крупности В. В. Товаровым предложено экспоненциально-показательное уравнение

$$R_t = R_0 \exp(-kt^m), \quad (143)$$

где R_0 и R_t — масса крупного класса в материале, поступившем на измельчение и измельченном в момент t ; t — продолжительность измельчения; k и m — коэффициенты, определяемые экспериментально. Угловым коэффициентом m , как правило, не остается постоянным на всем протяжении $R=f(t)$, так как в большинстве случаев кривые измельчаемости состоят из двух, а иногда из трех прямолинейных участков. Следовательно, для точного описания кинетики измельчения необходимо каждый

раз определять границы, в пределах которых можно считать $m = \text{const}$.

После двойного логарифмирования уравнения (143) получим

$$\lg \lg (R_0/R) = m \lg t + \lg (k \lg e).$$

В системе координат $\lg t$ и $\lg \lg (R_0/R)$ последнее уравнение является уравнением прямой.

Для определения значений m и k на прямой, проведенной по экспериментальным точкам, выделяют две точки и определяют их координаты.

Значения m и k вычисляют по формулам:

$$m = [\lg \lg (R_0/R_2) - \lg \lg (R_0/R_1)] / (\lg t_2 - \lg t_1); \quad (144)$$

$$k = \lg (R_0/R) / (t^m \lg e). \quad (145)$$

Уравнение Товара при большом t (малом R_t) не обеспечивает достаточной точности расчета (оно применимо лишь тогда, когда остаток на контрольном сите составляет от 5 до 100 % исходного материала).

С. Ф. Шинкаренко синтезировал уравнение вида

$$R_t = R_0 e^{-k[t \ln(t+1)]^m}, \quad (146)$$

которое применимо при условии постоянства характерной крупности исходного материала (R_0), максимальной для данного способа измельчения (например, для шарового измельчения магнетитовых руд $R_0 = 97$ % класса $-25+0$ мм) и соответствующему этой крупности началу отсчета времени $t_0 = 0$.

Л. П. Шупов для описания кинетики измельчения предложил уравнение вида

$$R_t = (1 - R_0^*) \exp \left\{ - \left[k_1^{1/n_1} t + \ln \frac{1 - R_0^*}{R_0 - R_0^*} \right]^{n_1} + R_0^* \right\}, \quad (147)$$

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

Это уравнение учитывает влияние неизмельчаемого остатка R_0^* и содержание крупного класса в исходном материале R_0 ; при определенных условиях оно линеаризируется относительно коэффициентов.

Знание кинетики измельчения позволяет теоретически определять измельчаемость руд, рассчитать массу циркулирующего продукта, определить производительность мельницы и др.

§ 2. ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТЬ РУД И ВЫБОР СПОСОБА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Под измельчаемостью исходного материала понимается способность его превращаться при измельчении в продукт заданной крупности. Существует много методик определения измельчаемости. В СССР для определения измельчаемости руд наиболее распространенной является методика Механобра, сог-

ласно которой подготовка проб к исследованию проводится по схеме, изображенной на рис. 84. Вся подготовленная проба крупностью $-4,7+0$ мм подвергается рассеву на узкие классы, мм: $-4,7+2,4$; $-2,4+1$; $-1+0,5$; $-0,5+0$, из материала которых делают 8—10 навесок с массами, соответствующими данным ситового анализа исходной пробы. Испытания навесок на измельчаемость производят в шаровой мельнице с поворотной осью, имеющей размеры $D \times L = 300 \times 215$ мм. Объем мельницы $V = 15$ дм³; частота вращения $n = 64,7$ мин⁻¹; масса шаров диаметром 25 и 40 мм по 14,5 кг каждого размера (коэффициент заполнения мельницы шарами $\varphi = 47$ %).

Массу навески рассчитывают по формуле: $P_n = 0,12 V \delta_n$, где 0,12 — коэффициент заполнения мельницы рудой в количестве 12 % по объему от объема мельницы; V — объем мельницы, дм³; δ_n — насыпная плотность руды, кг/дм³, равная $2/3$ от плотности руды δ .

Измельение проводят мокрое при содержании 75 % твердого по массе.

Приготовленные навески измельчают в течение разного времени. Например, первая навеска измельчается в течение времени $t_1 = 5$ мин, вторая — $t_2 = 15$ мин и т. д. После каждого опыта производят полный ситовый анализ продукта измельчения. По результатам ситового анализа всех измельченных навесок строят графики зависимости суммарных остатков на контрольных ситах от времени измельчения (см. рис. 83). По графикам определяют абсолютную удельную производительность данной мельницы и сопоставляют ее с производительностью этой же мельницы, достигнутой при измельчении эталонной руды (при одинаковом режиме измельчения). Удельную производительность мельницы q , кг/(дм³·ч), рассчитывают по формуле

$$q = 60 P_n / (tV),$$

где t — время измельчения, мин.

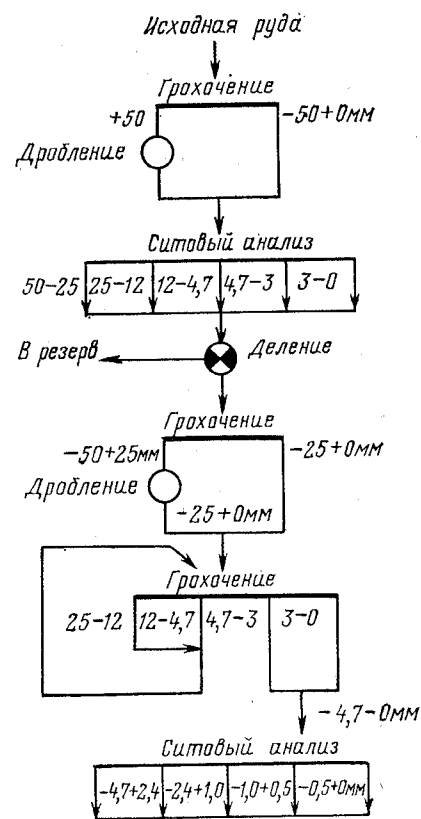


Рис. 84. Схема подготовки проб к опытам по измельчаемости

В Механобрчермете разработана методика определения производительности промышленных мельниц в лабораторных условиях при измельчении в открытом цикле навесок руды в мельнице ($D \times L = 290 \times 360$ мм) объемом 30 дм³ при режиме, моделирующем промышленные условия измельчения.

Измельчаемость руд при работе мельницы в замкнутом цикле может быть определена либо на непрерывно действующей измельчительной установке, состоящей из мельницы и классификатора (гидроциклона), либо в периодически действующей мельнице, последовательно соединенной с грохотом.

За рубежом определение размеров промышленных шаровых и стержневых мельниц производится на основании лабораторных опытов по измельчению руды. Для мельниц самоизмельчения и полусамоизмельчения такая методика еще не разработана и для правильного выбора типа и определения размеров промышленных мельниц требуются более укрупненные опыты по самоизмельчению руды.

Фирма «Аллис-Чалмерс» (США) рекомендует для решения вопроса о возможности и целесообразности применения самоизмельчения или полусамоизмельчения в первую очередь определять способность данной руды образовывать измельчающие тела. Методикой испытания предусматривается выделение из пробы руды материала крупностью — 165+102 мм, который разделяется на пять классов по крупности с интервалом 12,7 мм. Из каждого класса отбирается по десять кусков, которые взвешивают. Затем все пятьдесят отобранных кусков руды загружают во вращающийся барабан с $D \times L = 1830 \times 305$ мм, после пятисот оборотов которого материал выгружается, делится на классы крупности, начиная от 51—63 мм вверх с интервалом 12,7 мм, и определяется число кусков в каждом классе. Затем производится ситовый анализ материала крупностью менее 6,7 мм.

Параллельно проводятся опыты по методике Бонда в стержневой мельнице для получения продукта крупностью — 1,65 мм или в шаровой, если требуется получать продукт измельчения крупностью — 0,6 мм.

На основании полученных данных делаются следующие выводы.

1. Если при испытании образуется достаточное число измельчающих тел, то руда пригодна для самоизмельчения. Можно рекомендовать проверку самоизмельчения в полупромышленных условиях.

2. При недостаточном числе измельчающих тел вопрос о целесообразности применения самоизмельчения или полусамоизмельчения решается с учетом экономических обстоятельств и полупромышленных испытаний.

3. В случае, когда измельчающие тела образуются в едва достаточном количестве (что может предопределять образование кусков «критической» крупности), рекомендуется проведе-

ние полупромышленных испытаний, на основании которых решается вопрос о целесообразности применения полусамоизмельчения.

4. Если измельчающие тела необходимой крупности не образуются, но руда легко раскрывается до размеров ее минеральных зерен, рекомендуется проведение полупромышленных испытаний.

5. Если измельчающих тел не образуется и раскрытия руды не происходит, руду целесообразно измельчать стальной средой. Аналогичная методика разработана для испытания рудной гали.

Так как продукт, получаемый при самоизмельчении, отличается по гранулометрическому составу от продукта шарового измельчения, то необходимо проводить испытания для определения пригодности руды к самоизмельчению по этому показателю, а также для решения вопроса пригодности получаемого продукта для последующего обогащения. Проводятся сравнительные опыты по испытанию на обогатимость руды, измельченной различными способами.

При самоизмельчении изменять гранулометрический состав продукта измельчения можно только добавкой шаров в мельницу. Это приводит к загрублению продукта измельчения и снижению удельного расхода энергии. Выбор самоизмельчения или полусамоизмельчения может быть произведен только после проведения укрупненных полупромышленных испытаний. Аналогично выбор способа измельчения для второй стадии может быть произведен в результате проведения полупромышленных испытаний шарового и рудногалечного измельчения. При этом решается также вопрос о целесообразности применения додраблывания рудного скрапа. Полупромышленные испытания по самоизмельчению разновидностей руд в США выполняются в мельницах диаметром 1880, 2440 и 3660 мм.

Испытания проводят на двух опытных установках. Первая из них моделирует обычный цикл измельчения в стержневой или шаровой мельнице, вторая — цикл самоизмельчения. Применяют стержневую мельницу $D \times L = 914 \times 2440$ мм и шаровую $D \times L = 1067 \times 1524$ мм. Рядовую руду дробят в щековой дробилке, а затем в конусной дробилке мелкого дробления с диаметром 914 мм, работающей в замкнутом цикле.

При самоизмельчении рядовую руду дробят до 230 мм и рассеивают на три класса. Для самоизмельчения применяют рудную мельницу диаметром 1676 мм с регулируемой длиной от 610 до 1524 мм. Рудногалечная или шаровая мельница с $D \times L = 940 \times 1524$ мм применяется для вторичного измельчения. В схемах измельчения используются гидроциклоны, сгустители, фильтры, насосы, грохоты, магнитные сепараторы и вспомогательное оборудование. Полупромышленные установки оснащаются приборами для измерения и регулирования расхода энергии на измельчение уровня пульпы в зумпфах, плот-

ности пульпы и расхода воды. Продолжительность испытания на полупромышленной установке может составлять 6—8 ч.

Перед полупромышленными испытаниями руды проводятся лабораторные исследования для изучения зависимости степени раскрытия рудных минералов от крупности измельчения руды.

§ 3. МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Задача моделирования процесса измельчения заключается в том, чтобы по параметрам моделирующей мельницы (геометрические размеры и режим работы), а также характеристике исходного материала произвести расчет моделируемой мельницы (гранулометрический состав продукта измельчения, производительность, размеры мельницы). Модели могут быть построены на основании принципа подобия и кинетики процесса измельчения.

Законы подобия (теория моделирования) применимы для геометрически подобных машин, в том числе и мельниц. Стохастически подобные результаты измельчения в моделирующей и моделируемой мельницах могут иметь место при следующих условиях: в мельницах возникают одинаковые единичные воздействия измельчающего тела (шара) на измельчаемый материал, число таких воздействий (ударов), испытываемых каждым элементом измельчаемого материала, тоже одинаково. В мельницах эти воздействия (удар, давление, трение) на измельчаемый материал должны быть пропорциональны удельному расходу энергии и удельной производительности. В этом случае могут быть применимы законы геометрического подобия удельной плотности энергии и удельной производительности промышленной и эталонной мельниц.

Законы подобия пригодны для расчета мельниц в том случае, когда известны оптимальные параметры геометрически подобной мельницы или их можно определить при исследованиях по измельчению.

Математическая модель это совокупность уравнений, которые описывают процесс. С помощью уравнений математической модели можно определять только зависимые переменные. Независимые переменные должны или задаваться, или же варьироваться в допустимых пределах.

Максимальная эффективность циклов измельчения может быть достигнута в результате выбора: рациональной технологической схемы, типа, числа и размера оборудования; режимов работы цикла, которые остаются постоянными во времени; компенсации нежелательных влияний от неравномерности подачи питания на конечный продукт в условиях непрерывной эксплуатации.

Выбор технологической схемы, оборудования и режимов его работы осуществляется в результате сравнения различных вариантов, а компенсация нежелательных влияний (возмуще-

ний) — управления процессом. При этом выбранный рациональный (оптимальный) вариант должен обеспечивать определенную связь между гранулометрическим составом питания и измельченного продукта при изменении производительности, крупности питания и условий классификации.

В настоящее время разработаны модели для имитационного моделирования процесса, позволяющие предсказать характеристики продуктов измельчения по известным характеристикам исходного материала и режимным параметрам.

Процесс измельчения состоит из повторяющихся субпроцессов (актов), которые включают функцию отбора и функцию размола.

Функция отбора выражает относительную скорость измельчения материала данного узкого (иногда суммарного) класса крупности

$$S_i = q_i^{-1} dq_i/dt, \quad (148)$$

где S_i — функция отбора; q_i — масса материала узкого класса крупности на сите i ; t — время измельчения.

Функция размола представляет отношение скорости образования материала данного узкого класса крупности к скорости измельчения класса крупнее данного

$$B_{i-j} = S_j^{-1} q_j^{-1} dB_j/dt, \quad (149)$$

где B_{i-j} — относительная скорость образования класса крупности в пределах сит $i-j$ ($j > i$); dB_j/dt — скорость образования узкого класса крупности на сите i из классов j ; q_j — масса материала узкого класса на сите j крупнее i ; S_j — относительная скорость измельчения узких классов крупнее i .

Величина B_{i-j} численно равна доле измельченного продукта j -го класса крупности, переходящего в i -й класс. Эта величина определяется за короткий промежуток времени измельчения с целью устранения повторного разрушения частиц.

При этом уравнение материального баланса имеет вид

$$dq_i/dt = \sum B_{i-j} S_j q_j - S_i q_i, \quad (150)$$

где dq_i/dt — скорость измельчения данного узкого класса крупности; i, j — размеры отверстий сит ($j > i$).

Первый член правой части уравнения (150) выражает скорость образования данного класса из всех более крупных классов; второй — скорость измельчения зерен данного класса.

Зная B , S и гранулометрический состав питания, можно рассчитать гранулометрический состав продукта измельчения.

Разработана модель для расчета мельниц непрерывного действия. Для перехода от модельных к натурным условиям необходимо, чтобы:

1) относительная скорость измельчения была пропорциональна расходу мощности в мельнице

$$S_i = S_{iE} N/q, \quad (151)$$

Таблица 15. Распределение по крупности питания и продукта измельчения

Класс крупности	Питание	Продукт измельчения
1	f_1	P_1
2	f_2	P_2
3	f_3	P_3
...
n	f_n	P_n
$n+1$	f_{n+1}	P_{n+1}

2) параметры эталонной и промышленной мельниц были эквивалентны.

Для снижения влияния крупности шаров рекомендуется применять эталонные мельницы больших размеров.

Моделирование процесса измельчения производится в следующей последовательности: проводятся опыты по периодическому измельчению материала в эталонной мельнице с рассевом продуктов, измельчавшихся в течение различного времени, и измерением полезной мощности; определяется относительная скорость измельчения для исходной крупности питания; определяется относительная скорость образования узких классов крупности из исходной руды; определяются параметры кинетики измельчения для руды другой крупности (путем проведения экспериментов на эталонной мельнице).

Значения N и q определяются экспериментально. Гранулометрический состав питания мельницы, показатели классификации (эффективность, циркулирующая нагрузка) и время пребывания материала в мельнице задаются.

По удельной энергии, расходуемой в промышленной мельнице, производится расчет ее размеров, потребляемой мощности и гранулометрического состава продукта измельчения.

Таблица 16. Материальный баланс процесса измельчения

Класс крупности	Питание	Продукт измельчения					
		1	2	3	...	n	$n+1$
1	f_1	$P_{1,1}$	0	0		0	0
2	f_2	$P_{2,1}$	$P_{2,2}$	0		0	0
3	f_3	$P_{3,1}$	$P_{3,2}$	$P_{3,3}$		0	0
...
n	f_n	$P_{n,1}$	$P_{n,2}$	$P_{n,3}$		$P_{n,n}$	0
$n+1$	f_{n+1}	$P_{n+1,1}$	$P_{n+1,2}$	$P_{n+1,3}$		$P_{n+1,n}$	$P_{n+1,n+1}$

где S_i — дискретная относительная скорость измельчения, при которой измельчаемый материал переходит из интервала крупности i ; S_{iE} — частное от деления S_i на удельный расход энергии в мельнице на единицу массы руды (определяется экспериментально на эталонной мельнице); N — полезная мощность мельницы; q — масса руды, находящейся в мельнице;

При построении модели на основании кинетики процесса измельчения, характеризующегося скоростью его протекания, основное уравнение, определяющее скорость разрушения зерен, является уравнением кинетики первого порядка.

В матричной форме гранулометрический состав питания и продукта измельчения выражается распределением по n классам (табл. 15).

Под номером 1 (см. табл. 15) обозначен наиболее крупный класс крупности, а под номером $n+1$ — наиболее мелкий (подрешетный продукт сита с наименьшими отверстиями).

В процессе измельчения зерна материала всех классов измельчаются с определенной вероятностью, продукты разрушения могут оставаться в исходном классе крупности или попадать в любой более мелкий класс (табл. 16)

Элементы табл. 16 записаны в виде P_{ij} , где i — класс крупности, в который рассматриваемый элемент попадает, а j — класс крупности, из которого рассматриваемый элемент образуется.

Гранулометрический состав продукта можно определить суммированием элементов в последовательных строках табл. 16.

Общую сумму питания можно представить выражением $\sum_{i=1}^{n+1} f_i$, а класс крупности $n+1$ определить путем вычитания суммарной массы остатка на сите из питания.

Элемент P_{ij} может быть представлен $P_{ij} = X_{ij} f_i$, где X_{ij} — массовая доля частиц i -го класса крупности питания, перешедшая в j -й класс крупности продукта. Если распределение по крупности питания продукта представлено в виде матриц $n+1$, а в таблицу элементов записано в виде матрицы $n \times n$, то процесс измельчения можно представить матричным уравнением. Краткая форма записи этого уравнения

$$P = Xf, \quad (152)$$

где X — матрица разрушения; f — матрица распределения питания по крупности.

В каждый момент процесса измельчения какая-то часть S_i каждого класса крупности разрушается. Масса разрушенных частиц этого класса составит $S_i f_i$. Матричное уравнение функции отбора можно записать так:

$$\begin{bmatrix} S_1 & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ 0 & S_2 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ 0 & 0 & S_3 & 0 & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \vdots \\ 0 & 0 & 0 & 0 & \dots & S_n \end{bmatrix} \begin{bmatrix} f_1 \\ f_2 \\ f_3 \\ \vdots \\ \vdots \\ f_n \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} S_1 f_1 \\ S_2 f_2 \\ S_3 f_3 \\ \vdots \\ \vdots \\ S_n f_n \end{bmatrix}$$

Функция отбора представлена матрицей S , а измельченные зерна функцией Sf . Тогда для n -го класса масса неизмельченных зерен составит $(1-S_n)f_n$, а общая их масса составит $(1-S)f$.

Если матрица X относится только к измельченным зернам питания, то символ X заменяется B и уравнение процесса принимает вид

$$P = BSf + (1-S)f \quad \text{или} \quad P = (BS + 1 - S)f. \quad (154)$$

Процесс измельчения может происходить таким образом, что после каждого акта разрушения проводится классификация продукта.

Результат классификации:

$$P = (1-c)q,$$

$$P = (1-c)(BS + 1 - S)m,$$

где c — функция классификации; q — питание классификатора; m — питание мельницы.

Поскольку $m = f + cq$, то после преобразований получим

$$m = f + c(BS + 1 - S)m,$$

$$f = [1 - c(BS + 1 - S)]m \quad \text{или}$$

$$m = [1 - c(BS + 1 - S)]^{-1}f \quad \text{и}$$

$$P = (1-c)(BS + 1 - S)[1 - c(BS + 1 - S)]^{-1}f. \quad (155)$$

Если $c = 0$, то уравнение (155) приводится к уравнению (154).

Пример. Числовые значения элементов матриц разрушения X и распределения f по крупности в уравнении $P = Xf$ приведены в табл. 17.

1. Вычислить распределение продукта измельчения по крупности.

Класс крупности	Содержание продукта	
1	0,20·20	= 4,00
2	0,15·20+0,20·18	= 6,60
3	0,10·20+0,15·18+0,20·15	= 7,70
4	0,15·20+0,10·18+0,15·15+0,20·10	= 9,05
5	0,10·20+0,15·18+0,10·15+0,15·10+0,20·8	= 9,30
6	0,10·20+0,10·18+0,15·15+0,10·10+0,15·8+0,20·2	= 8,65
Остаток		= 54,70

2. Произвести расчет результатов измельчения на основе характеристик отбора и размола.

На основе данных исследования числовые значения функции отбора зерен рассматриваемых классов соответственно составляют: 1,0; 0,80; 0,60; 0,40; 0,25; 0,15.

Значения функции размола B и распределения питания по крупности f заданы матрицами X и f (см. табл. 17). Результаты расчета по методике А. Д. Линча приведены в табл. 18.

Т а б л и ц а 17. Числовые значения элементов матриц разрушения и распределения питания по крупности

Класс крупности	X						f
1	0,20	0	0	0	0	0	20
2	0,15	0,20	0	0	0	0	18
3	0,10	0,15	0,20	0	0	0	15
4	0,15	0,10	0,15	0,20	0	0	10
5	0,10	0,15	0,10	0,15	0,20	0	8
6	0,10	0,10	0,15	0,10	0,15	0,20	2
Остаток							27

При проектировании циклов дробления и измельчения с помощью имитационного моделирования возникают следующие задачи: выбор технологической схемы и размеров оборудования для получения требуемых показателей работы; обеспечение условий, предусматривающих последующее расширение или видоизменение цикла; возможная минимизация капитальных и эксплуатационных затрат.

При проектировании новых циклов измельчения с установкой стержневых и шаровых мельниц больших размеров принимают, что функция отбора остается неизменной, а увеличение размеров мельниц учитывают соответствующим увеличением значения постоянной мельницы (ПМ). Принимают, что ПМ прямо пропорциональна длине мельницы и находится в степенной зависимости (с показателем степени 2,6) от диаметра мельницы. Влияние изменения измельчаемости руды учитывают вводом индексов работы, а изменение частоты вращения барабана и степени его загрузки шарами — изменением постоянной

Т а б л и ц а 18. Результаты расчета процесса измельчения

Питание f	Функция отбора S	Измельченные зерна Sf	Неизмельченные зерна (1-S)f	Продукт из измельченных зерен BSf	Суммарный продукт [(BS+1-S)f]B
20	1,0	20,0	0	4,00	4,00
18	0,80	14,4	3,6	5,88	9,48
15	0,60	9,0	6,0	5,96	11,96
10	0,40	4,0	6,0	9,55	15,55
8	0,25	2,0	6,0	6,30	12,30
2	0,15	0,3	1,7	5,55	7,25
27					39,46

мельницы, которое прямо пропорционально изменению этих параметров.

$$ПМ_2 = \left(\frac{D_2}{D_1}\right)^{2,6} \cdot \frac{L_2}{L_1} \cdot \frac{\omega_{i1}}{\omega_{i2}} \cdot ПМ_1,$$

где индекс 1 обозначает действующую мельницу, а индекс 2 — проектируемую; ω — индекс работы.

Разработана методика расчета гранулометрических характеристик продуктов измельчения в открытых и замкнутых циклах измельчения с учетом технологических характеристик мельницы и классифицирующих аппаратов.

Уравнение измельчения в мельнице периодического действия, по О. Н. Тихонову, может быть записано следующим образом:

$$P(y, t) = P(y, 0) + \int_0^t \int_y^{x_{\max}} [dP_{x,t}/dx] S(x) B(x, y) dx dt, \quad (156)$$

где $P(y, t)$ — суммарная массовая доля материала размером мельче y в момент времени t ; $P(y, 0)$ — массовая доля частиц класса y в исходном материале; второй член правой части уравнения — массовая доля класса y , получаемая при измельчении частиц размером крупнее y за время от 0 до t . При этом функция отбора $S(x)$ определяется как доля частиц данного размера x , отбираемая от всей массы материала и разрушаемая в единицу времени. Предполагается, что все классы крупности, находящиеся в мельнице, разрушаются независимо друг от друга с определенной для каждого класса скоростью, т. е. $S(x)$ зависит от размера x . Функция размола $B(y, x)$ определяется как доля отобранных частиц, измельченных до размера мельче y , где $y < x$.

Глава VIII

МЕЛЬНИЦЫ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Измельчение руд и других материалов осуществляется преимущественно в барабанных (шаровых и стержневых) мельницах. Применение таких мельниц связано с высокими капитальными и эксплуатационными затратами. Поэтому в последнее время наблюдается повышенный интерес к проблеме самоизмельчения (бесшарового измельчения) в барабанных и других мельницах. Для многих типов руд при самоизмельчении происходит лучшее раскрытие рудных минералов, повышение качественно-количественных показателей обогащения, снижение расхода стали и затрат на обогащение 1 т концентрата.

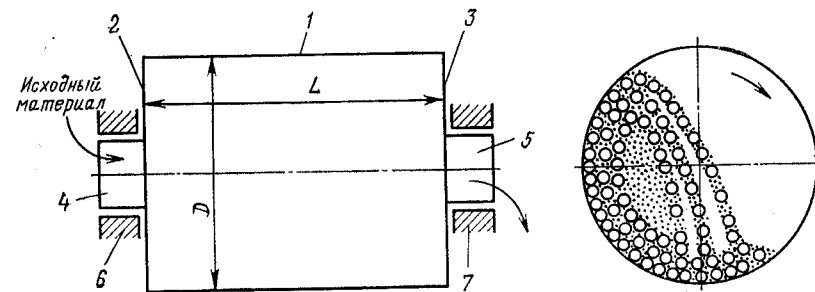


Рис. 85. Принцип действия барабанной мельницы

Барабанная мельница (рис. 85) представляет собой обычно цилиндрический барабан 1 с торцевыми крышками 2 и 3 и пустотелыми цапфами 4 и 5. Исходный материал загружается через одну цапфу, а измельченный продукт разгружается через другую.

При вращении барабана измельчающая среда (шары, стержни, куски руды или рудная галля) и измельчаемая руда благодаря трению поднимаются на некоторую высоту, а затем сползают, скатываются или падают вниз. Измельчение происходит за счет удара падающей измельчающей среды, раздавливания и трения между перекатывающимися слоями содержимого мельницы.

Движение материала вдоль оси барабана происходит за счет перепада уровней загрузки и разгрузки и напора в результате непрерывной загрузки исходного материала: при мокром измельчении материал транспортируется водой, а при сухом — воздушным потоком.

Конструктивные типы барабанных мельниц различаются по роду измельчающих тел, форме барабана, способу измельчения и способу разгрузки измельченного продукта (рис. 86). На обогатительных фабриках применяются шаровые и рудно-галечные мельницы с разгрузочной решеткой (рис. 86, а), шаровые мельницы с центральной разгрузкой (рис. 86, б), стержневые мельницы с центральной разгрузкой (рис. 86, в), рудные мельницы для мокрого самоизмельчения типа «Каскад» (рис. 86, г) и рудные мельницы для сухого самоизмельчения типа «Аэрофол» (рис. 86, д).

В мельницах с разгрузочной решеткой в качестве измельчающих тел применяются шары или рудная галля, измельченный продукт проходит через отверстия решетки, а затем поднимается лифтерами к центру разгрузочной цапфы мельницы. Разность уровней пульпы h_1 между загрузочным и разгрузочным концами барабана значительна. Поэтому скорость движения материала вдоль мельницы сравнительно высокая, что предопределяет получение продукта измельчения более грубого, чем в мельницах с центральной разгрузкой.

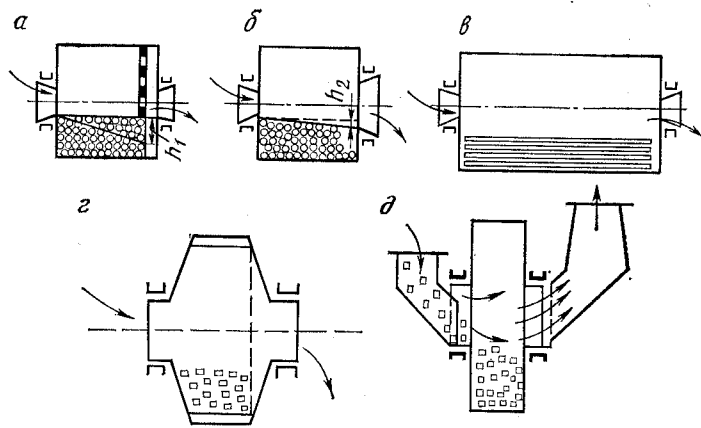


Рис. 86. Схемы барабанных мельниц

В шаровых мельницах с центральной разгрузкой разность уровней h_2 пульпы в загрузочном и разгрузочном концах незначительна, материал перемещается вдоль мельницы сравнительно медленно и получается более тонкий продукт измельчения. В стержневых мельницах в качестве измельчающих тел применяются стальные стержни и разность уровней пульпы между загрузочными и разгрузочными концами больше, чем в шаровых мельницах с центральной разгрузкой. Достигается это благодаря увеличенному диаметру разгрузочной цапфы. При мокром рудном самоизмельчении (см. рис. 86, г) в качестве измельчающей среды применяются крупные куски руды, и мельница работает в замкнутом цикле с классифицирующим аппаратом (грохотом, гидроциклоном или спиральным классификатором). При сухом рудном самоизмельчении (см. рис. 86, д) мельница работает в замкнутом цикле с пневматическим классификатором.

Основными размерами барабанной мельницы являются внутренний диаметр D_0 барабана (при снятой футеровке) и его рабочая длина L_0 . Как шаровые, так и бесшаровые барабанные мельницы имеют ограниченные возможности в части повышения энергонапряженности и удельной производительности. На обогатительных фабриках СССР сейчас проходят испытания струйные мельницы и предпринимаются попытки применить их для измельчения руд и других материалов.

§ 2. КОНСТРУКЦИЯ ШАРОВЫХ И СТЕРЖНЕВЫХ МЕЛЬНИЦ

Шаровая мельница с разгрузочной решеткой (рис. 87) состоит из барабана 1 с торцевыми крышками 2 и 16, загрузочной 4 и разгрузочной 14 цапф, опирающихся на подшипники 3 и 15. Барабан вращается от электродвигателя

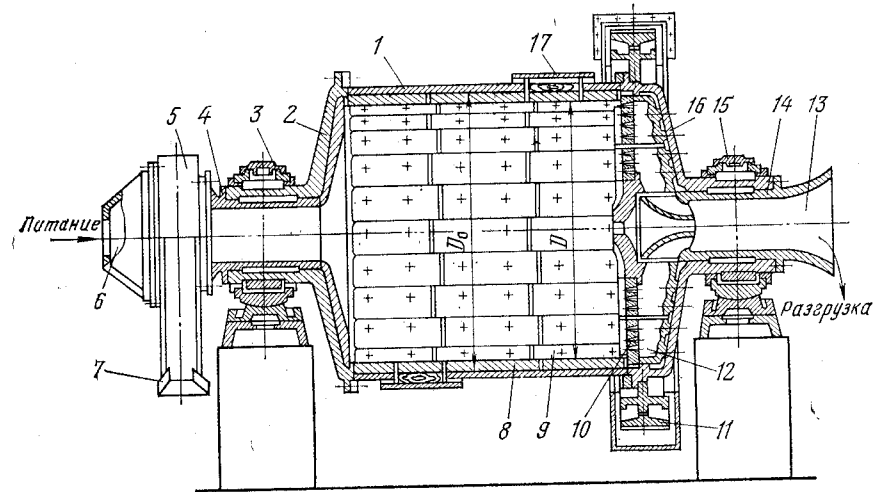


Рис. 87. Шаровая мельница с решеткой

посредством малой шестерни 18, насаженной на приводном валу 19, и зубчатого венца 11, закрепленного на барабане.

В мельницах больших размеров тихоходный электродвигатель присоединяется к приводному валу с помощью эластичной муфты, а в мельницах малых размеров электродвигатель присоединяется к этому валу через редуктор.

Исходный материал загружается в мельницу питателем 5, через его центральное отверстие 6, а пески классификатора при помощи улиткового черпака с козырьком 7.

Барaban и торцевые крышки для предотвращения от износа футеруются броневыми плитами 8, которые закрепляются болтами 9, а внутренняя часть пустотелых цапф — съемными воронками. У разгрузочного конца мельницы установлена решетка 10. Пространство между этой решеткой и торцевой крышкой 16 разделено радиальными перегородками-лифтерами 12 на секторные камеры, открытые в цапфу 14.

Наличие решетки и секторных камер позволяет осуществлять принудительную разгрузку измельченного продукта из мельницы и поддерживать в ней низкий уровень пульпы. При вращении мельницы лифтеры 12 поднимают пульпу до уровня разгрузочной цапфы 14, через которую она удаляется из мельницы.

В мельницу загружают стальные или чугунные шары разной крупности (от 40 до 150 мм) примерно на половину ее объема. Во время вращения барабана шары, перекатываясь, скользят и падая, измельчают зерна полезного ископаемого. Для разгрузки изношенных шаров, введения футеровки внутрь мельницы и для осмотра ее служат люки 17. Горловина 13 разгрузочной цапфы имеет несколько больший диаметр, благодаря чему происходит движение пульпы в сторону разгрузки.

Номинальные размеры мельницы определяются внутренним диаметром барабана D_0 и его длиной L_0 без учета толщины футеровки.

Сокращенно мельницы с разгрузочной решеткой обозначаются МШР- $D_0 \times L_0$. Техническая характеристика шаровых мельниц с решеткой приведена в приложении 19.

Барaban мельницы изготовляют сварным или клепаным из листовой стали, а торцевые крышки отливают из чугуна и стали. Они соединяются между собой при помощи болтов. Сменные броневые плиты изготовляют из износостойких материалов.

Толщина новой футеровки h принимается в зависимости от D_0 :

D_0 , мм	900	1200—2100	2700—3600	4000—4500
h , мм	70	100	120	140

От профиля и толщины футеровочных плит барабана зависят характер движения измельчающих тел (высота подъема и коэффициент скольжения по футеровке), рабочий объем барабана мельницы, износ футеровки, производительность мельницы, удельный расход электроэнергии и измельчающих тел. В последнее время уделяется много внимания выбору профиля футеровки. Сравнение сроков службы различных типов футеровок барабанных мельниц на обогатительных фабриках СССР показывает следующее:

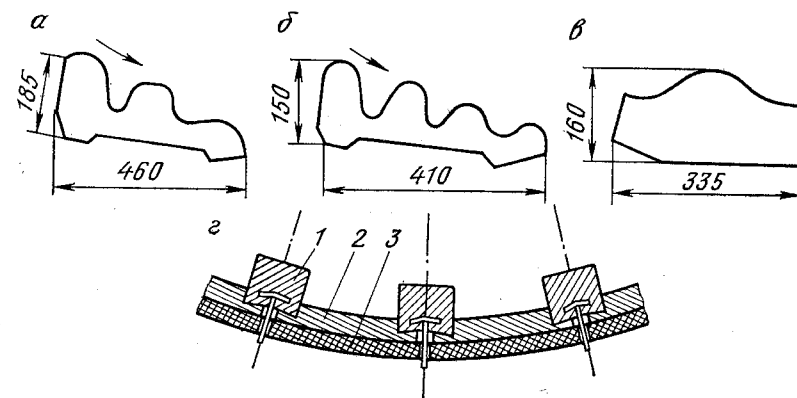


Рис. 88. Профили футеровочных плит:

а — ребристая типа «Норильск-III», б — то же, типа «Норильск-IV», в — волнового типа; г — резиновая типа «Скега»

для шаровых мельниц I стадии измельчения, загружаемых шарами диаметром 100—125 мм, лучшим является профиль ребристой футеровки типа «Норильск-III» (рис. 88, а), который обеспечивает надежное сцепление шаров с футеровкой и подъем их на большую высоту, отсутствие скольжения шаров, равномерный и более медленный износ плит, снижение удельного расхода металла и электроэнергии, повышение производительности мельницы;

для шаровых мельниц II стадии измельчения лучшей футеровкой является ребристая типа «Норильск-IV» (рис. 88, б). Футеровки типа «Норильск-III» и «Норильск-IV» изготовляют из стали марки 110Г13Л;

для стержневых мельниц чаще применяют футеровку волнового профиля (рис. 88, в), которая не рекомендуется для шаровых мельниц вследствие значительного скольжения шаров; для шаровых мельниц II стадии измельчения используются также резиновые футеровки (рис. 88, г).

Основными элементами резиновой футеровки являются лифтеры 1, плиты 2 и секторы решетки 3. На загрузочную крышку барабана мельницы радиально укладывают плиты толщиной 60 мм, которые зажимают лифтерами с размерами в сечении 100×110 мм. На барабане располагают плиты толщиной 55 мм и лифтеры (140×125 мм). Резиновые секторы решетки толщиной 54 мм с отверстиями зажимают лифтерами (100×110 мм). На один комплект футеровочных плит и секторов решетки полагается иметь два комплекта лифтеров.

Поскольку резиновая футеровка тоньше стальной, рабочий объем мельницы увеличивается примерно на 5—6 %.

Срок службы резиновых и стальных футеровок либо одинаковый, либо первые служат на 15—20 % дольше вторых.

Удельный расход шаров в мельнице с резиновой футеровкой меньше, чем в мельнице со стальной футеровкой, а производительность мельниц с резиновой футеровкой не ниже (а часто и выше), чем мельниц со стальной футеровкой. К преимуществам резиновых футеровок относятся меньшая трудоемкость монтажа, большая герметичность, более низкий уровень шума.

Конструкция футеровок торцевых крышек и разгрузочных решеток подбирается с таким расчетом, чтобы срок их службы был равен или кратен сроку службы футеровки барабана. Это достигается за счет подбора их толщины с учетом фактического износа.

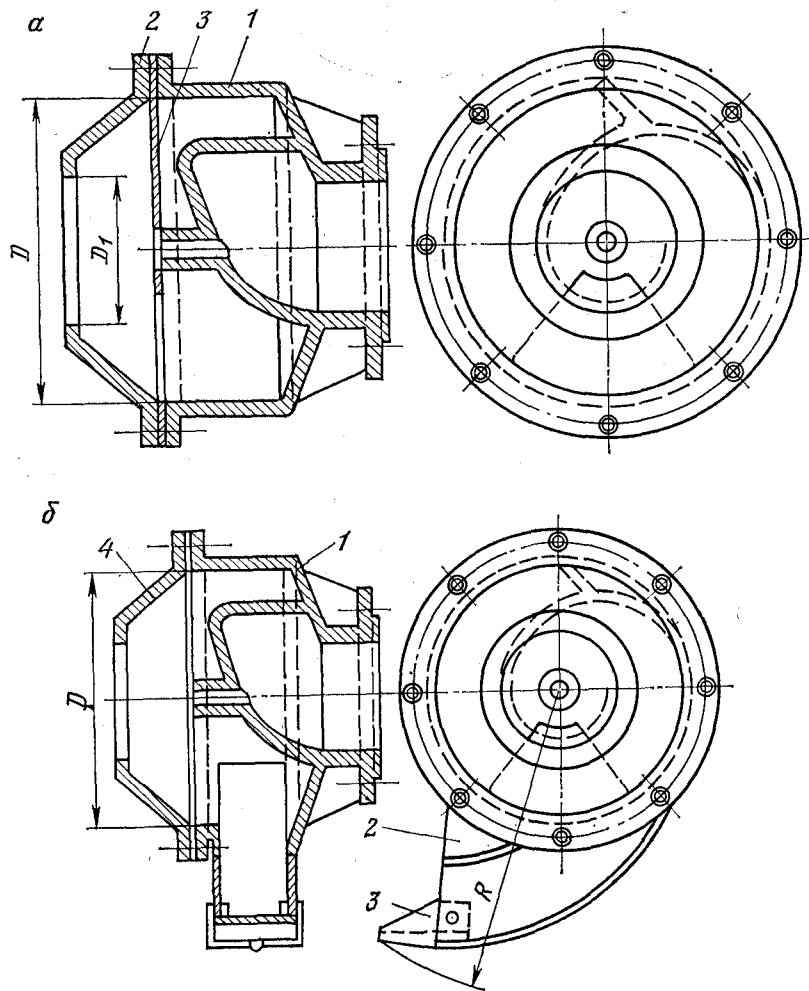


Рис. 89. Питатели:
а — барабанный; б — комбинированный

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

Обычно футеровка изнашивается неравномерно. Скорость износа футеровочных плит из марганцовистой стали марки 110Г13Л составляет несколько долей миллиметра в сутки. Промышленные испытания футеровок показали, что футеровки волнового профиля из чугуна марок ИЧХ12Г5 и ВУ-4 служат в 2—3 раза дольше, чем из стали марки 110Г13Л.

Для загрузки мельницы исходным материалом, поднятым на уровень ее оси, применяется барабанный питатель (рис. 89, а), состоящий из цилиндрической камеры 1, переходящей в конус, крышки 2 и диафрагмы 3 с секторным отверстием. Питатель крепится болтами к загрузочной цапфе мельницы. Материал проходит через отверстие крышки 2, секторное отверстие диафрагмы и попадает на спираль футеровки загрузочной цапфы.

Для одновременной загрузки в мельницу исходного материала и песков классификатора, работающего в замкнутом цикле с этой мельницей, применяются комбинированные питатели. Комбинированный питатель (рис. 89, б) представляет собой комбинацию барабанного и улиткового питателей. К цилиндрическому барабану 1 прикреплен черпак 2, на конце которого крепится сменный козырек 3. Питатель крепится болтами к загрузочной цапфе мельницы. Исходный материал загружается через отверстие крышки 4, а пески захватываются черпаками из загрузочной коробки, расположенной ниже уровня оси мельницы, и попадают внутрь барабана 1 питателя.

Шаровая мельница с центральной разгрузкой (рис. 90) конструктивно идентична мельнице МШР. Она состоит из цилиндрического барабана 1 с торцевыми крышками 2 и 14, имеющими пустотелые цапфы 3 и 13, посредством которых барабан опирается на подшипники 6 и 11. Внутренняя поверхность барабана и крышек покрыта футеровочными плитами 8 и 10. Вращение барабана производится от электродвигателя посредством ведущей шестерни 16, насаженной на вал 17, и венцовой шестерни 9, закрепленной на барабане. На загрузочной пустотелой цапфе закреплен комбинированный питатель 5. Полые цапфы снабжены сменными загрузочной 4 и разгрузочной 12 воронками.

Мельницы небольших размеров имеют люки 7 и 15, предназначенные для введения футеровки внутрь барабанов. В мельницах больших размеров эта операция выполняется через разгрузочную цапфу. В барабан загружаются стальные или чугунные шары.

Разгрузочная цапфа имеет несколько больше диаметр, чем загрузочная, что создает уклон пульпы в мельнице.

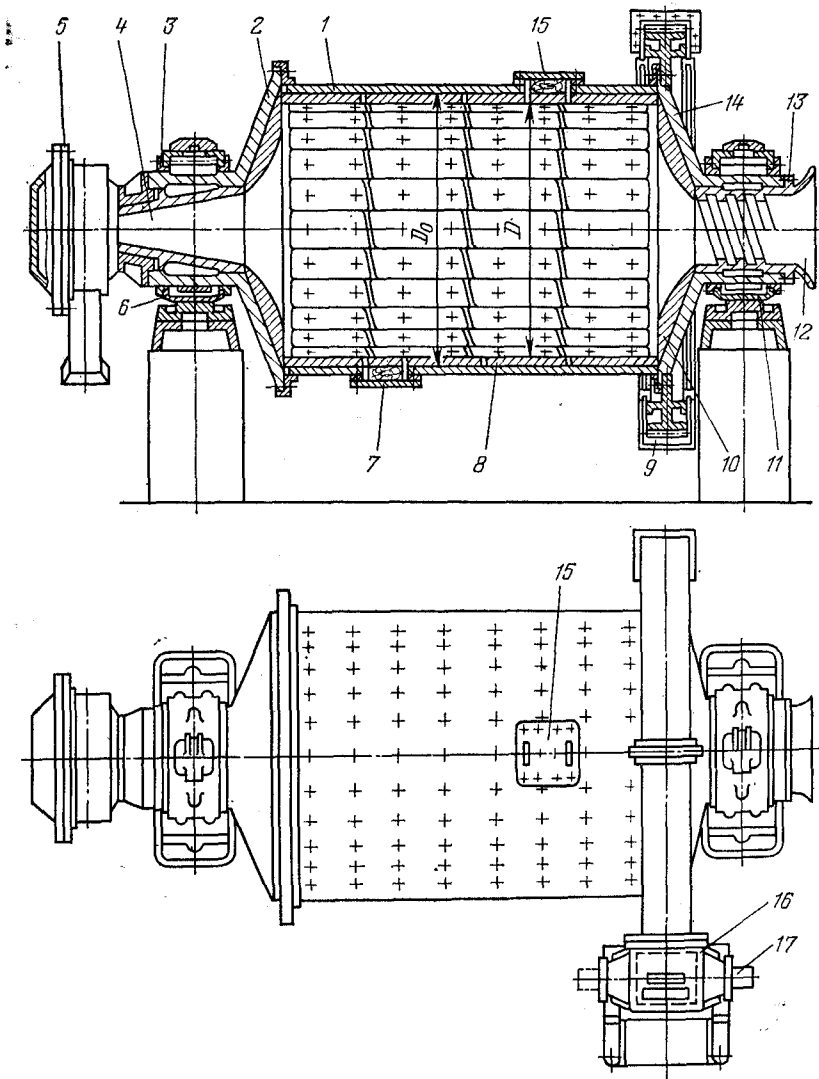


Рис. 90. Шаровая мельница с центральной разгрузкой

Исходный материал загружается в мельницу питателем через загрузочную цапфу, а измельченный материал разгружается через разгрузочную цапфу.

Сокращенно мельницы с центральной разгрузкой обозначаются МШЦ. Техническая характеристика шаровых мельниц с центральной разгрузкой приведена в приложении 20.

Мельница МШЦ характеризуется высоким уровнем пульпы

в барабане, что предопределяет меньшую скорость движения в продольном направлении и более тонкое измельчение материала.

Разгрузочная горловина имеет спираль, предназначенную для возврата в мельницу случайно попавших в горловину шаров.

Шаровые мельницы широко применяются при измельчении руд и других материалов.

Шаровые мельницы с разгрузкой через решетку более производительны (на 10—15 %) и выдают измельченный продукт с меньшим содержанием шламов, чем мельницы с центральной разгрузкой, но более сложны по конструкции. Шаровые мельницы с центральной разгрузкой применяют для доизмельчения очень тонковкрапленных промпродуктов, а также при измельчении весьма тонковкрапленных руд, когда переизмельчение не влияет отрицательно на показатели обогащения.

Мельницы МШР обычно устанавливают в первой стадии измельчения, а МШЦ, обеспечивающие более тонкое измельчение, — во второй и третьей стадиях, а также в первой.

Стержневая мельница по конструкции аналогична шаровой мельнице с центральной разгрузкой (рис. 91). Она состоит из горизонтального цилиндрического барабана 1, загрузочного устройства в виде комбинированного питателя 2 и приводного механизма 5. С целью увеличения скорости прохождения материала через стержневую мельницу загрузочную 3 и разгрузочную 6 цапфы ее делают увеличенных диаметров по сравнению с цапфами шаровой мельницы такого же диаметра. В стержневых мельницах устанавливаются футеровки 4 волнистого или ступенчатого профиля.

Сокращенно стержневые мельницы обозначаются МСЦ. Стержневые мельницы используют как аппараты для мелкого

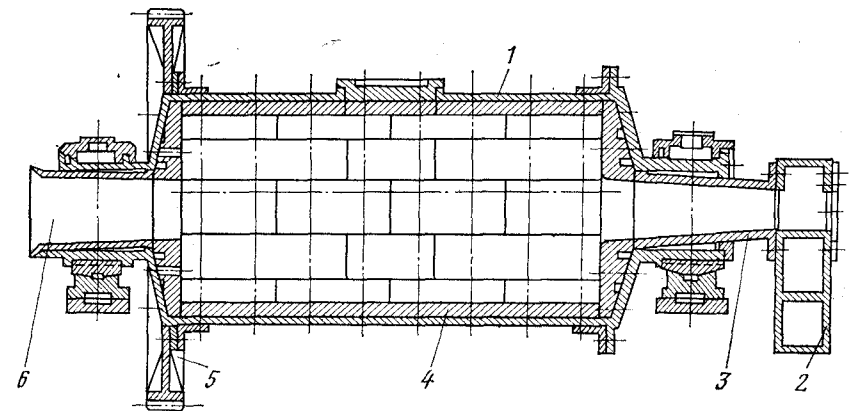


Рис. 91. Стержневая мельница с центральной разгрузкой

дробления перед шаровыми мельницами, а также для подготовки мелковкрапленных руд перед гравитационным и магнитным способами обогащения (для измельчения до 0,5—3 мм). В приложении 21 приведена техническая характеристика стержневых мельниц.

§ 3. БАРАБАННЫЕ МЕЛЬНИЦЫ САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Мельница для мокрого самоизмельчения ММС-7000×2300 состоит (рис. 92) из барабана 1 с торцевыми крышками 3 и 14, загрузочной 4 и разгрузочной 12 цапф, опирающихся на подшипники 5 и 11. Барабан вращается электродвигателем 7 посредством зубчатой муфты 8, приводной шестерни, установленной на сферических роликовых подшипниках, и зубчатого венца 10, смонтированного на фланце разгрузочной цапфы 12.

Корпус барабана состоит из двух половин, соединенных фланцами. К нему присоединены полые цапфы 4 и 12. В цапфах находятся загрузочная и разгрузочная втулки. Загрузочная втулка имеет спирали, предназначенные для ускорения подачи руды в мельницу, и спиральное устройство для возвращения в мельницу пульпы, протекающей через уплотнение.

Исходная руда загружается в мельницу при помощи загрузочного устройства 6, представляющего собой патрубок, передвигаемый на рельсах механическим приводом.

Футеровка барабана состоит из броневых плит и лифтеров (клиньев) 2. Для сопряжения с лифтерами стыки броневых плит имеют наклонные скосы. Футеровка торцевых стенок выполнена из двух рядов плит. Крепление плит осуществляется лифтерами и болтами с потайными головками. У разгрузочного конца мельницы установлена решетка 13. Щели ее имеют ширину 20 мм и выполнены с расширением в сторону разгрузки. Крепление решеток осуществляется боковыми лифтерами и болтами.

По аналогии с шаровыми мельницами, оборудованными разгрузочными решетками, в мельницах типа ММС пространство между решеткой 13 и торцевой крышкой 14 разделено радиальными перегородками — разгрузочными лифтерами на секторные камеры, открытые в цапфу 12. Эти лифтеры отличаются вместе с футеровочными плитами.

Наличие решетки и разгрузочных лифтеров позволяет осуществлять принудительную разгрузку из мельницы измельченного материала и поддерживать низкий уровень пульпы в мельнице. Классификация разгрузки мельницы осуществляется на бутаре 9, закрепленной на разгрузочной цапфе.

Рудная галля выделяется из мельницы через окна, которые вырезаются в разгрузочной решетке.

Мельницы мокрого самоизмельчения в зависимости от типоразмера приводятся в движение одним или двумя двигателями мощностью до 3000—4000 кВт. Зубчатый венец привода

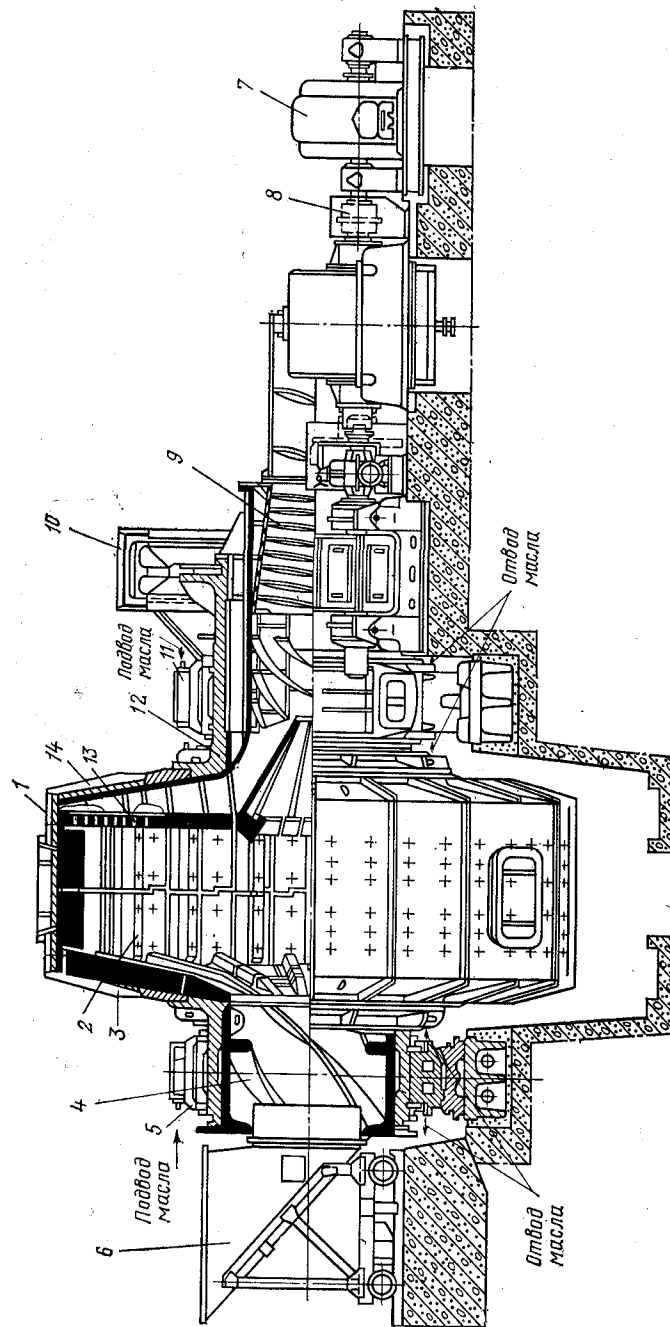


Рис. 92. Продольный разрез мельницы для мокрого самоизмельчения руд типа ММС-7000×2300

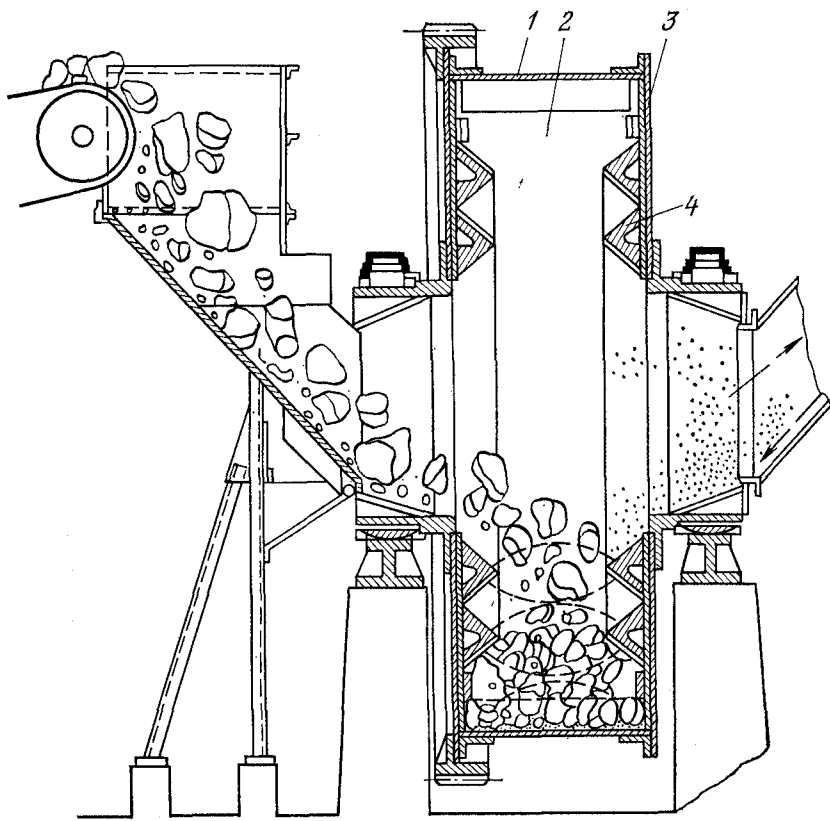


Рис. 93. Мельница типа «Аэрофол»

смонтирован на разгрузочной цапфе, с ним сопряжены через одну или две малые шестерни один или два приводных вала.

В приложении 22 приведена техническая характеристика мельниц самоизмельчения.

Мельница типа «Аэрофол» по конструкции во многом аналогична мельнице ММС. Принцип действия мельницы типа «Аэрофол» показан на рис. 93. Исходная руда поступает в мельницу через загрузочную цапфу. При вращении барабана — короткого цилиндра 1 — под действием центробежных сил и с помощью лифтеров 2 куски руды поднимаются на определенную высоту и падают в нижнюю зону, в результате чего происходит измельчение (самоизмельчение) материала. Торцевые крышки 3 барабана снабжены отражательными кольцами 4 для предотвращения сегрегации материала в рабочем пространстве мельницы. Эти кольца также способствуют измельчению материала в результате трения и повышению производительности мельницы.

Мельница типа «Аэрофол» работает в замкнутом цикле с воздушным сепаратором и циклоном.

Через мельницу и классифицирующие аппараты (сепаратор и циклоны) вентилятором (экспаустером) подается воздух. Измельченный материал выносится воздушным потоком из барабана через разгрузочную цапфу. Крупность продукта измельчения регулируется изменением скорости воздушного потока, проходящего через мельницу. Мелкие частицы материала заданного размера попадают в воздушный поток и выносятся за пределы рабочего пространства мельницы в классификатор, где более крупные зерна материала попадают в ловушку. Более мелкие частицы воздушным потоком направляются в циклоны, где происходит их осаждение. Затем воздушный поток, содержащий тончайшие зерна материала, засасывается вентилятором и часть его нагнетается по рециркуляционному воздуховоду мельницы. Избыток воздуха после очистки в фильтрах выбрасывается в атмосферу.

Осажденные продукты в классификаторе и циклонах классифицируются в центробежном сепараторе. Мелкий (готовый) продукт из сепаратора поступает на обогащение, а крупный (циркулирующий) подается в мельницу на доизмельчение.

Сущность процесса рудного самоизмельчения заключается в том, что куски руды крупнее 75 мм (дробящие тела) измельчают в мельнице более мелкие зерна руды и сами измельчаются. Рудные мельницы типа «Каскад» и «Аэрофол» имеют большой диаметр (до 11 м) и сравнительно малую длину (отношение $D/L \geq 3$).

Мельницы типа «Каскад» применяют для мокрого рудного самоизмельчения железных, золотосодержащих и других руд вместо конусных дробилок для среднего и мелкого дробления, стержневых и шаровых мельниц для доизмельчения продукта.

Мельницы типа «Аэрофол» применяют для сухого рудного измельчения на фабриках, обогащающих железные, золотосодержащие, урановые и полиметаллические руды, при измельчении других полезных ископаемых, а также для производства цемента.

Самоизмельчение применяется для измельчения материалов крупностью от 250—500 до 0,3 мм и мельче. При этом в мельницу загружается вся исходная неклассифицированная или классифицированная на два-три класса руда. В некоторых случаях в мельницу загружают небольшое число шаров диаметром 100—150 мм.

Преимущества мельниц самоизмельчения: заменяют две-три стадии дробления и одну-две стадии измельчения, обеспечивая получение готового продукта (от 50 до 75 % класса — 0,074 мм), при этом значительно упрощается технологическая схема фабрики; резко снижается расход стали (шаров и стержней), а в большинстве случаев металлические дробящие тела полностью исключаются; для многих руд наблюдается снижение

переизмельчения рудных и нерудных минералов; вследствие включения металлических дробящих тел продукт самоизмельчения имеет меньшее содержание тонкодисперсного железа, что весьма важно при последующем обогащении; обеспечиваются более высокая степень раскрытия рудных минералов по сравнению с шаровым измельчением и повышение качества концентрата; повышается производительность труда на фабриках.

Недостатки процесса самоизмельчения: в некоторых случаях образуется избыточное число кусков «критической крупности», чтобы не снижалась производительность мельницы, необходимо либо выводить их из процесса, либо добавлять стальные шары для их разрушения; при изменении измельчаемости и крупности исходной руды меняется производительность мельниц самоизмельчения; сухое самоизмельчение руд с повышенной влажностью требует применения подсушки исходного материала; рыхлые крупнокристаллические и с повышенной вязкостью и упругостью руды, требующие особо тонкого измельчения, не могут быть измельчены до нужной крупности; мельницы самоизмельчения по сравнению с шаровыми имеют более низкую удельную производительность.

Рудногалечные мельницы представляют собой либо мельницы специальных конструкций, либо переоборудованные обычные шаровые мельницы с решеткой (см. рис. 87).

При переходе обогатительных фабрик на рудногалечное измельчение конструкции шаровых мельниц не претерпевают принципиальных изменений. С целью сохранения плана выпуска продукции на фабрике увеличивают число мельниц или заменяют их мельницами большого объема.

На вновь проектируемых обогатительных фабриках размеры рудногалечных мельниц выбирают на основе предварительных испытаний; эти размеры определяются производственной мощностью предприятия, крупностью питания и измельченного продукта, а также физико-механическими свойствами измельчаемого материала.

Так как при рудногалечном измельчении расход футеровки возрастает, на отдельных фабриках применяют самофутерующиеся поверхности (пространство между продольно установленными стержнями или брусками заполняется рудной галей) или резиновую футеровку. Для первичного рудногалечного измельчения футеровка выполняется из стержней с размерами в сечении 90×90 мм, установленных параллельно оси мельницы на расстоянии 380 мм один от другого. В рудногалечных мельницах последних стадий измельчения, где используется мелкая галля, футеровка волнистая из белого чугуна или из марганцевистой стали.

Последнее время начали применять резиновые футеровки барабана и разгрузочной решетки. Резиновая футеровка более изнаноустойчива, чем стальная, а решетка из резины обладает свойством самоочистки.

Футеровка рудногалечных мельниц должна обеспечивать более высокий подъем измельчающих тел, чем футеровка шаровых мельниц.

Уровень рудногалечной загрузки поддерживается: в мельницах первых стадий — примерно на 120 мм ниже оси мельницы; в мельницах последних стадий — на уровне оси.

Рудногалечные мельницы применяются на обогатительных фабриках, перерабатывающих урановые, золотосодержащие, полиметаллические, железные руды и другие полезные ископаемые. Для рудногалечного измельчения применяют мельницы любого размера и профиля, однако предпочтение отдают мельницам с отношением длины барабана к его диаметру $L:D = 1,5:1$.

Различают первичное и вторичное рудногалечное самоизмельчение. При первичном рудногалечном самоизмельчении (первая стадия) дробящей средой (галей) служат куски руды крупностью около 150 мм, а измельчаемым материалом — мелкая руда крупностью $-20 + 0$ мм; промежуточный класс выводится из исходной руды или из мельницы: отношение $D:L = (2:1) \div (1:1)$.

При вторичном рудногалечном самоизмельчении (вторая стадия) дробящей средой служат куски крупностью от 100 до 25 мм, а измельчаемым материалом — продукт первой стадии измельчения крупностью $-2(3) + 0$ мм. Отношение $D:L = (1:1) \div (1:2)$.

Галю необходимой крупности получают путем грохочения руды в процессе ее дробления или из рудных мельниц.

Первичное рудногалечное измельчение не получило такого широкого применения, как вторичное (тонкое). Основным преимуществом последнего является то, что переход с шарового на рудногалечное измельчение проще и дешевле, чем в цикле первичного (грубого) измельчения. При проектировании новых фабрик целесообразнее ориентироваться на измельчение исходной руды в мельницах самоизмельчения а не в рудногалечных для грубого измельчения. Применение мельниц самоизмельчения не требует мелкого дробления и грохочения исходной руды. Но если ее необходимо подвергать более мелкому дроблению и грохочению, то следует применять рудногалечное измельчение.

Первичное рудногалечное измельчение осуществляется как в открытом, так и замкнутом циклах. Рудногалечные мельницы при тонком измельчении, как правило, работают в замкнутом цикле с гидроциклонами или спиральными классификаторами.

Технологические схемы тонкого рудногалечного измельчения магнетитовых руд обычно включают операции магнитной сепарации для более быстрого удаления хвостов.

Поскольку плотность гали ниже, чем стальных шаров, размеры рудногалечной мельницы должны быть больше, чем шаровой, при одинаковой потребляемой мощности.

За последние годы рудногалечное измельчение получило значительное распространение на обогатительных фабриках многих стран мира. Основными преимуществами рудногалечного измельчения являются: хорошая избирательность, что повышает качественно-количественные показатели обогащения; полное или значительное сокращение расхода стальных шаров; простота и надежность эксплуатации мельниц; снижение себестоимости измельчения.

В приложении 22 приведены технические характеристики мельниц самоизмельчения и рудногалечных по каталогам обогатительного оборудования.

§ 4. ДРУГИЕ ТИПЫ МЕЛЬНИЦ

Инерционная вибрационная мельница (рис. 94) состоит из барабана 1, который опирается на пружины 3. Барабан загружается шарами примерно на 80 % объема. В барабане на подшипниках установлен дебалансный вал 2, который приводится в движение от электродвигателя 4. Для исключения передачи вибраций от барабана к электродвигателю применена гибкая муфта 5.

При вращении дебалансного вала с частотой от 1000 до 3000 мин⁻¹ барабан с шарами и измельчаемым материалом приводится в качательное движение по траектории, близкой к круговой. При этом происходит измельчение материала по принципу удара и истирания.

Вибрационные мельницы находят применение при тонком и сверхтонком измельчении различных материалов (в химической промышленности, при производстве строительных материалов, силикатных и других изделий). В горнорудной промышленности они не получили распространения из-за трудности создания мельниц большой производительности (производительность вибрационных мельниц до 5 т/ч).

На рис. 95 приведена схема непрерывно действующей вертикальной вибрационной мельницы МВВ-2. Исходный материал

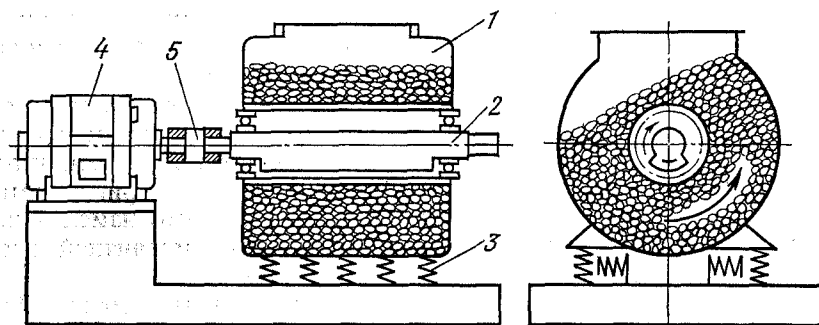


Рис. 94. Схема вибрационной мельницы

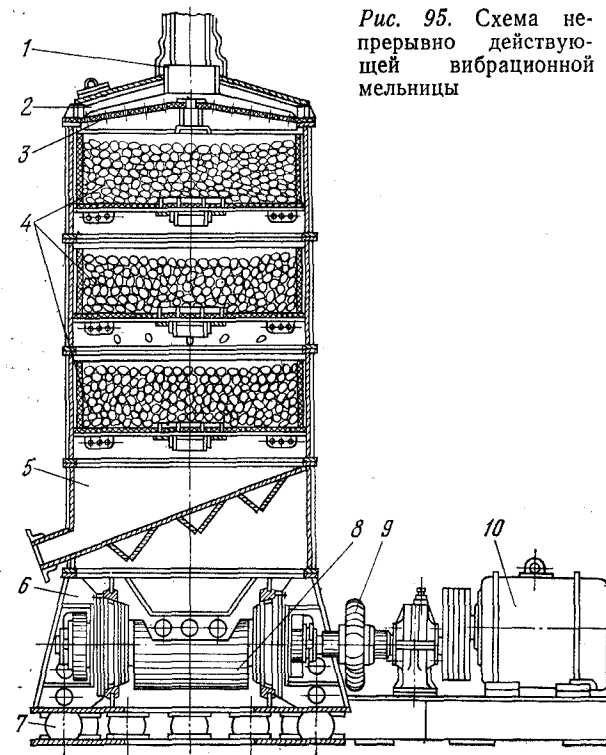


Рис. 95. Схема непрерывно действующей вибрационной мельницы

через центральную трубу 1 попадает в загрузочную камеру 2 и после распределительного устройства 3 поступает в радиальные камеры 4, а затем в разгрузочную камеру 5. Секция привода 6 установлена на резиновых амортизаторах 7.

Мельница приводится в колебательное движение вдоль вертикальной оси инерционным вибровозбудителем, состоящим из двух валов-дебалансов 8, соединенных с синхронизаторами упругими муфтами 9. Двигатель 10 посредством шкива и клиноременной передачи соединен с валом синхронизатора оборотов.

Струйными мельницами называются аппараты, в которых измельчение частиц материала осуществляется преимущественно при соударении их друг с другом и частично в результате трения. Энергия, необходимая для измельчения, сообщается частицам материала при помощи сжатого воздуха, перегретого пара или газа (продуктов горения). В последнее время разработаны противоточные струйные мельницы производительностью до 30 т/ч. Они рекомендуются для тонкого измельчения руд, цемента, кварцевого песка, углей, известняка и других абразивных материалов.

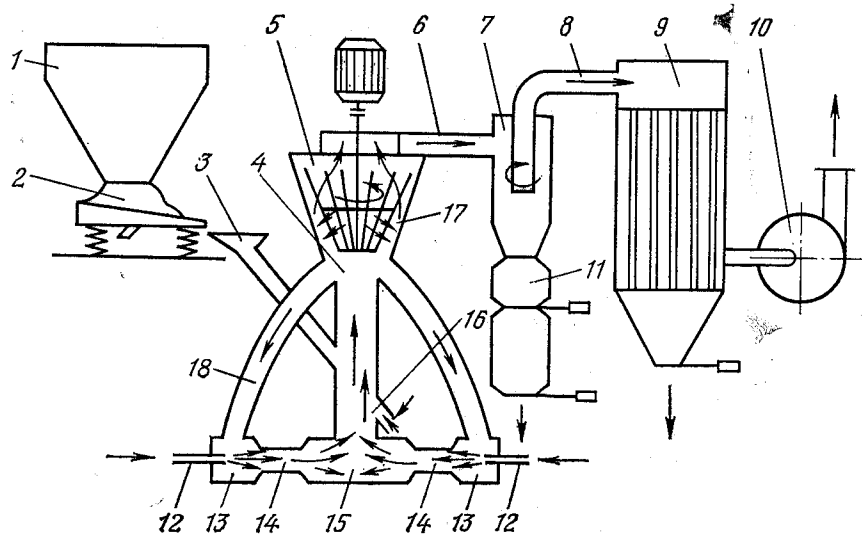


Рис. 96. Схема пароструйной мельницы:

1 — бункер исходного материала; 2 — питатель; 3 — труба для подачи материала в мельницу; 4 — стояк, соединяющий камеру измельчения с классификатором; 5 — классификатор; 6 — труба, соединяющая классификатор с циклоном; 7 — циклон; 8 — трубопровод; 9 — пылеулавнитель; 10 — вентилятор отсоса; 11 — бункер; 12 — сопла для подачи энергоносителя (пара, сжатого воздуха); 13 — эжекторы; 14 — разгонные трубы; 15 — измельчительная камера; 16 — патрубок подсоса воздуха из атмосферы; 17 — ро-тор классификатора; 18 — трубопроводы возврата крупной фракции

На рис. 96 показана схема установки пароструйной мельницы. Перегретый пар поступает в сопла 13 камеры измельчения 16. Измельчаемый материал из бункера 1 при помощи питателя 2 по трубе 3 подается в стояк 4. Отсюда материал поступает в классификатор 5. Здесь крупная фракция материала отделяется и направляется по трубам возврата 18 в эжекторы 13 и измельчительную камеру 15, а тонкая вместе с паром направляется вентилятором 10 в циклон 7. Осажденный материал поступает в бункер 11. Очистка отработанного пара производится в пылеуловителе 9. Патрубок 16 предназначен для подсоса воздуха в мельницу и снабжен регулирующей заслонкой.

Практика показала, что мельница работает устойчиво в заданном режиме в течение длительного времени. Управление установкой обеспечивается одним оператором и может быть легко автоматизировано.

Основными причинами нарушения режима работы мельницы являются резкие колебания давления пара (свыше 100 кПа) и крупности исходной руды. Так как все узлы установки находятся под разрежением, то в процессе ее работы не происходит запыление рабочего помещения.

Установка нечувствительна к повышенной влажности руды (до 15—18 % влаги). Продукт измельчения имеет влажность не

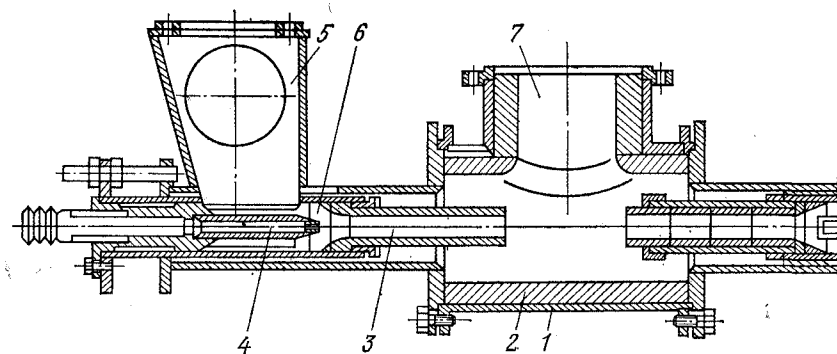


Рис. 97. Противоточная измельчительная камера:

1 — корпус камеры; 2 — футеровка; 3 — разгонные трубы; 4 — сопло; 5 — приемник; 6 — эжектор; 7 — отводной патрубок

выше 2 % и температуру на выходе из циклона 140—150 °С. Устройство камеры измельчения показано на рис. 97.

Пар поступает через сопла 4 в смесительные камеры двух эжекторов 6, направленных друг против друга. Через приемники 5, соединенные с трубами возврата грубой фракции, подсасывается измельчаемый материал. В разгонных трубах 3 частицы материала приобретают скорость 50—100 м/с и измельчаются, сталкиваясь друг с другом в пространстве между срезами разгонных труб. Процесс измельчения протекает следующим образом. Частицы материала, поступающие в смесительные камеры эжекторов, подсасываются струями расширяющегося энергоносителя и ускоряются в разгонных трубах. На срезах последних в камере измельчения потоки газа претерпевают гидравлический скачок, скорость газовой фазы уменьшается до нескольких метров в секунду. Частицы твердой фазы сохраняют скорость 50—100 м/с, приобретенную в разгонных трубах, и, сталкиваясь с частицами, летящими навстречу, подвергаются измельчению. Для повышения износостойкости разгонные трубы футеруются твердыми сплавами или металлокерамикой. Стенки камеры измельчения защищены броней 2 из литого хромистого чугуна.

Взрывно-струйный процесс измельчения (процесс Снайдера), обеспечивающий высокую избирательность измельчения, основан на использовании эффекта разрушения под действием внутренних сил растяжения материалов при мгновенном снятии с них внешнего давления.

Исходный материал загружается в воронку 1 (рис. 98) и с помощью клапана 2 подается в камеру сжатия 3. Внутри камеры 3 имеется затвор 4 загрузочного устройства и механизм 5 для предотвращения забивания камеры материалом.

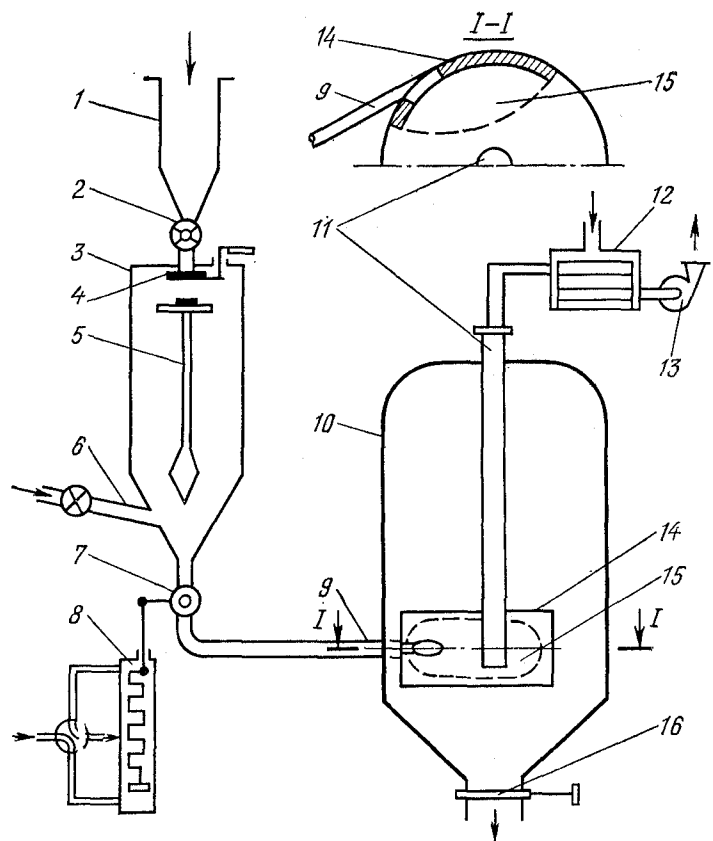


Рис. 98. Схема установки для взрывно-струйного процесса измельчения

После заполнения камеры 3 материалом до определенного уровня затвор 4 плотно закрывается и по трубе 6 в камеру подается пар или газ в течение 5 с — времени необходимого для создания требуемого давления (16 МПа). Затем с помощью автоматического устройства 8 открывается быстродействующий клапан 7 и содержимое камеры 3 выбрасывается по трубопроводу 9 со скоростью, близкой к скорости звука, в камеру низкого давления 10, объем которой примерно в 50 раз больше, чем у камеры 3. При выходе из сопла смесь частиц и пара попадает в зону пониженного давления 15 и происходит взрывной эффект. Разрежение в камере 10 поддерживается эксгаустером 13. Разрушению частиц способствуют также ударные волны, возникающие при столкновении с отражательной плитой 14. Из камеры 10 пар по выхлопной трубе 11 направляется в конденсатор 12 и отсасывается эксгаустером. Измельченный материал разгружается из камеры 10 с помощью затвора 16.

Проводятся работы по созданию установок для взрывного измельчения.

Электроимпульсное измельчение основано на разрушении материала путем использования электрических разрядов, пробивающих зерна материала, находящиеся в жидкости. Подводя к системе «жидкость — твердое тело» импульсы электрического напряжения определенной продолжительности и формы, можно обеспечить прохождение траектории канала разряда через твердое тело. При этом ударная волна вызывает растягивающие напряжения и разрывает тело.

Исследованиями, проведенными И. И. Каляцким, В. И. Курец, Г. А. Финкельштейном и В. А. Цукерманом, установлено, что электроимпульсное измельчение обеспечивает более высокую избирательность раскрытия по сравнению с механическим измельчением. Снижения расхода электроэнергии по сравнению с механическим способом не наблюдается.

А. В. Ягуновым разработана мельница динамического самоизмельчения, представляющая собой цилиндрическую неподвижную чашу, в нижней части которой установлен вращающийся чашеобразный ротор. Этот ротор сообщает измельчаемому материалу импульсные динамические нагрузки, в результате которых происходит самоизмельчение в слое материала.

Д. К. Крюков и В. И. Кириченко совместно с коллективом авторов ВНИПИГорцветмета и Новокраматорского машиностроительного завода разработали конструкцию барабанной мельницы принудительного самоизмельчения со сверхкритической частотой вращения барабана. В этой мельнице центрифугирующий материал футерует барабан мельницы и образует клинообразную зону с плитой рабочего органа. Часть измельчаемого материала, попадая в область рабочего органа, подвергается интенсивному сжатию и истиранию.

Перспективными могут быть конструкции шаровых мельниц, в которых сила удара шара создается с помощью центробежных и электромагнитных сил, а также давления среды.

Глава IX

ОСНОВЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦАХ

§ 1. СКОРОСТНЫЕ РЕЖИМЫ РАБОТЫ БАРАБАННОЙ МЕЛЬНИЦЫ

При проектировании новых и подборе стандартных барабанных мельниц, а также в процессе их эксплуатации возникает ряд задач. К ним относятся выбор относительной частоты вращения барабана, определение размеров мелющих тел и относи-

тельного заполнения барабана мельницы, выявление влияния измельчаемости и крупности исходного материала, крупности измельченного продукта, размеров и конструкции мельницы, а также других параметров, влияющих на производительность мельницы и потребляемую ею мощность. От правильного решения этих задач зависит как технологическая, так и экономическая эффективность работы мельницы.

Основными параметрами, характеризующими механический режим работы барабанной мельницы, являются: относительная частота вращения φ , представляющая отношение частот фактической и критической в долях ед. или %; относительное заполнение барабана мельницы φ , равное отношению объема измельчающих тел к внутреннему объему барабана мельницы, в долях ед. или %.

В зависимости от частоты вращения барабана мельницы различают следующие скоростные режимы движения измельчающих тел: каскадный, водопадный, смешанный, со сверхкритической скоростью.

Каскадный режим осуществляется при малой частоте вращения барабана посредством перекатывания измельчающих тел без их полета (рис. 99). Вся измельчающая среда поворачивается в сторону вращения на некоторый угол и при установившемся режиме остается в таком положении; измельчающие тела непрерывно циркулируют, поднимаясь по круговым траекториям и затем скатываясь «каскадом» параллельными слоями вниз. В центре измельчающей среды имеется зона («ядро»), остающаяся малоподвижной. Измельчение руды происходит благодаря раздавливанию и истиранию при каскадном движении всей мельницы.

При водопадном режиме измельчающая среда поднимается по круговым траекториям на большую высоту и падает водопадом по параболическим траекториям, нанося удар по руде, находящейся на круговых траекториях (рис. 100). Измельчение руды происходит главным образом в результате ударов измельчающих тел и частично из-за истирания и раздавли-

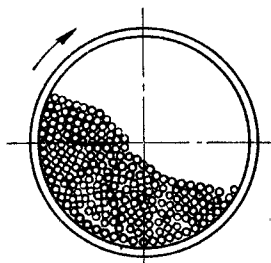


Рис. 99. Каскадный режим работы барабанной мельницы

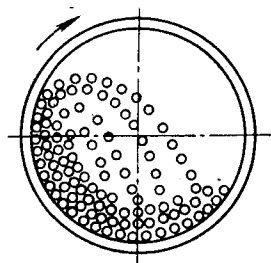


Рис. 100. Водопадный режим работы барабанной мельницы

вания. Этот режим наблюдается при частоте вращения барабана, обеспечивающей переход всех или большинства измельчающих тел с круговой траектории на параболическую.

Смешанный режим характеризуется постепенным переходом от чисто каскадного к чисто водопадному режиму. При этом внешние слои измельчающих тел падают на внутренние слои материала, скатывающегося по склону вниз. Такой режим наблюдается при промежуточных значениях частоты вращения барабана.

Сверхкритический режим наступает при частоте вращения барабана выше критической (критической называется частота, при которой начинают центрифугировать тела, расположенные на внутренней поверхности барабана), когда в центрифугирование постепенно вступают все новые слои измельчающей среды. Центрифугирование всех слоев измельчающей среды наступает в момент, когда мельница уподобляется маховому колесу. При этом расход полезной энергии и работа измельчения равны нулю.

На практике находят применение три первых скоростных режима. Более грубое измельчение целесообразно осуществлять при водопадном и смешанном режимах, а тонкое — при каскадном и смешанном, когда разрушение происходит в основном вследствие истирания и раздавливания.

При любом режиме измельчающая среда движется по круговым траекториям под действием сил трения, возникающих между футеровкой мельницы и прилегающими к ней телами, а также между самими телами. Значение сил трения зависит от нормального давления материала (шары и руда) на внутреннюю поверхность барабана и от коэффициента трения.

Коэффициент трения зависит от свойств руды, поверхности футеровки, плотности и вязкости пульпы. При малых частотах вращения барабана и небольших заполнениях мельницы измельчающими телами ($\varphi < 30\%$) может наблюдаться скольжение измельчающих тел при движении по круговой траектории (по поверхности футеровки и внутри барабана). При $\varphi = 40 \div 50\%$ и негладкой футеровке скольжение внешнего слоя шаров отсутствует, а относительное скольжение внутренних слоев наблюдается всегда.

В реальных условиях измельчающее тело движется по круговой траектории не изолированно, а в совокупности с другими телами.

При всех режимах работы шаровых мельниц может быть взаимное проскальзывание между слоями измельчаемого материала и между шарами и футеровкой.

Уже при медленном вращении барабана часть измельчающих тел за счет коэффициента трения и подпора нижележащих тел оказывается выше точки A_1 (рис. 101).

Рассмотрим условия равновесия измельчающего тела в любой точке на участке дуги $A_1 - A_2$. При некоторой скорости

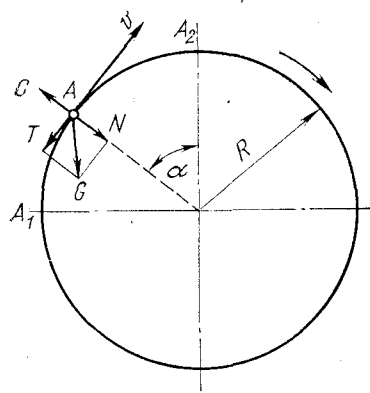


Рис. 101. Силы, действующие на тело при водопадном режиме работы мельницы

шенное со скоростью под некоторым углом к горизонту; при этом предполагается, что скольжение отсутствует). С учетом того, что $N=C$, $N=G \cos \alpha$ и $C=mv^2/R$, где α — угол отрыва тела; v — окружная скорость движения тела по круговой траектории; m — масса тела, получим

$$v^2 = gR \cos \alpha,$$

где g — ускорение, свободного падения. Из условия, что

$$v = \pi R n / 30,$$

получим

$$n = 30 \sqrt{\cos \alpha / R}, \quad (157)$$

где n — частота вращения барабана мельницы, мин^{-1} .

Частота вращения барабана мельницы, вычисленная по формуле (157), определяет скорость барабана, при которой тело переходит с круговой траектории на параболическую.

При $\alpha=0$ и $\cos \alpha=1$

$$n = 30 / \sqrt{R}, \quad (158)$$

т. е. тело начинает центрифугировать.

Если в формуле (157) вместо R подставить радиус барабана и пренебречь радиусом тела, то

$$n = 30 \sqrt{\cos \alpha_1 / R_6}, \quad (159)$$

где α_1 — угол отрыва тела внешнего слоя.

При $\alpha_1=0$ критическая частота вращения

$$n_{кр} = 30 / \sqrt{R_6}.$$

Если в формулу (159) ввести $n_{кр}$, то частоту вращения барабана можно выразить формулой $n = \sqrt{\cos \alpha_1} \cdot n_{кр}$.

Обычно частоту вращения барабана мельницы определяют в долях критической частоты

$$n = \psi n_{кр}, \quad (160)$$

где $\psi = \sqrt{\cos \alpha}$.

При критической частоте начинают центрифугировать тела внешнего слоя. По мере увеличения частоты сверх критической в центрифугирование вступают слои тел, расположенных ближе к оси барабана.

Процесс измельчения в мельницах самоизмельчения можно представить следующим образом. Более крупные (150—450 мм) куски руды движутся в каскадном режиме (см. рис. 99), перекачиваясь по восходящей стороне барабана и приобретая окатанную форму. Куски промежуточной крупности (50—150 мм) находятся в водопадном режиме (см. рис. 100). При падении по параболическим траекториям они измельчают ударом более мелкие куски и постепенно сами разрушаются в результате удара, истирания и раздавливания перекачиваемыми крупными кусками руды.

Под воздействием результирующей гравитационных и центробежных сил, а также лифтеров куски руды поднимаются вверх до тех пор, пока сила тяжести не превысит центробежную.

Крупные куски падают в зону измельчения раньше мелких и через более короткие промежутки времени, более мелкие — поднимаются на большую высоту и падают в водопадной зоне. Добавка стальных шаров в объеме, составляющем до 8 % объема мельницы, ускоряет процесс измельчения.

Чтобы поднять рудную массу на необходимую высоту, мельницы для самоизмельчения оборудуются лифтерами. При вращении барабана лифтеры захватывают зерна руды и поднимают их на большую высоту, чем это возможно в мельнице без лифтеров. В зависимости от частоты ψ вращения мельницы и степени ϕ ее заполнения меняется не только потребляемая мощность, но и соотношение между полезной мощностью, потребляемой на измельчение ударом и истиранием. При водопадном режиме измельчение происходит главным образом в результате удара при падении рудных тел, а также вследствие трения, сила которого увеличивается с помощью колец (мельницы «Аэрофол») и конической формы торцевых стенок (мельницы «Каскад»). Крупноизмельченный продукт более рационально получать при большей частоте вращения (смешанный и водопадный режимы); тонкоизмельченный — при меньшей частоте вращения барабана (каскадный режим), когда разрушение происходит в основном в результате истирания. При самоизмельчении все куски руды являются одновременно измельчающими и измельчаемыми телами, что заметно повышает эффективность этого процесса.

Каскадный, смешанный и водопадный режимы связаны между собой и могут переходить друг в друга в зависимости от изменения условий измельчения (степени заполнения ф, относительной частоты ψ , износа футеровки, физико-механических свойств измельчаемого материала, плотности пульпы и т. п.). При рассмотрении механики дробящей среды не учитывается влияние сил трения в момент отрыва шара и перехода его на параболическую траекторию. Поэтому реальные режимы работы шаровых мельниц отличаются от вышерассмотренных теоретических.

При отсутствии скольжения линейная скорость любого слоя измельчающей среды равна

$$v = \omega_6 R, \quad (161)$$

где ω_6 — угловая скорость барабана; R — радиус вращения тела.

При наличии скольжения

$$v = \omega_6 R (1 - S), \quad (162)$$

где $S = (\omega_6 - \omega) / \omega_6$ — скольжение рассматриваемого слоя относительно футеровки; ω — угловая скорость данного слоя. Тогда

$$v^2 = Rg \cos \alpha = \omega_6^2 R^2 (1 - S)^2. \quad (163)$$

Представим формулу $v^2 = gR \cos \alpha$ следующим образом:

$$\cos \alpha = \frac{v^2}{gR} = \frac{R^2 \omega^2}{gR} = \frac{R \omega^2}{g} = \left(\frac{\omega}{\omega_k} \right)^2, \quad (164)$$

где $\omega_k = \sqrt{g/R}$ — критическая угловая скорость данного тела. Относительная частота вращения

$$\psi = \omega / \omega_k, \quad (165)$$

где ω_{6k} — критическая угловая скорость барабана

$$(\omega_{6k} = \sqrt{g/R_6}).$$

Подставив ω_{6k} и ψ в формулу (163) и обозначив $R/R_6 = k$, получим

$$\cos \alpha = k \psi^2 (1 - S)^2. \quad (166)$$

Для определения угла отрыва α принято условие равновесия радиальной составляющей силы тяжести и центробежной силы. Однако это справедливо тогда, когда сила давления верхнего тела (шара) направлена практически перпендикулярно к радиальной прямой, проходящей через центр этого тела (рис. 102, а). Если же верхнее измельчающее тело находится на лифтере (рис. 102, б), то условие равновесия необходимо рассматривать с учетом сил N и K , с которыми лифтер и поверхность барабана действуют на рассматриваемое тело.

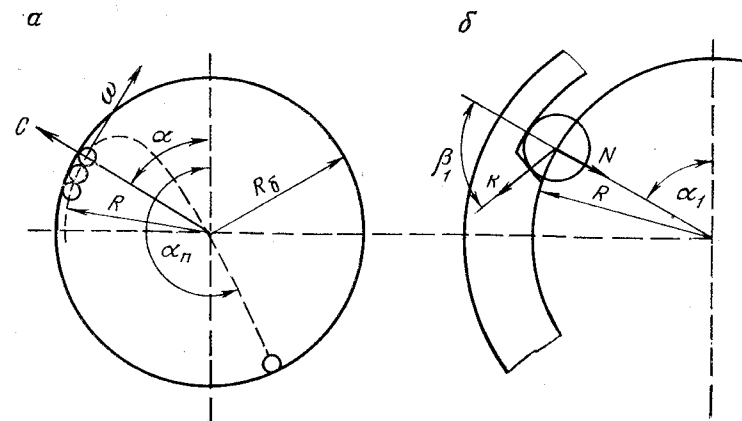


Рис. 102. Траектория движения дробящего тела во вращающемся барабане мельницы

Без учета сил трения условие равновесия измельчающего тела можно представить так:

$$N/Mg = R \omega_1^2 / g - \cos \alpha_1 - \sin \alpha_1 \operatorname{ctg} \beta_1, \quad (167)$$

где M — масса шара.

В точке отрыва радиальная сила N равна нулю. Из уравнения (167) можно определить угол отрыва α_2 измельчающих тел для случая, изображенного на рис. 102, б. По Р. Манзу

$$\cos \alpha_2 = (\cos \alpha - \operatorname{ctg} \beta_1 \sqrt{\sin^2 \alpha + \operatorname{ctg}^2 \beta_1 / (1 + \operatorname{ctg}^2 \beta_1)}). \quad (168)$$

Это уравнение справедливо для $0 < \beta_1 < 90^\circ$.

Пользуясь уравнениями (164) и (168), можно найти зависимость угла отрыва от соотношения ω / ω_k для различных значений β_1 . При $\beta_1 = 90^\circ$, если $K = 0$, то $\alpha = \alpha_2$.

Экспериментально установлено, что для всех степеней заполнения барабана мельницы шарами, кроме $\varphi = 0,4$, наблюдается значительное проскальзывание шаров относительно гладкой поверхности барабана (без измельчаемого материала). Измельчающие тела отрываются от поверхности барабана раньше, чем это можно было ожидать для режима без проскальзывания. Отклонение измеренных углов падения от теоретических показывает, что свободный полет измельчающих тел чаще всего заканчивается не на поверхности барабана, а на других измельчающих телах.

Сравнение углов отрыва и падения для шаров и цилиндров (измельчающих цилиндров) показывает, что цилиндры поднимаются несколько выше, чем шары, так как последние чаще проскальзывают. Изменение степени загрузки мельницы измельчающими телами свыше $\varphi = 20\%$ не вызывает заметных изменений углов отрыва и падения.

В мельнице с лифтерами резко снижается проскальзывание измельчающих тел по сравнению с мельницей с гладкой футеровкой. Средняя скорость измельчающих тел \bar{v} во всех случаях несколько превышала 80 % окружной скорости точек внутренней поверхности барабана. Несмотря на это, шары слишком «рано» отрываются от поверхности барабана.

При небольшой степени заполнения мельниц φ и $\psi=75\%$ шары в мельнице с лифтерами отрываются при значительно больших углах, чем в мельнице без лифтеров. При больших φ отрыв шаров при гладкой футеровке и лифтерах происходит примерно в одном месте.

Угол падения может быть уменьшен путем установки лифтеров. В зависимости от φ и числа лифтеров снижение угла падения по сравнению с гладкой футеровкой составляет 10—20°. Зависимость угла отрыва от числа лифтеров менее четкая: вначале он уменьшается, а затем увеличивается.

Расчет удельной шаровой загрузки барабана мельницы (среднее число шаров на единицу площади) показывает, что наиболее плотная укладка их соответствует $\alpha_1=150^\circ$. Несмотря на высокую скорость соскальзывания шаров, относительное заполнение барабана достигает в этом случае $\varphi=45\%$.

Таким образом, области отрыва и падения шаров соприкасаются непосредственно одна с другой.

Теория Э. В. Дэвиса допускает некоторые упрощения, однако она дает возможность с некоторым приближением рассмотреть механику движения измельчающей среды.

§ 2. ТРАЕКТОРИЯ ДВИЖЕНИЯ ИЗМЕЛЬЧАЮЩЕГО ТЕЛА В БАРАБАНЕ

Измельчающее тело после отрыва от футеровки барабана или от внешнего по отношению к данному слою тел движется по параболической траектории с начальной скоростью v , равной его окружной скорости вращения (рис. 103).

В системе координат xAy текущие координаты параболы будут

$$x = vt \cos \alpha;$$

$$y = vt \sin \alpha - gt^2/2,$$

где α — угол отрыва; t — время от начала полета тела.

Подставив значение t из первого равенства во второе, с учетом ф-лы (163) получим уравнение параболы

$$y = x \operatorname{tg} \alpha - x^2/(2R \cos^3 \alpha). \quad (169)$$

Положение тела в момент перехода с круговой траектории на параболическую определяется углом α , который может быть найден из уравнения (157).

Положение точки падения B тела определяется координатами x_B и y_B относительно координат xAy либо углом β .

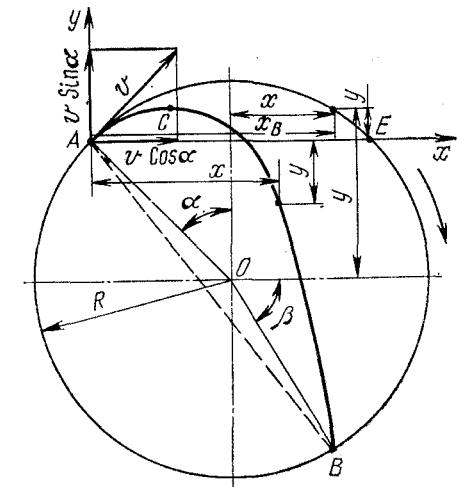


Рис. 103. Траектория движения измельчающего тела в барабанной мельнице

Так как точка B находится на пересечении параболы и окружности, то для нахождения ее координат x_B и y_B необходимо совместно решить уравнения параболы и окружности.

Уравнение окружности с началом координат в центре барабана O

$$x^2 + y^2 = R^2.$$

Уравнение окружности в системе координат xAy (см. рис. 103)

$$(x - R \sin \alpha)^2 + (y + R \cos \alpha)^2 = R^2.$$

После преобразования получаем

$$x^2 + y^2 - 2Rx \sin \alpha + 2Ry \cos \alpha = 0. \quad (170)$$

Решая совместно уравнения (169) и (170), находим координаты точки B

$$x_B = 4R \sin \alpha \cos^2 \alpha \quad (171)$$

$$y_B = -4R \sin^2 \alpha \cos \alpha. \quad (172)$$

По рис. 103 определяем

$$\operatorname{tg} \angle BAE = \frac{y_B}{x_B} = \frac{-4R \sin^2 \alpha \cos \alpha}{4R \sin \alpha \cos^2 \alpha} = -\operatorname{tg} \alpha.$$

Таким образом, вписанный угол, опирающийся на дугу BE , равен α , а сама дуга BE равна 2α . Тогда дуга BEA равна 4α . Угол β можно определить следующим образом (см. рис. 104):

$$\beta = 4\alpha - (\alpha + \pi/2) = 3\alpha - \pi/2. \quad (173)$$

Координаты точки C можно определить, приравняв первую производную уравнения параболы (169) к нулю

$$y' = \operatorname{tg} \alpha - 2x/(2R \cos^3 \alpha) = 0,$$

откуда

$$x_c = R \sin \alpha \cos^2 \alpha.$$

Подставив значение x_c в уравнение (169), получим

$$y_c = R \sin \alpha \cos^2 \alpha \operatorname{tg} \alpha - \frac{R^2 \sin^2 \alpha \cos^4 \alpha}{2R \cos^3 \alpha} = 0,5R \sin^2 \alpha \cos \alpha. \quad (174)$$

§ 3. СКОРОСТЬ ИЗМЕЛЬЧАЮЩЕГО ТЕЛА В МОМЕНТ УДАРА ПО ИЗМЕЛЬЧАЕМОМУ МАТЕРИАЛУ

В барабанных мельницах наилучшее измельчение достигается при частотах вращения, обеспечивающих максимальное число ударов измельчающих тел по измельчаемому материалу.

При ударном разрушении основным влияющим параметром является скорость измельчающего тела в точке падения (скорость удара). Частицы неправильной формы практически могут измельчаться при углах падения меньше 30° вследствие наличия зародышевых трещин и перенапряжений.

Измельчающее тело падает на подвижную, вращающуюся с окружной скоростью v , поверхность футеровки или на внешний (по отношению к данному) слой тел с относительной скоростью v_r (рис. 104). Последнюю можно рассматривать как геометрическую сумму радиальной составляющей v_n скорости падения v_p в точке B и относительной касательной скорости v_k , т. е.

$$v_r^2 = v_n^2 + v_k^2,$$

где v_k — алгебраическая разность скоростей движения внешнего слоя (или футеровки) по окружности и касательной составляющей движения тела по параболе $v_k = v - v_t$.

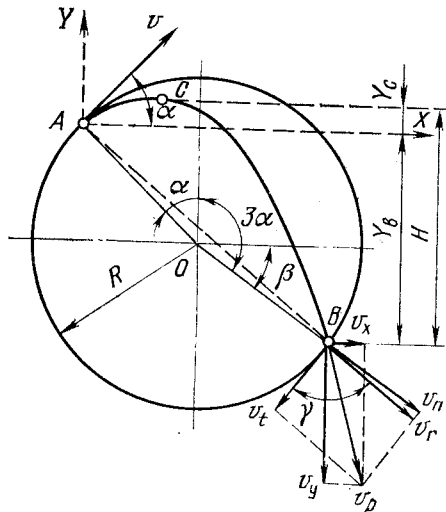


Рис. 104. Составляющие скорости падения шара в конце параболической траектории движения

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

Скорость v_x представляет собой проекцию окружной скорости тела на ось x (см. рис. 104)

$$v_x = v \cos \alpha.$$

Скорость v_y представляет собой скорость вертикального движения тела в точке B

$$v_y = \sqrt{2gH}, \quad (175)$$

где $H = Y_B + Y_C$ — высота падения тела.

Значения Y_B и Y_C принимаем согласно уравнениям (172) и (174). Тогда

$$H = 4R \sin^2 \alpha \cos \alpha + 0,5R \sin^2 \alpha \cos \alpha = 4,5R \sin^2 \alpha \cos \alpha.$$

После подстановки значения H в уравнение (175) получаем

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

Скорость падения тела по параболе в точке B

$$v_p = \sqrt{v_x^2 + v_y^2} = \sqrt{v^2 \cos^2 \alpha + 9v^2 \sin^2 \alpha} = v \sqrt{1 + 8 \sin^2 \alpha}. \quad (176)$$

Разложим v_p на радиальную v_n , направленную по линии удара*, и тангенциальную v_t , направленную перпендикулярно к линии удара, составляющие.

Угол между направлениями v_n и v_x (см. рис. 103, 104) равен β . Так как проекция геометрической суммы векторов на какую-либо ось равна алгебраической сумме проекции составляющих на ту же ось, то в нашем случае (см. рис. 104) для определения проекции v_p на направление v_n необходимо спроектировать ее составляющие v_x и v_y : $v_n = v_x \cos \beta + v_y \sin \beta$.

Так как $\beta = 3\alpha - \pi/2$, то

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

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

Заменив $v_x = v \cos \alpha$ и $v_y = 3v \sin \alpha$ и подставив значения $\cos \beta$ и $\sin \beta$, после соответствующих преобразований получим

$$v_n = 8v \sin^3 \alpha \cos \alpha. \quad (177)$$

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

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

$$v_t = 3v \sin \alpha (3 \sin \alpha - 4 \sin^3 \alpha) - v \cos \alpha (3 \cos \alpha - 4 \cos^3 \alpha).$$

* Линией удара называется прямая, проходящая через точку падения тела перпендикулярно к поверхности соприкосновения.

Произведя соответствующие преобразования, получим

$$v_t = v(1 + 4 \sin^2 \alpha - 8 \sin^4 \alpha). \quad (178)$$

Тогда относительная касательная скорость

$$v_k = v - v_t = v(8 \sin^4 \alpha - 4 \sin^2 \alpha). \quad (179)$$

Зная v_n и v_k , находим v_r :

$$v_r = \sqrt{v_n^2 + v_k^2} = \sqrt{64v^2 \sin^6 \alpha \cos^2 \alpha + v^2(8 \sin^4 \alpha - 4 \sin^2 \alpha)^2} = 4v \sin^2 \alpha. \quad (180)$$

Направление относительной скорости v_r определяется углом γ

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

Следовательно,

$$\gamma = 2\alpha. \quad (181)$$

А. Жуазелем предложено с точностью, достаточной для практики, определять скорость измельчающего тела v (м/с) в момент удара по следующей формуле:

$$v = 4 \sin^2 \alpha \cos \alpha \sqrt{ga}, \quad (182)$$

где $a = g(30/\pi n)^2$, м; $\cos \alpha = R/a$; R — радиус барабана мельницы, м.

Если принять, что частота вращения барабана мельницы $n = 32/\sqrt{D}$, где D — диаметр барабана мельницы, то $\cos \alpha = 1/\sqrt{3} = 0,577$ и $a = D$.

После преобразования формулы (182) получим формулу для определения средней скорости $v_{\text{ср}}$ (м/с) измельчающего тела в момент удара

$$v_{\text{ср}} = 4,8 \sqrt{D}, \quad (183)$$

где D — диаметр барабана мельницы, м.

§ 4. ВЛИЯНИЕ МАССЫ (КРУПНОСТИ) ТЕЛ ИЗМЕЛЬЧАЮЩЕЙ СРЕДЫ НА РАБОТУ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

Показатели работы барабанных мельниц в значительной степени зависят от: массы (крупности) тел измельчающей среды, скорости соударения измельчающих тел и зерен измельчаемого материала, числа ударов измельчающих тел по измельчаемой среде, относительной скорости вращения мельницы и заполнения ее измельчающей средой, коэффициента трения измельчаемого материала мельницы и других факторов.

Экспериментально установлено, что для измельчения крупных и твердых материалов необходимо применять измельчающие тела (шары) больших размеров, а для мелких и мягких — меньших размеров. При постоянном коэффициенте заполнения мельницы с уменьшением размера шаров число ударов в мель-

нице увеличивается. Поэтому необходимо стремиться применять измельчающие тела наименьших допустимых размеров. Установлено, что при заполнении мельницы шарами одного размера измельчение менее эффективно, чем при использовании шаров разных размеров.

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

$$E = mv_p^2/2, \quad (184)$$

где m — масса тела; v_p — скорость тела в момент удара.

Только часть этой энергии расходуется на измельчение ударом

$$E_n = mv_n^2/2, \quad (185)$$

где v_n — нормальная составляющая скорости измельчающего тела при подходе в точку B (см. рис. 104).

Другая часть E_t расходуется на измельчение руды раздавливанием и истиранием скользящими и перекатывающимися телами:

$$E_t = mv_t^2/2, \quad (186)$$

где v_t — тангенциальная составляющая скорости падения куска измельчающей среды в точке B .

Изменяя частоту вращения барабана, можно изменять E_n и E_t .

Подставив значение v_n из уравнения (177), получим

$$E_n = m(8v \sin^3 \alpha \cos \alpha)^2/2 = m/2 \cdot (8\pi Dn \sin^3 \alpha \cos \alpha/60)^2, \quad (187)$$

где $v = \pi Dn/60$ — окружная скорость падающих тел, м/с; α — угол их отрыва, градус; D — диаметр слоя падающих тел, м; n — частота вращения барабана, мин⁻¹; m — масса тела, кг.

За один оборот барабана через сечение AB (рис. 105) по круговым траекториям проходит следующий объем измельчающих тел:

$$\pi(R_n^2 - R_b^2)L = \pi R_n^2(1 - k^2)L,$$

где $k = R_b/R_n$ — отношение радиусов внутреннего и наружного слоев измельчающих тел; L — длина барабана, м.

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

$$\pi R_n^2(1 - k^2)L = \Pi \phi \pi R_n^2 L.$$

Следовательно,

$$\Pi = (1 - k^2)/\phi, \quad (188)$$

где ϕ — коэффициент заполнения барабана измельчающей средой.

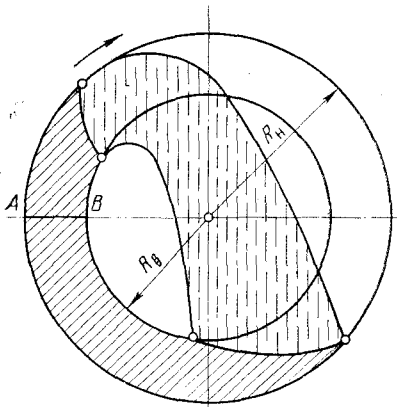


Рис. 105. Оборачиваемость всей измельчающей среды в мельнице

Таблица 19. Значения k для различных φ и ψ

$\varphi, \%$	$\psi, \%$				
	70	75	80	85	90
30	0,635	0,700	0,746	0,777	0,802
35	—	0,618	0,683	0,726	0,759
40	—	0,508	0,606	0,669	0,711
45	—	—	0,506	0,600	0,656
50	—	—	—	0,508	0,592

Значение параметра k принимается в зависимости от φ и относительной скорости ψ (табл. 19).

Выражая n через $42,3\psi/\sqrt{D}$, можно уравнение (187) представить в следующем виде:

$$E_n = \frac{m}{2} \left(\frac{8\pi D \cdot 42,3\psi \sin^3 \alpha \cos \alpha}{60 \sqrt{D}} \right)^2 = AmD, \quad (189)$$

где

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

Допустим, что N зерен измельчаемого материала массой m_1 каждое движутся навстречу неподвижному измельчающему телу массой m со скоростью соударения v_c . Очевидно, их суммарная энергия будет

$$E_c = \frac{Nm_1 v_c^2}{2}.$$

Примем, что $E_c = E_n$.

Отсюда

$$Nm_1 v_c^2 / 2 = AmD. \quad (190)$$

Эквивалентный диаметр измельчающего тела d_3 (м) равен

$$d_3 = 1,24 \sqrt[3]{m/\delta}, \quad (191)$$

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

Подставив значение m из формулы (190) в формулу (191), получим:

$$d_3 = 0,98 \sqrt[3]{Nm_1 v_c^2 / (AD\delta)}. \quad (192)$$

Таким образом, размеры измельчающих тел d_3 должны быть прямо пропорциональны корню кубическому из массы измельчаемых зерен m_1 и скорости соударения v_c в квадрате и обратно пропорциональны корню кубическому из диаметра рассматриваемого слоя измельчающей среды D .

Выбор крупности измельчающих тел должен производиться с учетом крепости и крупности исходной руды, диаметра мельницы, относительной частоты вращения барабана и коэффициента загрузки его дробящими телами и измельчаемым материалом.

Кинетическая энергия E_n измельчающего тела массой m должна быть достаточной для разрушения измельчаемого материала максимальной крупности d и массой M , т. е.

$$E_n \geq E_p M,$$

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

С учетом к. п. д. удара η и отношения радиусов внутреннего и наружного слоев измельчающих тел в мельнице k

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

После подстановки вместо E_n величины AmD получаем

$$AmDk\eta = E_p M;$$

$$m = E_p M / ARD\eta, \quad (193)$$

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

Определив эмпирически начальную энергию разрушения E_p зерен данной крупности и вычислив значение A (с учетом данных табл. 19), можно найти необходимую массу измельчающего тела m .

Диаметр шара определяется по формуле (191) после подстановки в нее полученного значения m :

$$d_{ш} = 1,24 \sqrt[3]{\frac{E_p M}{AkD\eta\delta}}$$

Бонд для определения максимального диаметра шара предложил формулу

$$d_{ш} = 25,4 \left(\frac{F}{350} \right)^{0,5} \left(\frac{305\delta\omega_i}{\psi D} \right)^{0,33}, \quad (194)$$

где $d_{ш}$ — диаметр шара, мм; F — размер отверстия сита, через которое проходит 80% исходного материала, мкм; δ — плотность руды, г/см³; ψ — относительная частота вращения барабана, %; D — диаметр мельницы, мм; ω_i — индекс работы.

Если расчет покажет, что максимальный размер шара меньше 1/80 диаметра барабана мельницы, то по Бонду

минимальная энергия, необходимая для приведения в движение 1 т шаров в мельнице с диаметром более 3 м, должна определяться по формуле

$$E_{\min} = \frac{1}{2} \left(\frac{3D}{6100} - \frac{d_{\text{ш}}}{25,4} \right), \quad (195)$$

где E_{\min} — минимальная удельная энергия, кВт·ч/т; D — диаметр барабана мельницы, мм; $d_{\text{ш}}$ — диаметр шаров, мм.

Пример. Мельница диаметром 4880 мм должна быть заполнена шарами диаметром до 38 мм. Найти E_{\min} .

$$E_{\min} = \frac{1}{2} \left(\frac{3 \cdot 4880}{6100} - \frac{38}{25,4} \right) = 0,45 \text{ кВт·ч/т.}$$

За рубежом в мельницах диаметром 4,5—5,5 м при крупности исходной руды до 15 мм применяют шары диаметром от 50 до 76 мм. Соотношение между диаметром шара и мельницы находится в пределах от 1/80 до 1/100. На отечественных фабриках для измельчения железной руды крупностью 25—0 мм в мельницах диаметром 4—4,5 м применяют шары диаметром 100—125 мм, мельницы II и III стадий измельчения загружают шарами диаметром 60—80 и 40 мм соответственно. За рубежом мельницы II стадии при тонком измельчении загружают шарами диаметром 25—30 мм. Применение шаров диаметром 30 мм вместо 40 мм позволяет повысить производительность мельницы на 10—12%. В Кривбассе начали применять в мельницах III стадии измельчения чугунные цельпесы размером 25×27×35 мм.

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

§ 5. ВЛИЯНИЕ СКОРОСТИ СОУДАРЕНИЯ И ЧИСЛА УДАРОВ НА РАБОТУ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

Сообщение скорости удара (соударения) измельчающим телам (частицам измельчаемого материала) производится с помощью гравитационных сил (барабанные и вибрационные мельницы), струй (струйные мельницы), центробежных сил (роторные мельницы-дробилки).

Решая уравнение (190) относительно скорости соударения, получаем:

$$v_c = \sqrt{2AmD/(m_1N)}. \quad (196)$$

Скорость соударения прямо пропорциональна корню квадратному из отношения массы дробящего тела m к массе измельчаемого зерна m_1 , диаметру D слоя измельчающей среды и

обратно пропорциональна числу зерен N , соударяющихся с телом массой m .

При тонком измельчении материалов необходимо обеспечить большие скорости соударения (более 100 м/с). Поэтому при тонком и сверхтонком измельчении целесообразно создавать благоприятные условия для развития истирания при условии обеспечения необходимой степени раскрытия рудных и нерудных минералов и минимального их переизмельчения.

Установлено, что при измельчении выход расчетного класса (—0,074 мм) пропорционален числу ударов измельчающих тел по измельчаемым зернам руды.

В барабанной мельнице число этих ударов C по одному рудному зерну со средней массой m_1 прямо пропорционально числу измельчающих тел, находящихся в мельнице G_1/m , частоте вращения барабана n , числу циклов измельчающей среды ζ , продолжительности измельчения t и обратно пропорционально числу рудных зерен массой m_1 в мельнице (G_2/Nm_1).

$$C = \frac{G_1 N m_1 n \zeta t}{m G_2} \cdot \frac{G_2}{G_1 + G_2}, \quad (197)$$

где G_1 и G_2 — масса измельчающих тел и руды, находящихся в мельнице, кг; m — масса измельчающего тела, кг; N — число измельчаемых зерен массой m_1 (кг), попадающих под удар измельчающего тела массой m .

Вероятность удара измельчающего тела по измельчаемому зерну ориентировочно учитывается отношением $G_2/(G_1 + G_2)$.

При относительной частоте вращения барабана мельницы $\psi = 0,8$ формула (197) может быть преобразована следующим образом:

$$C = \frac{G_1 N m_1 \zeta}{m (G_1 + G_2)} \cdot \frac{34}{\sqrt{D}} \cdot \frac{L}{v_m},$$

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 $\psi = \text{const}$, $G_1 N m_1 \zeta 34 / [m (G_1 + G_2)] = \text{const}$ и постоянной скорости движения материала вдоль мельницы v_m

$$C = RL/\sqrt{D}, \quad (198)$$

где R — коэффициент пропорциональности,

$$R = G_1 N m_1 \zeta 34 / [m (G_1 + G_2) v_m].$$

При постоянном отношении $D:L$ и равенстве коэффициентов пропорциональности $R_1 = R_2$ для сравниваемых мельниц с увеличением размера мельницы наблюдается следующая зависимость:

$$C_2 = C_1 \frac{L_2}{L_1} \left(\frac{D_1}{D_2} \right)^{0,5}. \quad (199)$$

§ 6. МОЩНОСТЬ, ПОТРЕБЛЯЕМАЯ БАРАБАННЫМИ МЕЛЬНИЦАМИ

Мощность, затрачиваемая на приведение в движение измельчающих тел (шаров, стержней, руды), условно называется полезной мощностью N (кВт). Мощность, расходуемая на вращение барабана, N_6 (кВт)

$$N_6 = N + N_x + N_d, \quad (200)$$

где N_x — мощность, затрачиваемая в режиме холостого хода (без измельчения); N_d — дополнительная мощность, расходуемая на преодоление сил трения в цапфах мельницы при загрузке измельчающей среды.

Мощность на валу двигателя

$$N_{в.д} = N_6 / \eta,$$

где η — к. п. д. привода. При ориентировочных расчетах $\eta = 0,8$. Установленная (номинальная) мощность электродвигателя

$$N_{дв} = k_y N_{в.д}, \quad (201)$$

где k_y — коэффициент запаса (принимается $k_y \approx 1,1$). Полная мощность, потребляемая электродвигателем из сети

$$N_9 = N_{дв} / \eta_9, \quad (202)$$

где η_9 — к. п. д. электродвигателя (в среднем $\eta_9 = 0,92$).

Мощность, затрачиваемую только на трение в главных подшипниках $N_{п} = N_x + N_d$, определяют по мощности, затрачиваемой на вращение барабана при концентрически расположенном на нем грузе, равном по массе общей загрузке барабана.

Для мельниц диаметром $D > 2$ м (шаровых и самоизмельчения) потери мощности $N_{п}$ в венцовой зубчатой передаче и в подшипниках вала шестерни составляют примерно 2,5 % от полезной мощности. С учетом вышесказанного

$$N_9 = 1,025 N / \eta_9. \quad (203)$$

Пользуясь формулой (203), можно ориентировочно определить полезную мощность N по измеренному значению N_9 .

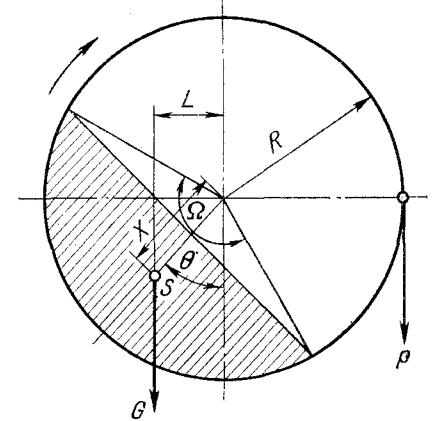
Полезная мощность N (кВт), потребляемая шаровой мельницей при каскадном режиме измельчения, может быть рассчитана по формуле проф. С. Е. Андреева

$$N = 3,63 D^{2,5} L \delta \psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin \theta, \quad (204)$$

где D , L — диаметр и длина барабана, м; δ — насыпная плотность шаров, т/м³. С учетом того что масса загрузки $G = L \delta \pi D^2 / 4$, имеем

$$N = 4,62 \frac{G}{\pi} \psi \sqrt{D} \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin \theta, \quad (205)$$

Рис. 106. Схема каскадного режима работы барабанной мельницы



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 (рис. 106); θ — угол поворота шаровой загрузки.

Для мельниц различных размеров при одинаковых значениях ψ и ϕ углы Ω и θ остаются постоянными. В формуле (204) произведение всех постоянных можно заменить одним коэффициентом k :

$$k = 3,63 \delta \psi \sin^3 \frac{\Omega}{2} \sin \theta.$$

Тогда

$$N = k D^{2,5} L. \quad (206)$$

Пользуясь уравнением (206), можно определить мощность проектируемой мельницы, зная мощность работающей в аналогичных условиях.

Для расчета полезной мощности N (кВт), потребляемой шаровой мельницей при водопадном режиме, Н. П. Неронов предложил формулу

$$N = 3,46 \frac{M}{\phi} \sqrt{D} \phi^3 \left[2(1 - k^4) - \frac{4}{3} \phi^4 (1 - k^6) \right], \quad (207)$$

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 наружного слоев измельчающих тел (см. рис. 105).

В формуле (207) за полезную мощность принято считать только мощность, потребляемую для подъема шаров от точки падения на круговые траектории до точки перехода на параболическую траекторию.

Формула (207) выведена без учета скольжения шаров по футеровке барабана, поэтому ее применение ограничено.

В. А. Олевский предложил обобщенную формулу для расчета полезной мощности N_6 (кВт)

$$N_6 = N = N_0 S, \quad (208)$$

где N_0 — основной параметр мощности; S — безразмерный параметр режима.

$$N_0 = A \delta V \sqrt{D} S,$$

где A — постоянная величина ($A = g \sqrt{g} / 6\pi = 231 \text{ м}^{1,5} / \text{с}^3$); δ — насыпная плотность шаров ($\delta = 4,6 \text{ т/м}^3$); V — объем барабана, м^3 ; D — диаметр барабана (внутренний), м. Параметр S зависит от φ и ψ .

Для определения зависимости $S = f(\varphi, \psi)$ предложено несколько теоретических и эмпирических формул. Так как на практике чаще применяется смешанный режим работы мельниц, В. А. Олевский рекомендует при расчете мощности пользоваться эмпирическими формулами для смешанного режима, поскольку теория этого режима разработана еще недостаточно.

При постоянной степени заполнения φ и скорости вращения ψ теоретическая формула для N при водопадном режиме измельчения принимает вид

$$N = k_1 D^{2,5} L, \quad (209)$$

где k_1 — коэффициент пропорциональности.

Удельной полезной мощностью N' называется мощность, приходящаяся на единицу внутреннего объема мельницы

$$N' = N/V = k_1 D^{2,5} L / [(\pi D^2/4) L] = k_2 D^{0,5}. \quad (210)$$

Для расчета мощности N (кВт), потребляемой барабанными мельницами при смешанном режиме, обычно пользуются формулой ВТИ — ЦКТИ (Всесоюзный теплотехнический и Центральный котлотурбинный институты)

$$N = 3,3 \sqrt{2} \delta D^{2,5} L \varphi^{0,9} \psi, \quad (211)$$

где D и L — диаметр и длина барабана мельницы, м; φ , ψ , δ — имеют прежние значения.

Для определения полезной мощности N (кВт), потребляемой мельницей самоизмельчения типа ММС, рекомендована формула ВТИ — ЦКТИ, в которую введены коэффициенты k_c и k_b

$$N = 3,3 \sqrt{2} \delta_n D^{2,5} L \varphi^{0,9} \psi k_c k_b, \quad (212)$$

где δ_n — насыпная плотность загрузки мельницы, т/м^3 ; k_c — коэффициент, учитывающий переход от сухого способа измельчения к мокрому; k_b — коэффициент, учитывающий изменение содержания твердого в пульпе P .

При $55\% < P < 75\%$

$$k_c = 1,1 \div 1,2; \quad k_b = 0,93 + 0,007(P - 55).$$

При $0,35 < \varphi < 0,4$ и $0,75 n_{кр} < \psi < 0,8 n_{кр}$ расчетные и опытные данные совпадают достаточно хорошо (отклонение находится в пределах 4—10%).

Для расчета полезной мощности, потребляемой шаровыми $N_{ш}$ (кВт) и стержневыми $N_{ст}$ (кВт) мельницами, а также

мельницами самоизмельчения (полусамозмельчения), Бонд предложил следующие эмпирические формулы.

Для шаровых мельниц, мельниц рудного и полусамозмельчения

$$N_{ш} = 3,86 D^{2,3} L \delta_n \psi (3,2 - 3\varphi) \psi (1 - 0,1/2^{9-10\varphi}), \quad (213)$$

где D — внутренний диаметр мельниц, м; L — внутренняя длина мельницы, м; δ_n — насыпная плотность измельчающей среды, т/м^3 ; φ — степень заполнения мельницы нагрузкой, доли ед. (для мельниц самоизмельчения и полусамозмельчения $\varphi = 0,3 \div 0,35$); ψ — относительная частота вращения мельницы, доли ед.

По формуле (213) определяется мощность на валу малой шестерни зубчатой венцовой передачи для мельниц сливного типа. Для мельниц мокрого измельчения с разгрузкой через решетку вводится поправочный коэффициент $k_1 = 1,12 \div 1,15$, а для мельниц сухого измельчения с решеткой — коэффициент 1,08.

Для стержневых мельниц

$$N_{ст} = 1,375 D^{2,33} L \delta_n \varphi (6,3 - 5,4\varphi) \psi, \quad (214)$$

где δ_n — насыпная плотность стержневой загрузки, т/м^3 (для новых стержней $6,25 \text{ т/м}^3$, для бывших в работе сортированных $5,75 \text{ т/м}^3$, то же, но не сортированных $5,6 \text{ т/м}^3$).

Глава X

РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ЭКСПЛУАТАЦИЯ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

§ 1. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

Производительность барабанных мельниц определяется массой измельченного исходного материала или вновь образованного определенного («расчетного») класса крупности (например, —0,074 мм) в единицу времени.

При эксплуатации мельниц на их производительность и показатели измельчения оказывают влияние открытый и замкнутый циклы измельчения; крупность, форма, плотность и твердость измельчающих тел; разжижение пульпы в мельнице; степень заполнения мельницы измельчающей средой; относительная частота вращения барабана мельницы; эффективность классификации и др.

Влияние замкнутого и открытого циклов измельчения рассмотрено в § 4 главы X, а измельчающих тел в § 5 и 6 главы IX. Разжижение пульпы в мельнице определяет ее текучесть. Чем плотнее пульпа, тем больше крупных зерен попадает к разгрузочной цапфе мельницы. В мельнице шаровой с центральной разгрузкой (МШЦ) это приводит к повышению крупности ча-

стиц разгрузки, а в мельнице с разгрузкой через решетку (МШР) не происходит увеличения крупного класса в разгрузке (он задерживается решеткой). При больших разжижениях пульпы материал быстрее проходит через разгрузочную решетку мельницы МШР. В мельницах МШЦ большие разжижения приводят к увеличению содержания тонких классов в разгрузке.

Кроме вышеперечисленных факторов на производительность барабанных мельниц влияют измельчаемость и крупность исходного материала, крупность измельченного продукта, размеры D и L , конструкция мельниц, эксплуатационные условия их работы.

При прочих равных условиях между измельчаемостью материала и производительностью мельницы наблюдается прямо пропорциональная зависимость. Чем меньше крупность исходного (измельчаемого) материала и чем крупнее продукт измельчения, тем выше производительность мельницы. Теоретическим подтверждением этой зависимости является закон Риттингера

$$6Q\delta^{-1}(d^{-1}-D^{-1})=k_n N, \quad (215)$$

где Q — производительность мельницы; δ — плотность измельчаемого материала; D и d — средний размер зерна исходного и измельченного материала; k_n — коэффициент пропорциональности, зависящий от измельчаемости материала; N — полезная мощность, потребляемая мельницей.

Формула (215) может быть представлена следующим образом:

$$Q=\Delta N, \quad (216)$$

где $\Delta=k_n/[b\delta^{-1}(d^{-1}-D^{-1})]$ — эффективность измельчения, т/(кВт·ч).

Таким образом, при постоянных условиях измельчения материала производительность мельницы пропорциональна потребляемой полезной мощности. На практике принимают, что полезная мощность составляет от 75 до 90 % общей потребляемой мощности.

Между геометрическими размерами барабанной мельницы и полезной мощностью существует следующая зависимость:

$$N=kD^{2.5+2.6}L, \quad (217)$$

где k — коэффициент пропорциональности; D и L — диаметр и длина барабана мельницы.

Формула (217) справедлива 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 циркулирующую нагрузку, что предопределяет снижение ее удельной производительности. Оптимальная циркулирующая нагрузка этих мель-

ниц при определенном режиме работы обратно пропорциональна длине их барабана (рабочей части).

Подставив значение N из формулы (217) в формулу (216), получим

$$Q=\Delta kD^{2.5+2.6}L=cD^{2.5+2.6}L. \quad (218)$$

Таким образом, при прочих равных условиях производительность мельницы пропорциональна диаметру ее барабана в степени 2,5÷2,6 и его длине. Показатель степени D у шаровых мельниц 2,5, у мельниц самоизмельчения 2,6.

Удельной производительностью q барабанной мельницы называется производительность, приходящаяся на 1 м³ объема барабана

$$q=cD^{2.5+2.6}L/(\pi D^2L/4)=4cD^{0.5+0.6}/\pi=aD^{0.5+0.6}. \quad (219)$$

Отношение удельных производительностей двух мельниц, измельчающих один и тот же материал при одинаковом режиме работы, равно

$$q_2/q_1=(D_2/D_1)^{0.5+0.6}. \quad (220)$$

С ростом степени заполнения мельницы измельчающей средой (рудой) увеличивается расход энергии на измельчение, достигая максимума при $\varphi=50\%$ (каскадный режим). При этом соответственно растет производительность мельницы. Наиболее высокие показатели измельчения достигаются при следующих значениях φ и ψ .

Мельницы	Шаровые	Стержневые	«Каскад»	«Аэрофол»	Рудногалечные
φ , %	40—50	35—40	38—42	35—42	45—50
ψ , %	75—80	65—70	70—75	85—95	75—85

С увеличением относительной частоты наблюдается повышение потребляемой удельной мощности. Одновременно производительность и выход класса — 0,074 мм в расчете на 1 кВт·ч возрастают приблизительно так же, как и частота. Однако это справедливо до некоторого предела (для мельниц «Аэрофол» до $\varphi=0,95$, «Каскад» до $\varphi=0,85$). Когда в питании мельницы самоизмельчения содержится много мелочи, наблюдается снижение ее производительности. Так как в загрузке мельницы нет достаточного количества крупных кусков, которые могли бы раздробить куски средней величины, руда дробится очень медленно, главным образом истиранием.

Производительность мельницы тем выше, чем выше эффективность классификации. Низкая эффективность ее особенно отрицательно сказывается на работе мельницы при малых циркулирующих продуктах. Повышение эффективности классифика-

ции предопределяет уменьшение количества переизмельченного материала.

Увеличение скорости прохождения материала через мельницу, имеющее место при возрастании циркулирующей нагрузки, способствует повышению эффективности работы измельчающей среды, уменьшению степени переизмельчения и повышению производительности мельницы.

Увеличение производительности мельницы, работающей в открытом цикле, приводит к увеличению скорости прохождения руды через мельницу, т. е. играет такую же роль, как циркулирующая нагрузка в замкнутых циклах. Для каждой разновидности руды имеются оптимальные значения общей производительности и циркулирующей нагрузки, при которых обеспечивается наиболее высокая производительность мельницы по готовому продукту.

§ 2. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

Производительность барабанных мельниц рассчитывают по методу подобия, т. е. исходя из практических данных их работы при режимах, близких к оптимальному. При этом учитывают различия в измельчаемости, крупности исходного и измельченного продукта, размерах и способе разгрузки мельницы.

Расчет производят по удельной производительности или по эффективности измельчения.

Экспериментально определяют удельную производительность эталонной (работающей на действующей фабрике) мельнице по вновь образованному расчетному классу q_1 [т/(м³·ч)]. Обычно за расчетный класс принимают класс — 0,074 мм.

Удельную производительность проектируемой мельницы q_2 [т/(м³·ч)] рассчитывают по формуле Разумова

$$q_2 = q_1 k_n k_k k_D k_T, \quad (221)$$

где k_n — коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости руд (определяется экспериментальным путем и представляет собой отношение производительностей мельницы по вновь образованному расчетному классу при измельчении исследуемой и эталонной руд);

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

При ориентировочных расчетах $k_k = m_2/m_1$, где m_2 и m_1 — относительные удельные производительности шаровых мельниц при проектируемой и эталонной крупности исходного материала и измельченного продукта (табл. 20); $k_D = (D_2/D_1)^{0,5}$ — коэффициент, учитывающий различие в размерах мельниц; k_T — коэффициент, учитывающий различие в типе мельниц. При переходе

Таблица 20. Значения относительной производительности шаровых мельниц

Крупность исходного материала, мм	Содержание класса — 0,074 мм в измельченном продукте, %					
	40	48	60	72	85	95
—40+0	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
—20+0	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
—10+0	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,85
—5+0	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85

от шаровой мельницы с центральной разгрузкой к мельнице с принудительной разгрузкой $k_T = 1,1 \div 1,15$; при обратном переходе $k_T = 0,9 \div 0,85$.

Удельная производительность q [т/(м³·ч)] проектируемой мельницы по руде

$$q = q_2 / (\beta_2 - \alpha_2), \quad (222)$$

где α_2 и β_2 — содержание расчетного класса в исходном материале и измельченном продукте, доли ед.

Производительность Q_2 (т/ч) проектируемой мельницы по руде

$$Q_2 = qV_2 = q_2V_2 / (\beta_2 - \alpha_2), \quad (223)$$

где V_2 — объем проектируемой мельницы, м³.

Эффективность измельчения работающей Θ_1 [т/(кВт·ч)] и проектируемой Θ_2 [т/(кВт·ч)] мельниц по вновь образованному расчетному классу можно вычислить по следующим формулам:

$$\Theta_1 = q_1 V_1 / N_1; \quad (224)$$

$$\Theta_2 = q_2 V_2 / N_2; \quad (225)$$

где V_1 и V_2 — объемы работающей и проектируемой мельниц, м³; N_1 и N_2 — мощности, потребляемые ими, кВт.

Заменив q_2 в уравнении (225) на его значение из уравнения (221), получим

$$\Theta_2 = q_1 k_n k_k k_D k_T V_2 / N_2. \quad (226)$$

Между удельной мощностью проектируемой N_2' (кВт/м³) и эталонной N_1' (кВт/м³) мельниц существует следующая зависимость:

$$N_2' = N_1' (D_2/D_1)^{0,5},$$

тогда

$$N_2 = N_1' (D_2/D_1)^{0,5} k_T V_2. \quad (227)$$

Подставив значение N_2 из уравнения (227) в уравнение (226), получим

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_2 &= q_1 k_n k_k (D_2/D_1)^{0.5} k_T V_2 / [N_1 (D_2/D_1)^{0.5} k_T V_2] = \\ &= q_1 V_1 k_n k_k / N_1 V_1 = \mathcal{E}_1 k_n k_k. \end{aligned} \quad (228)$$

Эффективность измельчения по руде проектируемой мельницы

$$\mathcal{E} = Q_2/N_2 = qV_2/[N_2(\beta_2 - \alpha_2)] = \mathcal{E}_2/(\beta_2 - \alpha_2).$$

Производительность (т/ч) проектируемой мельницы по руде

$$Q_2 = \mathcal{E} N_2 = \mathcal{E}_2 N_2 / (\beta_2 - \alpha_2). \quad (229)$$

Пример. Рассчитать производительность шаровой мельницы размером $D_2 \times L_2 = 4000 \times 5000$ мм с принудительной разгрузкой и мощностью электродвигателя $N_2 = 1600$ кВт. Крупность исходной руды $-40+0$ мм. Содержание класса $-0,074$ мм в исходной руде и измельченном продукте соответственно $\alpha_2 = 5\%$ и $\beta_2 = 48\%$.

На действующей фабрике измельчается руда крупностью $-20+0$ мм в шаровой мельнице размером $D_1 \times L_1 = 3600 \times 4000$ мм с принудительной разгрузкой. Мощность двигателя этой мельницы $N_1 = 1000$ кВт, а удельная производительность по расчетному классу $q_1 = 1,4$ т/(м³·ч). Содержание класса $-0,074$ мм в исходной руде $\alpha_1 = 8\%$ и измельченном продукте $\beta_1 = 40\%$.

Коэффициент измельчаемости k_n руды, которая будет перерабатываться на проектируемой фабрике, по отношению к руде, измельчаемой на действующей фабрике, равен 1,12.

Расчет мельницы по удельной производительности:

а) значения коэффициентов, входящих в уравнение для определения удельной производительности

$$k_k = m_2/m_1 = 0,81/0,89 = 0,91;$$

$$k_D = (D_2/D_1)^{0.5} = (4/3,6)^{0.5} = 1,05;$$

$$k_T = 1;$$

б) удельная производительность по расчетному классу

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

в) внутренний объем проектируемой мельницы

$$V_2 = \pi D_2^2 L_2 / 4 = 3,14 (4 - 0,2)^2 \cdot 4,8 / 4 = 55 \text{ м}^3,$$

где 0,2 — двойная толщина футеровки, м;

г) производительность мельницы по руде

$$Q_2 = \frac{q_2 V_2}{\beta_2 - \alpha_2} = \frac{1,5 \cdot 55}{0,48 - 0,05} = 192 \text{ т/ч.}$$

Расчет мельницы по эффективности измельчения:

а) эффективность измельчения \mathcal{E}_1 по вновь образованному классу $-0,074$ мм работающей мельницы

$$\mathcal{E}_1 = \frac{q_1 V_1}{N_1 k} = \frac{1,4 \cdot 35,5}{1000 \cdot 0,85} = 0,0585 \text{ т/(кВт} \cdot \text{ч)},$$

где $k = 0,85$ — коэффициент, учитывающий отношение потребляемой мощности к установленной ($k = 0,85 \div 0,90$);

б) эффективность измельчения \mathcal{E}_2 по вновь образованному классу $-0,074$ мм проектируемой мельницы

$$\mathcal{E}_2 = \mathcal{E}_1 k_n k_k = 0,0585 \cdot 1,12 \cdot 0,91 = 0,0596 \text{ т/(кВт} \cdot \text{ч)};$$

в) производительность проектируемой мельницы по руде

$$Q_2 = \frac{\mathcal{E} N_2}{\beta_2 - \alpha_2} = \frac{0,0596 \cdot 1600 \cdot 0,85}{0,48 - 0,05} = 188 \text{ т/ч.}$$

Расчет производительности стержневых мельниц производят по эффективности измельчения (формулы 228, 229). Поправочный коэффициент на измельчаемость k_n принимается по опытным или лабораторным данным. Поправочный коэффициент k_k приближенно вычисляется так же, как и для шаровых мельниц.

За рубежом расчет шаровых мельниц производится по формуле Бонда

$$W = 10 \omega_i (P^{0.5} - F^{0.5}), \quad (230)$$

где W — энергия, требуемая для измельчения 1 короткой тонны руды до заданной крупности; ω_i — индекс работы по Бонду; F и P — размер отверстий, через которые проходит 80% исходного материала и измельченного продукта соответственно, мкм.

Индекс Бонда можно определить на основании опытов в лабораторной мельнице и в промышленных условиях по известным W , P и F .

Вычисленный по формуле (230) расход энергии действителен только для шаровой мельницы диаметром 2,4 м, работающей в замкнутом цикле с классификатором. Экспериментально Бонд доказал, что механический к. п. д. мельницы изменяется по отношению к диаметру мельницы в степени 0,3

$$\omega_{iD} = \omega_i (2,4/D)^{0.3}, \quad (231)$$

где D — диаметр рассчитываемой мельницы, м.

Поправку вводят для мельниц диаметром до 4 м. Для мельниц с большим диаметром поправка остается постоянной: $(2,4/4)^{0.3} = 0,858$.

Затем рассчитывают мощность N (кВт), потребляемую мельницей диаметром D по эмпирической формуле (213) и определяют производительность мельницы Q (т/ч)

$$Q = N_{ш} / \omega_{iD}.$$

По Бонду идеальной крупностью питания шаровых мельниц является класс $-3,3$ мм. На практике питание мельниц более крупное, что вызывает увеличение потребляемой мощности. Коэффициент E_F , учитывающий это увеличение, определяется по формуле

$$E_F = [i + (\omega_i - 7)(F - F_0)/F_0] / i, \quad (232)$$

где $i = F/P$ — степень измельчения; ω_i — индекс работы по Бонду; F — размер отверстия сита, через которое проходит

80 % питания, мкм; $F_0 = 4000 \sqrt{13/\omega_i}$ — оптимальный размер частиц питания, мкм.

Пример. Руда с индексом работы по Бонду $\omega_i = 16$ измельчается от крупности $D_{80} = 15$ мм до $d_{80} = 75$ мкм в шаровой мельнице.

Оптимальная крупность питания

$$F_0 = 4000 \sqrt{13/16} = 3605 \text{ мкм.}$$

Степень измельчения

$$i = 15000/75 = 200.$$

Поправочный коэффициент

$$E_F = [200 + (16 - 7)(15000 - 3605)/3605]/200 = 1,14.$$

Таким образом, для определения требуемого для измельчения расхода энергии необходимо полученный ранее удельный расход энергии умножить на 1,14.

После определения удельного расхода необходимо рассчитать размеры мельницы. Соотношение $L : D$ мельницы при мокром измельчении железных руд до крупности 80 % класса — 45 мкм принимают $L : D = 2 : 1$.

По методике Механобра определение производительности измельчительных установок производится на основании опытных данных производительности эталонной мельницы, работающей в условиях, близких к предполагаемым. Расчет удельной производительности проектируемой мельницы по вновь образованному расчетному классу крупности в замкнутом цикле измельчения производится по формуле

$$q_2 = q_1 k_n k_k k_\beta k_D k_t k_\phi k_{\delta n}, \quad (233)$$

где q_1 и q_2 — удельные производительности по вновь образованному расчетному классу эталонной и рассчитываемой мельницы;

k — коэффициенты, учитывающие влияние: k_n — измельчаемости руды, k_k — крупности исходного питания, k_β — крупности готового продукта, k_D — диаметра мельницы, k_t — типа мельницы, k_ϕ — заполнения мельницы измельчающей средой, $k_{\delta n}$ — относительной частоты вращения и $k_{\delta n}$ — плотности измельчающей среды в мельницах полусамои измельчения, самоизмельчения и рудогалечных. Значения этих коэффициентов приведены в Справочнике по обогащению руд.

Расчет производительности мельниц, работающих в открытом цикле, производится аналогично. В качестве эталонной мельницы принимается мельница соответствующего типа, работающая в открытом цикле. При отсутствии такого аналога производительность мельницы, работающей в открытом цикле, может быть принята по производительности ее при работе в замкнутом цикле, умноженной на поправочный коэффициент.

Для расчета производительности мельниц по стадиям необходимо определить приведенный объем мельниц в установке.

В Механобрчермете для определения производительности мельниц в многостадийных схемах магнитообогатительных фабрик применяется способ машинного расчета, разработанный С. Ф. Шинкоренко.

Производительность мельниц самоизмельчения можно опре-

делять на основании результатов работы промышленной мельницы на руде аналогичной измельчаемости или на основании результатов испытаний данной руды на полупромышленной мельнице диаметром $D = 1,5 \div 1,8$ м.

Удельную производительность q_2 [$\text{т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$] мельницы можно вычислить по формуле

$$q_2 = q_1 (D_2/D_1)^{0,6}, \quad (234)$$

где q_1 — удельная производительность работающей промышленной или полупромышленной мельницы, $\text{т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$; D_1 и D_2 — внутренние диаметры работающей (полупромышленной) и проектируемой мельниц (однотипных), м.

Производительность рудогалечных мельниц определяют на основании результатов их испытаний в промышленных условиях. Если размеры мельницы, на которой проводились испытания, не совпадают с размерами рассчитываемой мельницы, то производительность ее находят по формуле (234).

Расчетное число мельниц, необходимое для измельчения материала в одну стадию, определяется путем деления требуемой производительности мельниц по исходной руде Q_n ($\text{т}/\text{ч}$) на производительность одной мельницы Q ($\text{т}/\text{ч}$) с округлением в сторону увеличения.

Выбор размера и числа мельниц производится на основании технико-экономического сравнения конкурирующих вариантов по суммарной массе мельниц, суммарной установленной мощности и стоимости всех мельниц. Принимается наиболее экономичный вариант. При этом необходимо учитывать и другие условия, влияющие на выбор размера и числа мельниц: удобство размещения, ремонта и эксплуатации оборудования; эксплуатационные расходы и др.

§ 3. РАЗМЕЩЕНИЕ ОБОРУДОВАНИЯ В ЦЕХАХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ЭКСПЛУАТАЦИЯ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

В цехах при шаровом и бесшаровом способах измельчения исходная руда из бункера подается питателем на сборный ленточный конвейер. Затем наклонным конвейером она загружается в мельницу, работающую в замкнутом цикле с классификатором, гидроциклоном или грохотом. Пески классификатора обычно подаются в мельницу самотеком. Если это невозможно, применяют песковые насосы, винтовые конвейеры и т. д.

На рис. 107 приведена схема размещения оборудования на обогатительной фабрике при применении полного рудного самоизмельчения.

Сырьем служит руда крупностью 350—0 мм, выдаваемая непосредственно из карьера ленточными конвейерами после грохочения на колосниковом грохоте горной массы.

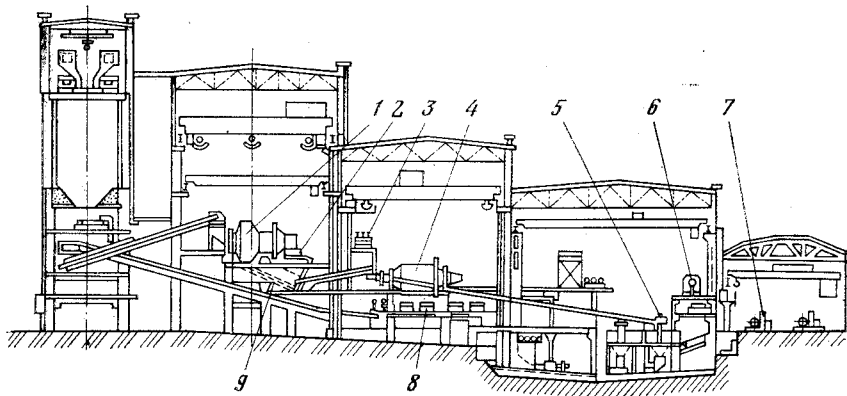


Рис. 107. Схема размещения оборудования на обогатительной фабрике:

1 — мельница ММС-7000-2300; 2 — грохот вибрационный; 3 — гидроциклон диаметром 350 мм; 4 — мельница рудногалечная МРГ4000×87500; 5 — дешламатор магнитный; 6 — дисковый вакуум-фильтр; 7 — вакуум-насос; 8 — сепаратор магнитный барабанный; 9 — односпиральный классификатор диаметром 2,4 м

Измельчение исходной руды производится в две стадии: первая стадия в мельницах самоизмельчения «Каскад» ($7,0 \times 2,3$ м) до содержания 60 % класса — 0,074 мм, вторая стадия в рудногалечных мельницах размером $4,0 \times 5,5$ м или $4,0 \times 7,5$ м до содержания 98 % класса — 0,074 мм.

Первая стадия измельчения производится в замкнутом цикле со спиральными классификаторами. Выделение гальки из разгрузки мельницы «Каскад» осуществляется посредством бутары. Вторая стадия измельчения осуществляется в замкнутом цикле с гидроциклонами. Скрап «гальки» второй стадии измельчения выделяется с помощью бутары и доизмельчается в мельнице «Каскад».

Обогащение — трехстадиальное: магнитной сепарации подвергаются сливы первой стадии классификации, сливы второй стадии измельчения и обесшламленные сливы второй стадии классификации. Концентрат обесшламливается и обезвоживается на дисковых вакуум-фильтрах.

Корпус обогащения состоит из трех пролетов: бункерного, измельчения, магнитной сепарации и фильтрования.

В пролете измельчения параллельно располагаются мельницы «Каскад» и рудногалечные. Подача исходной руды в мельнице «Каскад» осуществляется пластинчатыми питателями и системой конвейеров.

Разгрузка мельницы классифицируется в бутаре на классы 0—15, 15—40 и 40—120 мм. Класс 0—15 поступает в спиральные классификаторы, пески которых вместе с классом 15—40 мм системой конвейеров транспортируются в мельницу «Каскад». Сюда же поступает скрап «гальки» рудногалечной мельницы.

Пролет измельчения оборудован краном грузоподъемностью 320 т. Ремонт мельниц агрегатный. Для съема мельниц «Каскад» с фундамента предусмотрены специальные домкраты. Компоновка остальных отделений принципиально не отличается от компоновки отделений с шаровым измельчением.

Совершенствование проектных решений по шаровому измельчению идет по пути сокращения строительных объемов за счет применения нового, более производительного оборудования, снижения крупности дробленой руды (в результате замкнутого цикла дробления в последней стадии), последующего применения сухой магнитной сепарации. Совершенствование конструктивно-компоновочных решений по обогатительным фабрикам с самоизмельчением происходит в результате устранения неправильных проектных решений, выявленных в процессе эксплуатации.

В зависимости от схемы измельчения, типа и числа мельниц, классифицирующего оборудования и требуемого фронта обогащения применяют одно- или двухрядную компоновку с поперечным, продольным или смешанным расположением мельниц. Размещение мельниц самоизмельчения и рудногалечных рекомендуется производить в двух пролетах. Применение секции доработки скрапа и избытка гали требует технико-экономического обоснования.

В новых проектах измельчительных отделений предусмотрено их оснащение мостовыми кранами грузоподъемностью 100 т для ремонта мельниц на месте их установки. В первой стадии самоизмельчения предусмотрено грохочение разгрузки мельницы. Класс — 5 мм направляется на магнитную сепарацию, а рудная галья — в рудногалечные мельницы. Излишек рудной гали и скрап после дробления дорабатываются на отдельной секции, оборудованной шаровыми мельницами.

Одним из важнейших условий правильной эксплуатации мельниц является равномерность их питания по количеству, крепости и гранулометрическому составу, а также своевременная догрузка измельчающих тел. Догрузка шаров производится, исходя из фактически переработанного полезного ископаемого и среднего удельного расхода измельчающих тел. Для автоматической догрузки шаров у разгрузочной горловины мельницы устанавливают шаровые питатели. Шары изготовляют на жаропрочных станах из износостойкой стали марок 50Г, 60Г и 65Г. Догрузка стержней производится с помощью мостового крана при остановленной мельнице.

Расход электроэнергии и различных материалов на 1 т концентрата приведен ниже.

Электроэнергии, кВт·ч	50,7—76,0
Воды технической, м ³	18,6—30,3
Шаров, кг	2,499—3,966
Стержней, кг	0—0,809
Стали футеровочной, кг	0,262—0,456

По опытным данным расход измельчающих тел на 1 кВт·ч израсходованной на измельчение электроэнергии составляет (кг): шаров 0,091, стержней 0,12.

Для смазки коренных подшипников и подшипников качения применяются индустриальные масла (чаще марки 50). Смазка производится от централизованной циркуляционной системы смазки. Для смазки открытой зубчатой передачи часто применяют консистентные смазки.

Обслуживающий персонал измельчительных отделений обязан строго руководствоваться правилами эксплуатации измельчительного и классифицирующего оборудования.

Порядок пуска и остановки оборудования измельчительного отделения определяется технологической инструкцией, утвержденной главным инженером фабрики. Запрещается производить пуск мельницы при неисправности звуковой и световой сигнализации, защитных ограждений движущихся частей, приборов, контролирующих температуру опорных подшипников и наличие масла в системе жидкой смазки; при наличии течи пульпы через отверстия для футеровочных болтов и другие неплотные соединения.

Обслуживающий персонал обязан знать возможные неисправности, причины их возникновения и способы устранения.

Запрещается проворачивание барабана мельницы, для установки его в необходимое положение, путем многократного включения основного электродвигателя.

§ 4. АВТОМАТИЧЕСКОЕ РЕГУЛИРОВАНИЕ ЦИКЛА ТОНКОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Так как производительность рудообогатительных фабрик в значительной степени зависит от цикла тонкого измельчения, то его автоматизации уделяется большое внимание.

Регулирование цикла измельчения сводится к обеспечению максимальной производительности мельницы при заданной гранулометрической характеристике измельченного материала.

Автоматизация процессов измельчения и классификации применяется для повышения производительности оборудования с выдачей продуктов заданного гранулометрического состава, обеспечения оптимальных параметров для последующих операций обогащения (флотации, магнитной сепарации и других операций). Нормами технологического проектирования обогатительных фабрик для руд цветных и черных металлов предусмотрены следующие основные системы автоматизации:

контроль и стабилизация питания мельниц исходной рудой. Дистанционное измерение массы руды, подаваемой в мельницу, производится автоматическими конвейерными весами; стабилизация питания — автоматическим регулированием скорости движения питателя под бункером для дробленой руды с учетом циркулирующей нагрузки по пескам;

регулирование подачи воды в мельницы первой стадии измельчения в зависимости от загрузки их рудой;

контроль и регулирование плотности пульпы на сливе классификатора или гидроциклона при помощи массовых, пьезометрических или радиоактивных плотномеров. Автоматическое регулирование плотности пульпы осуществляют подачей воды в разгрузочный желоб мельницы или в зумпф перед насосом;

регулирование подачи реагентов в зависимости от количества поступающей руды (для мельниц первой стадии измельчения) и от содержания твердого в пульпе, поступающей на доизмельчение или по остаточной концентрации ионов дозируемого реагента;

контроль уровня шума в шаровых и стержневых мельницах при помощи звукометрического метода;

контроль смазки подшипников мельниц.

К числу перспективных относятся следующие системы автоматизации:

контроль и регулирование плотности пульпы на сливе мельниц при помощи плотномеров и подачи воды соответственно;

контроль гранулометрического состава пульпы на сливе классификаторов и гидроциклонов при помощи гранулометров; дискретный или непрерывный контроль содержания полезного минерала в исходной руде при помощи автоматических анализаторов;

контроль циркулирующей нагрузки классификатора по расходу песков, поступающих из него в мельницу, или по мощности, потребляемой электродвигателем классификатора;

регулирование подачи шаров в мельницы в зависимости от подачи в них руды;

оптимальные схемы регулирования цикла измельчения по руде и воде с помощью счетно-решающих устройств и датчиков для определения уровня шума мельницы, циркулирующей нагрузки, гранулометрического состава пульпы и др.

На обогатительных фабриках контролируются производительность мельниц, гранулометрический состав продуктов измельчения и классификации, плотность пульпы, степень заполнения мельниц рудой и мелющими телами, расход воды на измельчение и классификацию, величина циркулирующей нагрузки, содержание анализируемых элементов в исходной руде и продуктах измельчения и др.

При регулировании процесса измельчения используют в основном следующие факторы: расход руды и воды в мельницу, расход воды в классификатор (или слив мельницы) и степень заполнения мельницы рудой.

Контроль производительности по исходной руде осуществляется автоматическими конвейерными весами, а по пульпе — расходомерами пульпы (или по расходу воды и плотности пульпы).

Для контроля гранулометрического состава продуктов измельчения применяются гранулометры. Контроль плотности слива мельниц дает возможность регулировать расход воды в мельницу и поддерживать его оптимальную степень разжижения. Контроль плотности и расхода слива классификатора дает возможность изменять косвенным путем производительность по твердому и судить о его гранулометрическом составе.

Максимальная производительность мельницы достигается при оптимальной степени ее заполнения рудой и измельчающими телами. Прямое взвешивание материала в мельнице затруднено, поэтому применяют косвенные методы: по уровню шума мельницы, по току электродвигателя мельницы, по мощности, потребляемой электродвигателем, и др. Уровень шума мельницы зависит от ее производительности по руде, крупность руды, циркулирующей нагрузки, расхода воды, измельчающей среды и состояния мельницы. Поэтому для повышения эффективности метода контроля заполнения шаровых и стержневых мельниц по уровню шума необходимо регулировать плотность слива классификатора и гранулометрический состав продуктов измельчения (подачей воды в мельницу), а также производить частую настройку звукометрической установки.

При контроле заполнения мельницы рудой измеряют общий уровень (интенсивность) шума в узкой полосе частот и средней частоте. Значения этих показателей уменьшаются с увеличением

степени заполнения мельницы. Типовым устройством для контроля уровня шума мельниц является установка «Звук», разработанная филиалом ВНИКИЦМА (г. Орджоникидзе). Установка состоит из микрофона, вторичного прибора с реостатным датчиком, электронного регулятора с датчиком корреляционной связи между уровнем шума мельницы и подачей воды, исполнительного механизма, изменяющего расход воды в мельницу, контура для стабилизации плотности слива классификатора и контура стабилизации соотношения руда — вода.

Уровень загрузки рудных и рудногалечных мельниц контролируют по току, потребляемому электродвигателем привода классификатора, или по

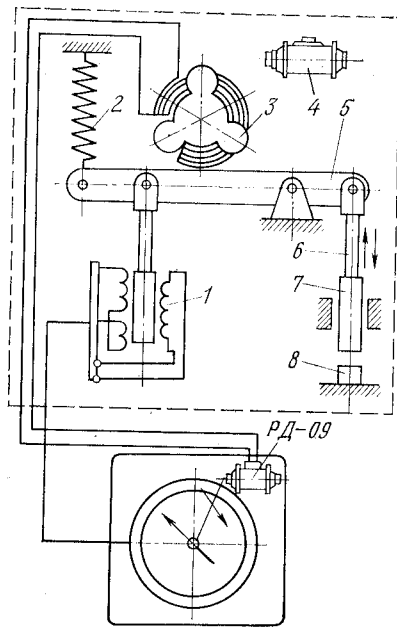


Рис. 108. Гранулометр «Микрон-3»

затрачиваемой им мощности. Эти методы характеризуются значительными погрешностями измерения, особенно первый. Регистратор поступления циркулирующей нагрузки, использующий сигнал, пропорциональный активной мощности двигателя, работает с меньшей погрешностью. Наиболее точным методом является метод прямого взвешивания циркулирующих песков с применением подвижного желоба, по которому они поступают из классификатора в мельницу. Подвижный желоб взвешивается, что дает возможность непрерывно получать сигнал, пропорциональный циркулирующей нагрузке.

Циркулирующую нагрузку можно рассчитать по данным анализа слива мельницы (питания классификатора).

В качестве прибора для определения гранулометрического состава материала рассмотрим гранулометр «Микрон-3» конструкции ВНИКИЦМА (рис. 108). Принцип действия прибора основан на выделении статистической зависимости между крупными и мелкими классами в исследуемой пульпе. Гранулометр состоит из датчика и вторичного регистрирующего прибора со шкалой измерения от 0 до 1 мм. Датчик состоит из микрометрического щупа 7, шарнирно соединенного с помощью штока 6 с коромыслом 5, к которому подвешен плунжер индукционно-трансформаторного датчика 1. Щуп 7 приводится в возвратно-поступательное движение двигателем 4 через кулачок 3. В исходное положение щуп 7 возвращается пружиной 2. Измеряют размеры крупных частиц в контролируемой пульпе автоматически по заданной программе щупом 7, погруженным вместе с пятой 8 в поток пульпы. Частота измерений — до 120 в минуту. Расстояние между щупом и пятой соответствует диаметру наиболее крупных частиц, попавших в зазор между ними. Абсолютные размеры частиц регистрируются на диаграмме вторичного прибора в виде интегральной кривой, определяющей средний диаметр крупных частиц. Вероятность абсолютных погрешностей по классу $+0,15$ мм составляет $\pm 2\%$ при $P=0,99$.

Установка «Микрон-3» предназначена для автоматического контроля и регулирования крупности твердой фазы пульпы механических классификаторов.

При автоматическом контроле плотность пульпы измеряют различными приборами.

Радиоактивный плотномер конструкции ВНИКИЦМА типа ПР-1024В имеет два источника γ -лучей: основной и контрольный. Основной служит для облучения контролируемой пульпы, а контрольный — для снижения погрешности измерения, возникающей при изменении параметров приемного тракта. Излучения обоих источников регистрируются одним и тем же приемником (сцинтилляционным счетчиком). При изменении плотности пульпы изменяется соотношение между сигналами основного и контрольного источников, которое регистрируется после усиления вторичным прибором. Плотномер типа ПР-1024В можно устанавливать на трубопроводах диаметром 100—300 мм

при плотности пульпы 500—3000 кг/м³. Погрешность измерения $\pm 2\%$.

Система контроля и стабилизации питания мельниц исходной рудой обеспечивает максимальную производительность цикла измельчения только при заданной крупности и измельчаемости руды. Так как на большинстве фабрик эти параметры изменяются в широких пределах, то при стабилизации исходного питания возможно как возникновение аварийного режима, так и неудовлетворительное использование мощности мельницы.

Максимальная производительность мельницы при заданной тонкости помола обеспечивается при оптимальной загрузке мельницы рудой.

§ 5. ПРАВИЛА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ДРОБЛЕНИИ, ИЗМЕЛЬЧЕНИИ И ГРОХОЧЕНИИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

В каждом дробильном или измельчительном отделении (цехе, фабрике) должен быть установлен систематический контроль за безопасным состоянием и правильной эксплуатацией зданий и сооружений.

Для каждого участка (цеха, отделения) необходимо: установить категорию пожаро- и взрывоопасности; обеспечить условия безопасности персонала; разработать и утвердить положение о правах, обязанностях и ответственности работников, отвечающих за охрану труда и технику безопасности. Все вводимые участки (цеха), агрегаты должны иметь инструкции по безопасному их обслуживанию и технологические инструкции (карты) по ведению данного процесса.

Все рабочие и служащие, поступающие в цех или переводимые с одной работы на другую, обязаны пройти медицинское освидетельствование для определения их пригодности к выполнению данной работы. Ранее не работавшие в цехе проходят предварительное обучение по технике безопасности в течение трех дней, а ранее работавшие — в течение двух дней по специальным программам.

После предварительного обучения по технике безопасности рабочие должны пройти обучение по профессии в объеме, предусмотренном соответствующей программой обучения. К самостоятельной работе они допускаются только после окончания обучения, сдачи экзаменов и инструктажа по технике безопасности. Все рабочие должны быть проинструктированы и обучены приемам оказания первой помощи пострадавшим при несчастных случаях. Перед началом работы необходимо убедиться в безопасном состоянии рабочего места, проверить наличие и исправность предохранительных устройств, инструментов, механизмов и приспособлений, необходимых для работы.

К обслуживанию и ремонту электроустановок допускаются лица, прошедшие обучение и сдавшие экзамен на соответствующую квалификацию. Повторный инструктаж рабочих и про-

верка знаний по технике безопасности должны проводиться не реже одного раза в полугодие.

Администрация цеха обязана своевременно обеспечивать рабочих соответствующей спецодеждой и индивидуальными защитными средствами по установленным нормам.

Рабочие места должны быть освещены в соответствии с действующими нормами освещенности и содержаться в чистоте и порядке. Запрещается курение и прием пищи непосредственно на рабочем месте, пить воду из производственного или технического водопровода. Вблизи рабочих мест должны быть установлены бачки с питьевой водой.

На рабочих местах и в нарядных вывешиваются плакаты и знаки по технике безопасности.

Передвижение работающих по цеху допускается только по предусмотренным для этого проходам, лестницам и площадкам. Все обслуживаемые площадки, переходные мостики и лестницы снабжаются перилами высотой не менее 1 м. Все монтажные проемы, колодцы, канавы и т. п. ограждаются перилами высотой 1 м со сплошной обшивкой по низу перил на высоту 0,19 м.

Минимальное расстояние между смежными габаритами машин составляет: на основных проходах 1,5 м, на рабочих проходах между машинами 1 м; на рабочих проходах между машиной и стеной 0,7 м.

О каждом несчастном случае пострадавший или ближайший свидетель несчастного случая обязаны немедленно сообщить лицу технического надзора цеха.

Все движущиеся части машин необходимо оградить, а ограждение — надежно закрепить. Перед пуском оборудования в работу подается предупредительный сигнал.

Содержание производственных помещений и противопожарного оборудования должно соответствовать «Типовым правилам пожарной безопасности для промышленных предприятий».

Рабочие площадки приемных и разгрузочных устройств и бункеров отделений дробления и измельчения оборудуются звуковой и световой сигнализацией, для оповещения обслуживаемого персонала о прибытии железнодорожных или других транспортных средств. На этих площадках должны быть предусмотрены проходы для обслуживания подвижного состава, а также места для безопасного нахождения людей во время подхода составов. Разгрузку вагонов и автосамосвалов можно начинать только после подачи сигнала приемщиком руды. Производить очистку путей во время разгрузки вагонов, стоящих на пути, запрещается. Вагонопрокидыватели должны быть ограждены перилами с решетками высотой не менее 2 м.

При подаче руды автотранспортом на разгрузочной площадке необходимо устанавливать упоры, исключая скатывание автомашин в бункер. Приемные площадки бункеров должны оснащаться средствами пылеподавления. Шуровка руды

в бункерах должна производиться только через шуровочные окна. Спуск людей в бункера для шуровки запрещается. Перед осмотром и ремонтом приемные устройства освобождаются от руды и проветриваются.

Рабочая площадка оператора дробилки должна иметь решетчатые металлические ограждения для предохранения от возможного выброса кусков руды из дробилки на площадку. Извлечение кусков руды, застрявших в дробилке, вручную и разбивка их кувалдами запрещается. Эти куски должны быть удалены из дробилки подъемными средствами или подорваны с соблюдением правил безопасности. При спуске людей в рабочем пространстве дробилок необходимо применять предохранительные пояса и временные настилы над загрузочными отверстиями. Разбутовку и пуск дробилок в случае аварийной остановки под «завалом» необходимо производить по специально разработанной и утвержденной инструкции.

В загрузочных и разгрузочных воронках грохотов по всей их ширине должны быть предусмотрены защитные приспособления, предохраняющие обслуживающий персонал от случайного выброса руды. Перед пуском грохотов в работу необходимо тщательно осмотреть все крепления, обратив особое внимание на крепления дебалансов.

Для предупреждения выбросов кусков руды из дробилок загрузочные отверстия должны: закрываться глухими съемными ограждениями (конусные дробилки) или ограждаться боковыми глухими ограждениями высотой не менее 1 м с козырьками (щековые и другие типы дробилок).

Шуровка в выпускных отверстиях питателей, подающих руду на грохот или в дробилку, в разгрузочных и загрузочных воронках при работе допустима только через шуровочные отверстия. При очистке вручную воронок грохотов и спуске людей в эти воронки электродвигатели грохотов отключаются, а на пусковых устройствах вывешиваются предупредительные плакаты: «Не включать! Работают люди». Молотковые дробилки должны иметь блокировку, исключающую возможность пуска их при открытых крышках корпусов.

Пусковые устройства мельниц и классификаторов необходимо располагать таким образом, чтобы оператор при включении аппаратов мог наблюдать за их работой. Внутренний осмотр и ремонт мельницы после остановки должны производиться только после проветривания ее рабочего пространства. Работа в мельнице допускается под наблюдением бригадира и в присутствии наблюдающего снаружи. Закреплять болты кожуха питателя на ходу мельницы, а также отвертывать гайки крышки люка, когда мельница находится в положении люком вниз, запрещается.

Место погрузки шаров в контейнеры должно быть ограждено и при погрузке вывешен плакат «Опасно!». При подъеме контейнера люди должны находиться от него на безопасном рас-

стоянии. Контейнеры загружаются шарами, так, чтобы до края бортов было не менее 10 см. Подключать электромагнитный кран разрешается только специально обученным лицам.

Рабочие площадки для обслуживания классификаторов должны располагаться на уровне не менее 600 мм ниже борта ванны классификатора.

§ 6. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ЦЕХОВ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Основными статьями, определяющими уровень эксплуатационных затрат цехов дробления и измельчения, являются: электроэнергия, амортизация, текущий ремонт, содержание основных средств, материалы (шары стальные, футеровочная сталь). В качестве примера в табл. 21 приведена структура эксплуатационных затрат на измельчение руды.

Коэффициент использования дробилок составляет 0,78—0,89.

Полная себестоимость 1 т дробленой руды по ГОКах Кривбасса находится в пределах от 1,3 до 2,1 руб., в том числе на дробление 0,2—0,4 руб.

Удельные расходы на 1 т дробленой руды электроэнергии, воды, футеровочной стали, ленты транспортерной приведены в § 8 гл. V, а на 1 т концентрата в § 3 гл. X.

Показатели работы дробилок и мельниц приведены в Справочнике по обогащению руд и в книге «Эффективность обогащения железных руд».

Т а б л и ц а 21. Структура эксплуатационных затрат на измельчение руды по обогатительным фабрикам Кривбасса и КМА, %

Статьи затрат	Измельчение	
	самоизмельчение	шаровое
Электроэнергия	50,10—66,66	43,70—62,50
Вода техническая	2,70—1,80	0,19—0,16
Заработная плата рабочих	0,40—0,60	0,63—0,81
Сменное оборудование:		
шары стальные	—	22,16—31,90
прочее	0,08—0,10	0,25—0,36
Сталь футеровочная	8,2—12,1	3,1—4,5
Текущий ремонт и содержание основных средств	9,3—13,7	5,8—8,4
Амортизация основных средств	13,2—19,5	6,1—8,9
Прочие расходы	0,13—0,20	0,13—0,19
Общехозяйственные расходы	0,7—1,0	0,7—1,1

§ 1. СХЕМЫ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Измельчение применяется для получения зерен определенной крупности или их распределения, заданной удельной поверхности измельченного продукта, раскрытия рудных и нерудных минералов, физического или химического изменения материала. Технологию измельчения выбирают с учетом требований последующей технологии переработки полезного ископаемого.

На обогатительных фабриках измельчение руд и других полезных ископаемых в барабанных мельницах производится по одно-, двух- или трехстадиальным схемам.

Одностадиальные схемы измельчения (рис. 109) применяются главным образом на фабриках небольшой производственной мощности (до 200 т/сут), а также на фабриках большой производственной мощности при сравнительно крупном измельчении (до 0,2 мм).

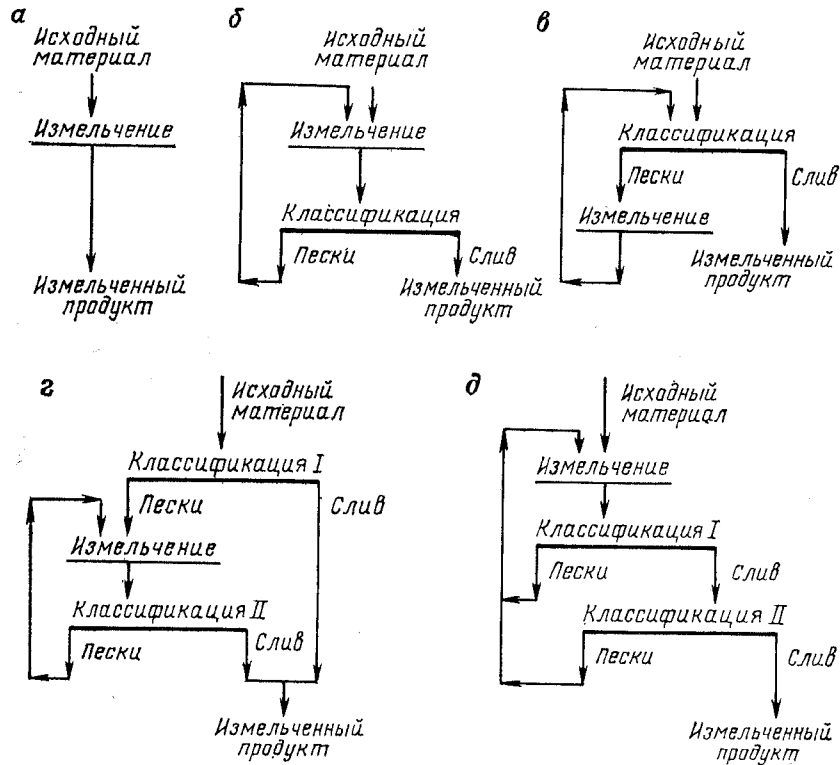


Рис. 109. Одностадиальные схемы измельчения

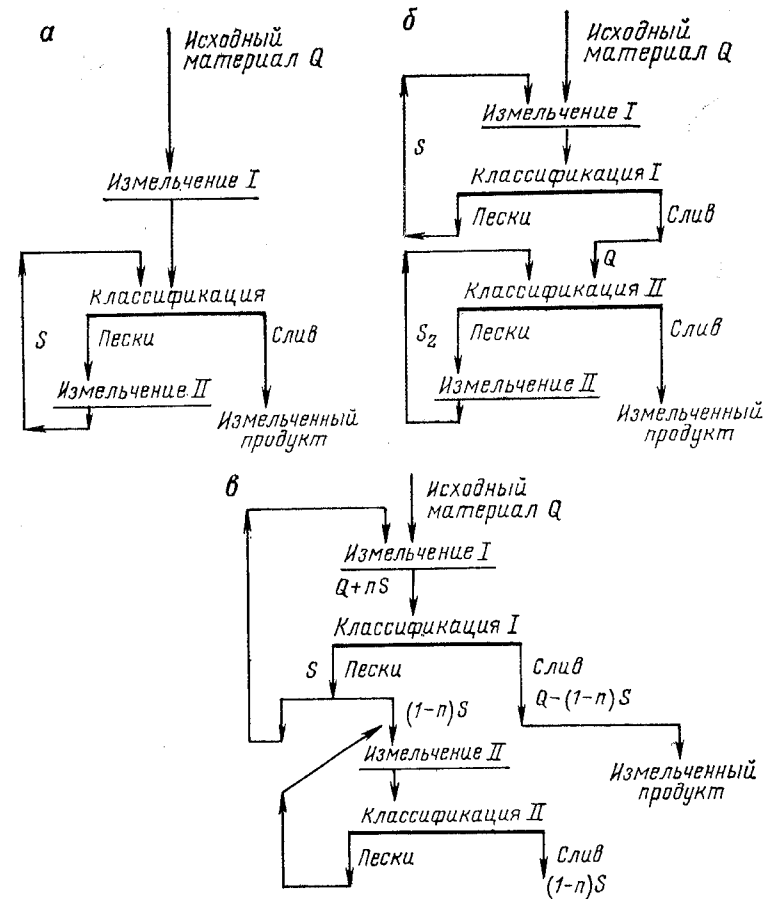


Рис. 110. Двухстадиальные схемы измельчения

Барабанные шаровые, стержневые и рудногалечные мельницы работают в замкнутом цикле и реже в открытом или частично открытом циклах. При открытом цикле (см. рис. 109, а) измельченный материал проходит через мельницу один раз и готовый продукт измельчения получается непосредственно из мельницы. Измельчение в открытом цикле применяется для стержневых мельниц при сухом и мокром измельчении, а для шаровых — только при сухом.

Мельницы шаровые, самоизмельчения и рудногалечные мокрого измельчения в подавляющем большинстве случаев работают в замкнутом цикле (см. рис. 109).

При стадийном измельчении могут применяться предварительная, поверочная и контрольная классификации. Предварительная классификация предназначена для отделения готового

по крупности продукта перед данной стадией измельчения, чтобы не измельчать ничего лишнего). Поверочная классификация применяется для выделения готового по крупности продукта после данной стадии измельчения (слива мельницы). Предварительная и поверочная классификации часто совмещаются в одном классифицирующем аппарате. Контрольную классификацию применяют тогда, когда необходимо получить более тонкий продукт измельчения в сравнении с продуктом, получаемым при поверочной классификации.

При работе в замкнутом цикле мельница комплектуется со спиральным классификатором, гидроциклоном или грохотом в один агрегат (см. рис. 109, схемы б—д). Схема б применяется при крупности исходного материала более 6—10 мм и небольшом содержании готового продукта; схема в — при исходном материале мельче 10 мм, содержащем более 15 % готового продукта; схема г — отличается от схемы в тем, что предварительная и поверочная классификации производятся раздельно: в схеме д применяется контрольная классификация.

Двухстадиальные схемы измельчения (рис. 110) применяются при более тонком (до 0,15 мм) измельчении руды на фабриках средней и большой производственной мощности.

Двухстадиальные схемы различаются по способу передачи материала из первой стадии во вторую: через слив или пески. В первом случае (рис. 110, б) мельницы первой и второй стадий работают в полностью замкнутом цикле, во втором (рис. 110, в) — мельницы первой стадии работают в открытом или частично замкнутом цикле, а второй — в замкнутом. Мельницы I и II стадий устанавливаются последовательно. Схема а применяется на фабриках большой производственной мощности; схема б находит широкое применение на обогатительных фабриках; схема в применяется при измельчении руд, содержащих тяжелые легкоизмельчаемые минералы.

Кроме рассмотренных имеются двухстадиальные схемы, в которых предварительная и поверочная классификации производятся раздельно, а также схемы с контрольной классификацией.

Многостадийные схемы измельчения рекомендуются при обогащении тонко и весьма тонковкрапленных руд. При измельчении магнетитовых руд типа железистых кварцитов предпочтение отдается двух- и трехстадиальным схемам самоизмельчения или шарового измельчения. Когда требуется весьма тонкое измельчение, могут применяться четыре стадии измельчения. На рис. 111 приведены трехстадиальные схемы измельчения железистых кварцитов. По схеме а мельницы всех стадий работают в замкнутых циклах с классифицирующими аппаратами. После каждой стадии измельчения применяется операция обогащения с целью выделения раскрытых нерудных зерен в хвосты. Схема б отличается от схемы а тем, что операции обогащения включены также во вторую и третью стадии измель-

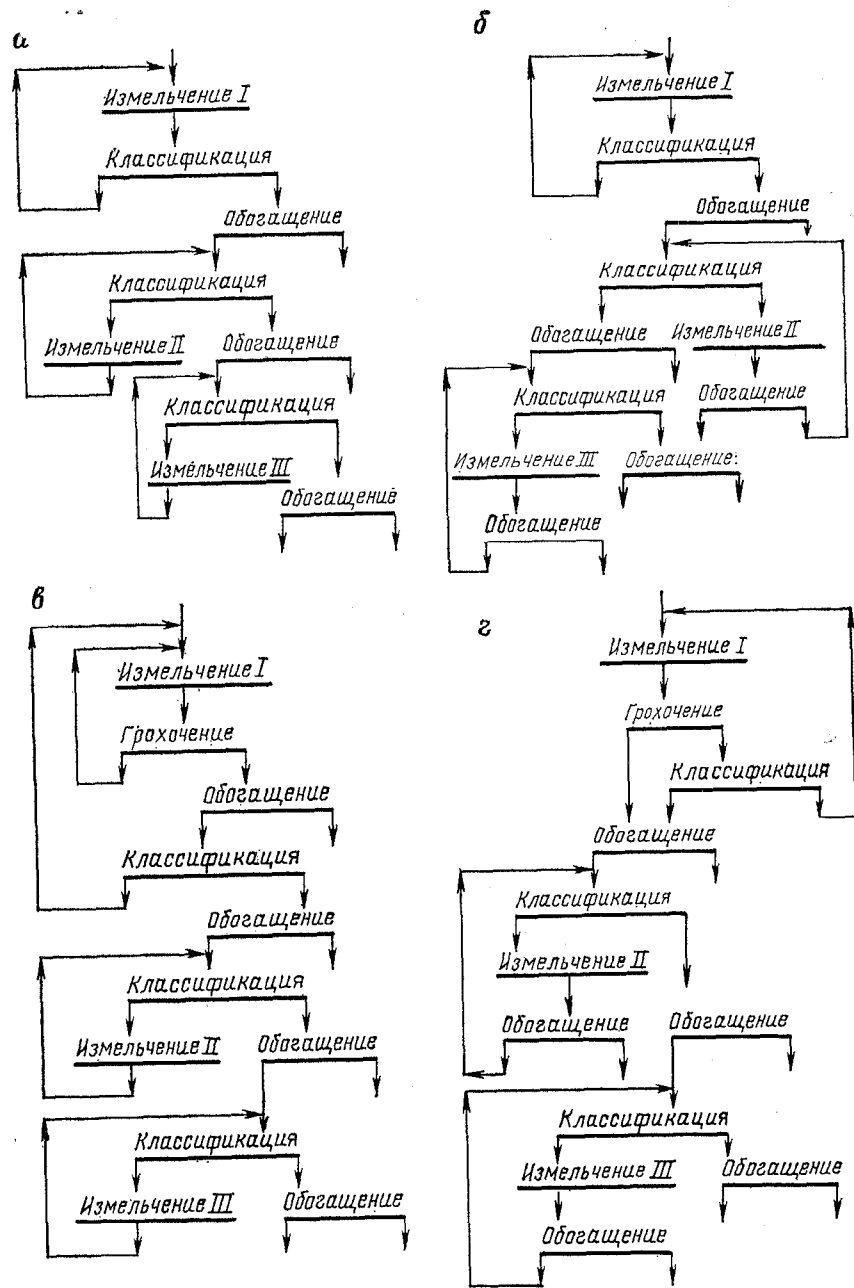


Рис. 111. Трехстадиальные схемы шарового измельчения

чения для выделения части раскрытых нерудных зерен в хвосты. Применение в первой стадии измельчения грохотов (схема в) или бутар (схема з) обеспечивает увеличение выхода хвостов первой стадии обогащения, уменьшение требуемого объема мельниц в последующих стадиях или при сохранении их объема, снижения крупности измельчения.

Во второй и третьей стадиях рекомендуется установка шаровых мельниц сливного типа. По мере снижения крупности измельчения необходимо устанавливать гидроциклоны меньших диаметров и увеличивать циркулирующие нагрузки.

§ 2. СХЕМЫ САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Различают первичное (рудное) самоизмельчение, первичное (рудное) полусамозмельчение и рудногалечное измельчение. Полусамозмельчение — тоже, что и самоизмельчение, но с добавкой в мельницы мокрого или сухого самоизмельчения крупных стальных шаров до заполнения ими 6—10 % объема барабана мельницы. Шары добавляют для компенсации недостатка рудных измельчающих тел и для предотвращения образования кусков «критической» крупности.

Рудногалечное измельчение (вторичное) применяется для доизмельчения продуктов первой стадии измельчения, полученных в мельницах само- и полусамозмельчения, стержневых и шаровых.

Технологические схемы само- и полусамозмельчения могут выполняться в одну, две или три стадии.

При применении двух- и трехстадиальных схем само- или полусамозмельчения в первой стадии устанавливают мельницы само- или полусамозмельчения, а в последующих — рудногалечные или шаровые.

При двух- или трехстадиальных схемах самоизмельчения в схему может включаться операция обогащения с выходом хвостов, промпродукта или черного концентрата.

Технологические схемы самоизмельчения отличаются по способу подачи исходного материала в мельницы и по способу переработки «критических классов» руды (рис. 112, 113).

По способу подачи исходной руды различают схемы с предварительным ее грохочением на два-три класса и загрузкой их в мельницы после соответствующей шихтовки (рис. 112, а; 113, б) и схемы с подачей в мельницы классифицированной руды и возвращением в мельницы крупной фракции после грохочения (классификации) (рис. 113, а, в, г).

По способу переработки «критических классов» различают следующие схемы: с выделением из питания «критического класса» и его додраблыванием в отдельном цикле (рис. 112, в), с частичным или полным выведением из разгрузки мельницы окатанной рудной гали, часть которой используется в рудно-

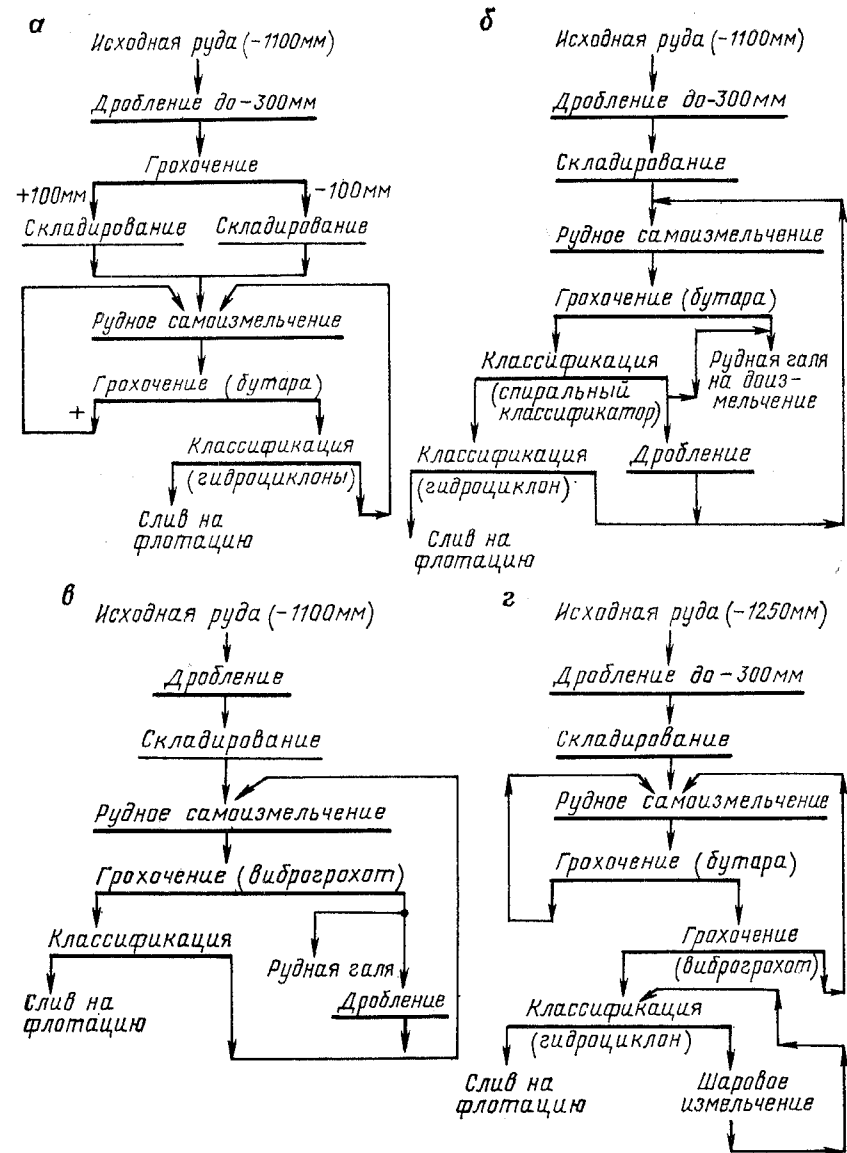


Рис. 112. Принципиальные схемы самоизмельчения некоторых зарубежных обогатительных фабрик:
а — «Айленд Коппер» (Канада); б — «Симилкамин» (Канада); в — «Эртеберг» (Индонезия), г — «Лорнекс» (США)

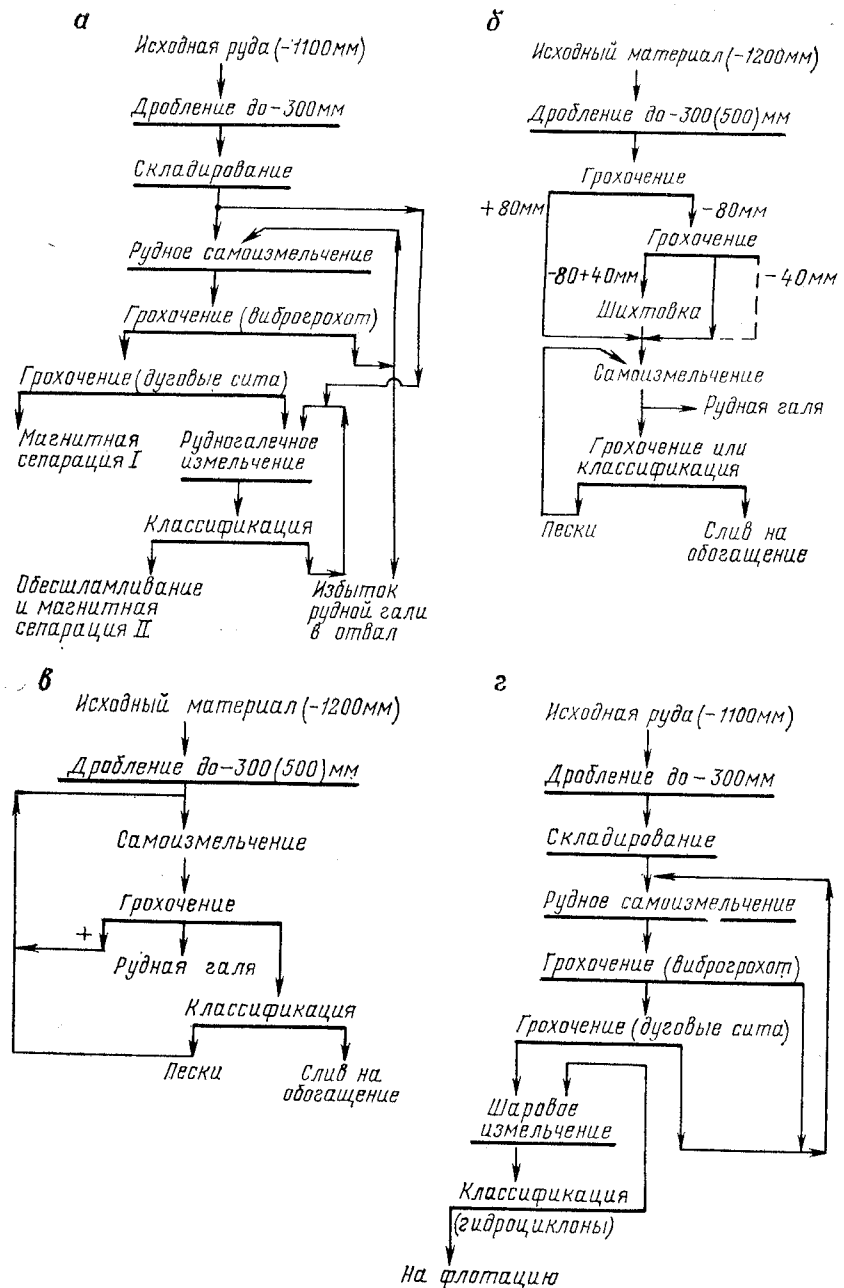
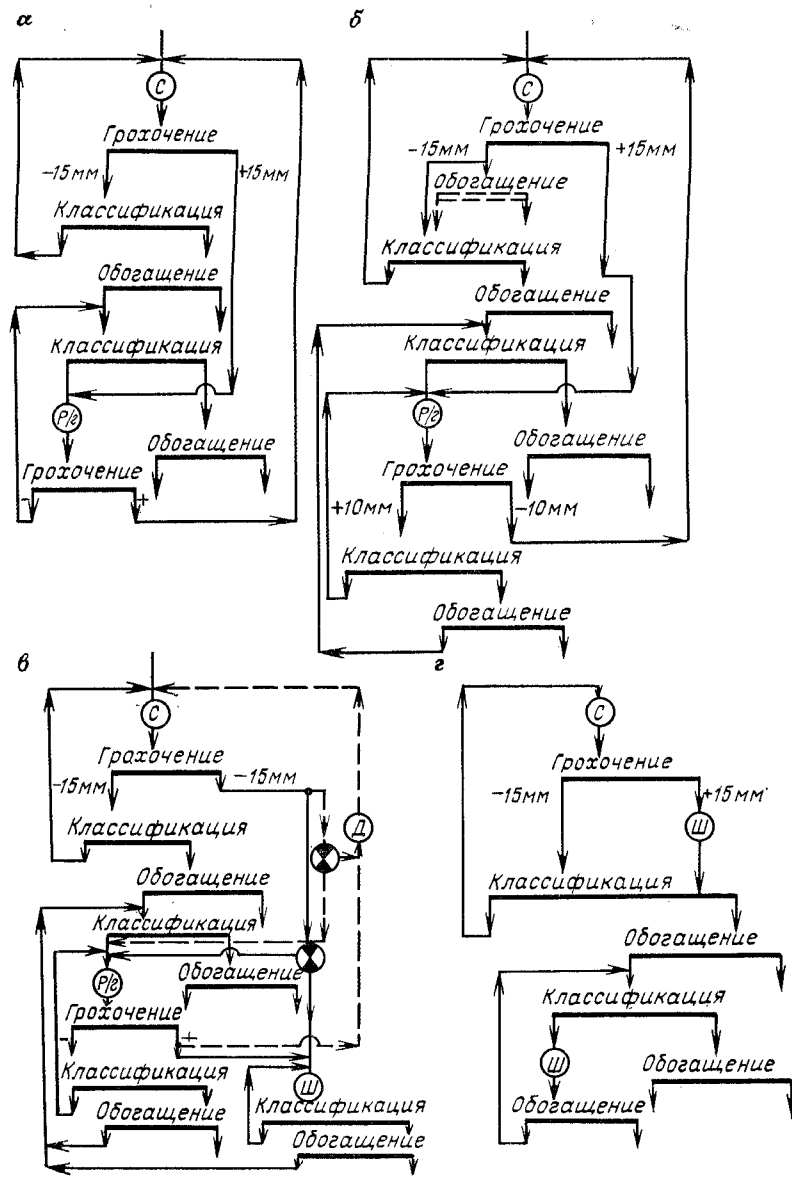


Рис. 113. Способы подготовки руды перед самоизмельчением и устранения накопления зерен критической крупности:

а — вывод избытка гали критической крупности, б — предварительное грохочение исходной руды; в — вывод гали в рудногалечную мельницу; г — доизмельчение гали и скрапа в шаровой мельнице



Р/Г — рудногалечная мельница

Д — дробилка

С — мельница самоизмельчения

Ш — шибровое устройство

Ш — шаровая мельница

Рис. 114. Схемы самоизмельчения руд

галечных мельницах в качестве дробящей среды, а вторая часть доизмельчается в шаровых мельницах (см. рис. 113, б, г).

С увеличением доли дробленого материала критической крупности производительность мельницы возрастает и измельчение становится более грубым.

Последнее время применяются одностадиальные схемы самоизмельчения в мельницах, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами. Они более экономичны по сравнению с двухстадиальными схемами самоизмельчения, особенно по эксплуатационным расходам. Как и в двухстадиальной схеме, дробление циркулирующей нагрузки дает повышение производительности мельницы, однако общая циркулирующая нагрузка достигает 700 %.

По способу стабилизации производительности мельниц различают схемы с подачей циркулирующей нагрузки через специальные бункера, позволяющие поддерживать массу циркулирующей нагрузки, с накоплением готовых измельченных продуктов на специальных складах и подачей их в нужном количестве на обогащение.

В СССР самоизмельчение внедрено на ряде обогатительных фабрик, перерабатывающих железные, золотосодержащие, медномолибденовые, алмазосодержащие и другие руды.

На большинстве этих фабрик не применяется усреднение исходной руды по крупности и крепости, что предопределяет значительные колебания производительности мельниц самоизмельчения. Опыт работы фабрик показывает, что шихтовка разновидностей руд по гранулометрическому составу и крепости снижает колебания производительности мельниц самоизмельчения.

Применение грохочения исходной руды перед самоизмельчением необходимо обосновывать технико-экономическими расчетами. При выделении гали до 20 % от исходной руды рекомендуется применять схемы *a* и *б* (рис. 114), а при выделении более 20 % гали — схемы *в* и *г* (см. рис. 114). В каждом конкретном случае выбор схемы производится на основании данных исследования и технико-экономических расчетов.

§ 3. СРАВНЕНИЕ СПОСОБОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Важнейшее экономическое и эксплуатационное преимущество самоизмельчения (полусамоизмельчения) заключается в упорядочении среднего и мелкого дробления и уменьшении числа стадий измельчения. При снижении крупности добываемой руды исходная руда без дробления может загружаться непосредственно в мельницы самоизмельчения. Таким образом, возрастает возможность максимального приближения операции самоизмельчения к месту добычи руды и гидротранспортирования измельченной руды. Схемы самоизмельчения отличаются

индивидуальностью, что объясняется недостаточной изученностью процесса самоизмельчения, а также особенностями измельчаемых руд и технологии применяемого обогащения.

В чистом виде рудное самоизмельчение для руд цветных металлов применяется редко. Технологическое регулирование и интенсификацию рудного самоизмельчения производят следующими способами: загрузкой шаров в рудные мельницы до 8 % их объема, дроблением руды критической крупности в цикле рудного самоизмельчения примерно до 20 мм, доизмельчением продукта рудного самоизмельчения в шаровых мельницах.

Для измельчения, проводимого за рубежом, характерны следующие тенденции: увеличение размеров мельниц и мощности их приводов; широкое применение классификации продуктов мельниц самоизмельчения на вибрационных грохотах и дуговых ситах.

По данным зарубежных авторов, крупные мельницы имеют следующие преимущества: более низкая стоимость на единицу установленной мощности; меньшая удельная площадь и объем здания на единицу объема мельницы, а также затраты на сооружение основных зданий; меньшая стоимость автоматизации; более высокая эффективность измельчения и меньший удельный расход шаров и футеровки.

Появление конусных дробилок диаметром 3050 мм для среднего и мелкого дробления, крупных шаровых и рудогалечных мельниц вызвано широким и быстрым распространением крупных мельниц самоизмельчения, все более успешно конкурирующих с традиционным дробильно-размольным оборудованием. Создание крупных дробилок, шаровых и рудогалечных мельниц, а также грохотов способствует эффективному применению стадийного дробления и измельчения стальной средой и рудной галей. Поэтому при выборе способа измельчения необходимо производить технико-экономическое сравнение шарового измельчения и самоизмельчения.

За рубежом самоизмельчение применяют как для измельчения крупнозернистых и мягких руд, так и твердых сравнительно тонкозернистых руд.

Сравнение шарового и безшарового измельчения, проведенное в США, показывает следующее:

при одинаковом качестве концентрата удельный расход энергии при мокром самоизмельчении выше в сравнении с его расходом при сухом самоизмельчении и измельчении стальными мелющими телами примерно на 10—20 %;

извлечение железа в концентрат при мокром самоизмельчении получается на 0,5—1,0 % выше;

вопрос о преимуществах сухого или мокрого самоизмельчения является дискуссионным. Сухое самоизмельчение целесообразно применять при дефиците воды и при применении сухих методов обогащения.

Преимущества мокрого шарового измельчения по сравнению с сухим следующие: производительность мельницы примерно на 15 % выше при меньшем удельном расходе энергии, отсутствует пылеобразование, облегчается транспортировка и распределение материала, эффективность грохочения и классификации выше, а недостаток — большой износ мелющих тел и необходимость применения обезвоживания и сушки продуктов обогащения. По зарубежным данным, при полном самоизмельчении капитальные затраты на 20 %, а эксплуатационные на 25 % ниже, чем при измельчении металлическими телами, а увеличение удельного расхода энергии составляет 25 %.

Отечественная практика показывает, что при самоизмельчении удельный расход энергии, амортизационные отчисления, расход футеровки больше, чем при шаровом измельчении, но сокращаются расходы на шары, среднее и мелкое дробление, повышается производительность труда и улучшаются качественно-количественные показатели обогащения. В ряде случаев переход на самоизмельчение обеспечивает снижение себестоимости переработки руды с учетом металлургического передела, а иногда наблюдается снижение удельного расхода энергии.

§ 4. ЦИРКУЛИРУЮЩАЯ НАГРУЗКА

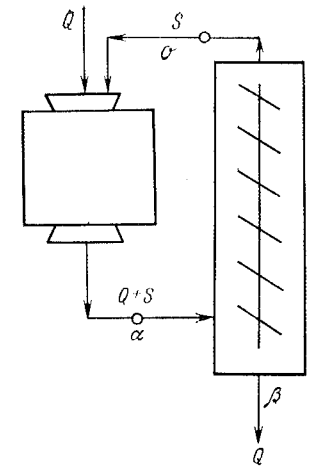
Мельницы могут работать в открытом, замкнутом или полузамкнутом циклах. При открытом цикле (см. рис. 110, а, первая стадия) измельчаемый материал проходит через мельницу один раз и измельченный продукт получается сравнительно крупным (до 2—3 мм). Обычно для этой цели применяются стержневые мельницы, которые работают эффективно и обеспечивают высокую производительность. Продукты измельчения стержневых мельниц, работающих в открытом цикле, могут направляться на гравитационное и магнитное обогащение.

При замкнутом цикле измельчения измельчаемый материал из мельницы поступает в классификатор, который делит его на слив и пески. Слив поступает на обогащение, а пески возвращаются в мельницу многократно до тех пор, пока не достигнут крупности зерен, разгружаемых в слив. При установившемся режиме замкнутого цикла масса оборотных песков становится постоянной и называется циркулирующей нагрузкой.

При изменении количества, твердости и крупности поступающей на измельчение руды, подачи воды, режима работы насосов и гидроциклонов происходят колебания циркулирующей нагрузки.

При замкнутом цикле с увеличением производительности мельницы по исходной руде циркулирующая нагрузка возрастает. Установлено, что сравнительно небольшие циркулирующие нагрузки (до 400 %) заметно повышают производительность мельницы. Увеличение скорости прохождения материала через мельницу при увеличении циркулирующей нагрузки спо-

Рис. 115. Циркулирующая нагрузка при замкнутом цикле измельчения



собствует повышению эффективности работы измельчающих тел и предотвращает меньшее переизмельчение материала, что, в свою очередь, вызывает увеличение производительности мельницы. Увеличение циркулирующей нагрузки выше ее оптимального значения приводит к снижению производительности мельницы.

Шаровые, рудные и рудногалечные мельницы мокрого измельчения в подавляющем большинстве случаев работают в замкнутом цикле. Циркулирующая нагрузка C обычно выражается в долях единицы или в процентах от исходного материала

$$C = S/Q,$$

где S — масса песков; Q — масса исходного материала.

Масса общей (комбинированной) загрузки мельницы равна

$$Q_k = Q + S = Q + CQ = Q(1 + C).$$

При установившемся режиме работы масса твердого материала в сливе классификатора равна массе исходного материала.

Если в слив классификатора уходят Q (т/ч) продуктов расчетного класса, то в разгрузке мельницы (при эффективности классификации E) продукта этого класса получается Q/E (т/ч). По разности между содержанием материала в загрузке и разгрузке мельницы можно определить выход материала крупного класса (рис. 115)

$$Q(1 + C) - Q/E = Q(1 + C - 1/E).$$

Эта часть крупного класса полностью переходит в циркулирующую нагрузку. (Предполагается, что этот класс в слив классификатора не переходит.)

Кроме того, в циркулирующую нагрузку переходит часть продукта расчетного класса $(1/E - 1)Q$.

Циркулирующая нагрузка может колебаться в пределах от 50 до 700 % от массы исходного материала. При увеличении производительности мельницы по исходному материалу или повышении тонкости слива классификатора циркулирующая нагрузка возрастает. При чрезмерно больших циркулирующих нагрузках условия измельчения ухудшаются. Предельная пропускная способность Q_n мельницы не должна быть меньше массы комбинированной загрузки

$$Q_n \geq (1 + C)Q.$$

Таким образом, предельная циркулирующая нагрузка равна

$$C_n = (Q_n - Q) / Q.$$

При полузамкнутом цикле (см. рис. 110, в) пески первичного классификатора делятся на две части: nS и $(1-n)S$. Первая часть направляется в мельницу первой стадии, а вторая — в мельницу второй стадии измельчения.

В первую мельницу направляется комбинированная нагрузка $(Q + nS)$, а в слив первого классификатора уходит

$$(Q + nS) - S = Q - (1 - n)S.$$

Циркулирующая нагрузка первой мельницы C (%) равна

$$C = \frac{nS}{Q - (1 - n)S} \cdot 100. \quad (235)$$

Существует приближенная зависимость относительной циркулирующей нагрузки (в долях единицы) от скорости измельчения, выраженной уравнением кинетики измельчения узких классов (141)

$$C = e^{-kt} / (1 - e^{-kt}) + (E^{-1} - 1). \quad (236)$$

Делая допущение, что весь крупный класс переходит в циркулирующую нагрузку, было установлено, что чем больше циркулирующая нагрузка, тем меньшую долю в ней составляет готовый продукт при одной и той же эффективности классификации. Следовательно, технологическое значение циркулирующей нагрузки заключается в том, что при ее увеличении повышается содержание крупного класса в питании мельницы.

Относительная производительность мельницы зависит от значения циркулирующей нагрузки и эффективности классификации. Отрицательное влияние низкой эффективности классификации больше при низких циркулирующих нагрузках.

Значение циркулирующей нагрузки обычно определяют после проведения ситового анализа или определения отношения жидкого к твердому (Ж:Т) в пробах разгрузки мельницы (питания классификаторов), песков и слива классификатора.

При замкнутом цикле (см. рис. 115) баланс по расчетному классу (обычно по классу — 0,074 мм) или по отношению Ж:Т

$$(Q + S)\alpha = Q\beta + S\theta,$$

где α , β , θ — содержание расчетного класса или отношение Ж:Т соответственно в загрузке, сливе и песках классификатора, % (доли ед).

Из уравнения баланса масса S (т) циркулирующих за час песков

$$S = (\beta - \alpha)Q / (\alpha - \theta).$$

Тогда циркулирующая нагрузка C (%) составит

$$C = S/Q = (\beta - \alpha) / (\alpha - \theta) \cdot 100. \quad (237)$$

При полузамкнутом цикле получается следующий баланс расчетного класса для классификатора первой стадии измельчения (см. рис. 110, в):

$$(Q + nS)\alpha = [Q - (1 - n)S]\beta + S\theta.$$

Откуда

$$S = (\beta - \alpha)Q / [(\beta - \theta) - n(\beta - \alpha)];$$

$$C = nS/Q = n(\beta - \alpha) / (\alpha - \theta) \cdot 100$$

§ 5. ВЫБОР И РАСЧЕТ СХЕМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

При выборе схемы измельчения должны учитываться: вещественный состав и физические свойства руды; необходимая крупность измельчения и степень раскрытия минералов; капитальные и эксплуатационные затраты. При обогащении руд с равномерной и крупной вкрапленностью могут применяться одностадиальные схемы измельчения. Крупность измельчения таких руд определяется размерами вкраплений рудных минералов. Для отдельных разновидностей крупновкрапленных руд Лебединского, Стойленского и Ковдорского ГОКов пригодны одностадиальные схемы самоизмельчения.

При шаровом измельчении руд предварительная классификация обычно применяется перед первой стадией измельчения при содержании в исходной руде готового продукта не менее 15%. Поверочная классификация применяется при полностью замкнутом цикле для контроля крупности измельченного продукта, повышения производительности мельницы и уменьшения ошламования материала.

При самоизмельчении руд чаще применяются двухстадиальные схемы измельчения. Первая стадия осуществляется в мельницах типа «Каскад» или «Аэрофол» в замкнутом цикле с классификатором (спиральный классификатор, грохот, пневматический классификатор); вторая — в рудногалечных мельницах, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами.

При рудногалечном самоизмельчении руд применяются такие же разновидности стадий измельчения, как и при шаровом измельчении.

При самоизмельчении до 0,8 мм поверочная классификация производится на грохотах, а при более тонком — в спиральных классификаторах и гидроциклонах.

Выбор схемы измельчения производится путем экспериментальной проверки различных вариантов схем в полупромышленных или промышленных условиях. При отсутствии таких данных выбирают наиболее рациональную схему измельчения в зависимости от крупности исходного и конечного продуктов измельчения, производственной мощности обогатительных фабрик, необходимости отдельного обогащения песков и слива,

необходимости стадийного обогащения, физических свойств руды и ее вкрапленности и т. д.

При разработке двухстадийных схем самоизмельчения с рудногалечным измельчением во второй стадии необходимо экспериментально определять оптимальную крупность гали и ее расход. На расход гали влияют как прочность руды на истирание, крупность измельчаемого материала, плотность пульпы, диаметр мельницы и скорость ее вращения, так и материал футеровки. По мере увеличения диаметра мельницы удельный расход гали резко возрастает. Разжижение пульпы повышает эффективность измельчения и расход гали. Так как в крупных мельницах самоизмельчения износ металлической футеровки повышен, то за последнее время все шире применяются резиновые футеровки. Для оптимизации параметров рудногалечного измельчения необходимо проводить полупромышленные испытания.

Применение самоизмельчения особенно целесообразно для глинистых и влажных руд. Выбирать размеры мельниц самоизмельчения и потребляемую мощность необходимо по данным укрупненных испытаний. Когда в питании мельниц недостаточное содержание измельчающих кусков руды, может быть применено рудногалечное измельчение, которое обычно несколько дороже, чем самоизмельчение, но дешевле измельчения в шаровых и стержневых мельницах. Таким образом, выбор способа измельчения должен производиться с учетом крепости руд, размера вкрапленности, текстурно-структурных особенностей, вещественного и гранулометрического состава руд на основе технико-экономического их сравнения (по приведенным затратам).

При расчете схем измельчения возможны два варианта первой стадии измельчения: без предварительной классификации (рис. 116, а) и с предварительной классификацией (рис. 116, б, в).

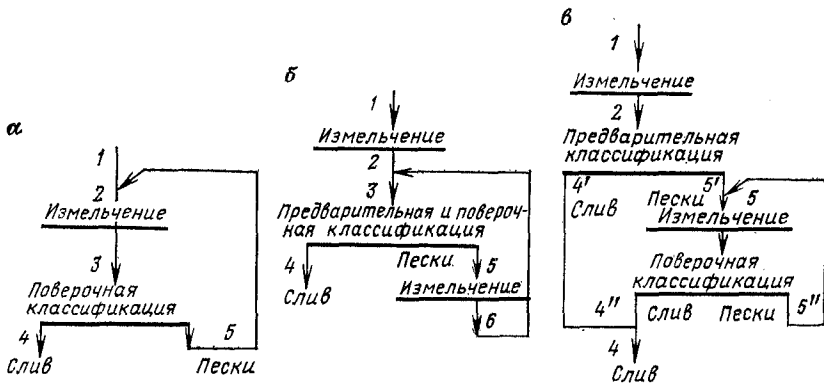


Рис. 116. Варианты первой стадии измельчения (к примеру расчета схем измельчения)

Расчет схемы а заключается в определении выходов продуктов 2 и 5. Масса продукта 5 Q_5 (т/ч) рассчитывается, исходя из оптимальной циркулирующей нагрузки $C_{опт}$ (доли ед.)

$$Q_5 = Q_1 C_{опт},$$

где Q_1 — производительность мельницы по исходному материалу, т/ч.

Пример 1. Рассчитать схему, изображенную на рис. 116, а. Исходные данные: $Q_1 = 80$ т/ч; $C_{опт} = 100\%$.

$$Q_5 = Q_1 C_{опт} = 80 \text{ т/ч.}$$

$$Q_2 = Q_1 + Q_5 = 80 + 80 = 160 \text{ т/ч.}$$

Для расчета схемы, изображенной на рис. 116, б, необходимы следующие исходные данные: производительность мельницы по исходной руде Q_1 и содержание расчетного класса — 0,074 мм в исходном β_1 и конечном β_4 продуктах измельчения; отношение Ж:Т в сливе R_c и песках $R_{п}$ классификатора; отношение объема вторых мельниц к приведенному объему первых; отношение удельной производительности по вновь образованному расчетному классу вторых мельниц к удельной производительности по тому же классу первых мельниц (при одинаковом типе и диаметрах мельниц).

Для расчета схемы б необходимо преобразовать ее в схему в (см. рис. 116, в).

Содержание расчетного класса в сливе первой мельницы принимается по данным практики ($\beta_2 = 20 \div 23\%$). Определение массы продуктов Q_3 , Q_5 и Q_6 производится следующим образом.

Для установившегося процесса измельчения $Q_4 = Q_1$; $Q_4'' = Q_5'$. Выходы продуктов классификации рассчитываются на основании допущения того, что разделение тонких классов по продуктам классификации близко к распределению воды. На основании этого допущения извлечение класса — 0,04 мм в слив ϵ_k' и извлечение в слив воды ϵ_b равны:

$$\epsilon_k' = \frac{\gamma_c \beta_c'}{\beta_{п'}} = \epsilon_b = \frac{\gamma_c' R_c}{\gamma_c' R_c + \gamma_{п'} R_{п'}}; \quad \gamma_c' + \gamma_{п'} = 1,$$

где γ_c' и $\gamma_{п}'$ — частные выходы твердого вещества в слив и пески; $\beta_{п}'$ и β_c' — содержание класса — 0,04 мм в исходном продукте и в сливе (в твердой фазе); R_c и $R_{п}$ — массовые отношения Ж:Т в сливе и песках.

Решая приведенные уравнения относительно γ_c' и $\gamma_{п}'$, получим:

$$\gamma_c' = (\beta_{п'} R_c - \beta_c' R_{п'}) / [\beta_c' (R_c - R_{п})];$$

$$\gamma_{п}' = 1 - \gamma_c' [R_c (\beta_c' - \beta_{п}') / \beta_c' (R_c - R_{п})].$$

Масса продукта Q_5' с учетом формулы (238) равна

$$Q_5' = Q_1 - \gamma_{п'} = Q_1 \frac{R_4 (\beta_4' - \beta_2')}{\beta_4' (R_4 - R_5)}$$

$$Q_4' = Q_1 - Q_5'$$

При известных значениях β_4 и β_2 значения β_4' и β_2' принимаются по данным К. А. Разумова.

Значения R_4 и R_5 принимаются по данным практического опыта. Массы продуктов определяются по формулам.

$$Q_5'' = Q_1 (\beta_4 - \beta_2) C_{\text{опт}} / (\beta_4 - \beta_5)$$

$$Q_5 = Q_5' + Q_5'' = Q_6$$

$$Q_3 = Q_1 + Q_6$$

Зависимость между содержанием классов различной крупности в сливе мельниц и классификаторов (по К. А. Разумову)

Содержание класса — 0,074 мм β_1 , %	10	20	30	40	50
Содержание класса — 0,040 мм β_1' , %	5,6	11,3	17,3	24	31,5
Условная максимальная крупность d , мм	—	—	—	0,43	0,32

Содержание класса — 0,074 мм β_1 , %	60	70	80	90	95
Содержание класса — 0,040 мм β_1' , %	39,5	48	58	71,5	80,5
Условная максимальная крупность d , мм	0,24	0,18	0,14	0,094	0,074

Пример 2. Рассчитать схему (см. рис. 116, б). Исходные данные:

$$Q_1 = 165 \text{ т/ч}; \quad \beta_2 = 22 \%; \quad \beta_4 = 55 \%;$$

$$R_4 = 2,6; \quad R_5 = 0,4; \quad C_{\text{опт}} = 200 \%$$

По К. А. Разумову, $\beta_4' = 0,35$ и $\beta_2' = 0,14$.
Тогда

$$Q_5' = \frac{Q_1 R_4 (\beta_4' - \beta_2')}{\beta_4' (R_4 - R_5)} = \frac{165 \cdot 2,6 (0,35 - 0,14)}{0,35 (2,6 - 0,4)} = 117 \text{ т/ч};$$

$$Q_4' = Q_1 - Q_5' = 165 - 117 = 48 \text{ т/ч};$$

$$Q_5'' = Q_1 \frac{\beta_4 - \beta_2}{\beta_4 - 0,05} \cdot C_{\text{опт}} = \frac{165 (0,55 - 0,22) 2}{0,55 - 0,05} = 218 \text{ т/ч};$$

$$Q_5 = Q_6 = Q_5' + Q_5'' = 117 + 218 = 335 \text{ т/ч};$$

$$Q_3 = Q_1 + Q_5 = 165 + 335 = 500 \text{ т/ч}.$$

В последующих стадиях измельчение производится в замкнутом цикле с операциями классификации (в гидроциклонах) и обогащения. Методика расчета этих стадий измельчения аналогична расчету первых стадий. При определении циркулирующих нагрузок необходимо учитывать только выход продуктов обогащения, возвращаемых на доизмельчение.

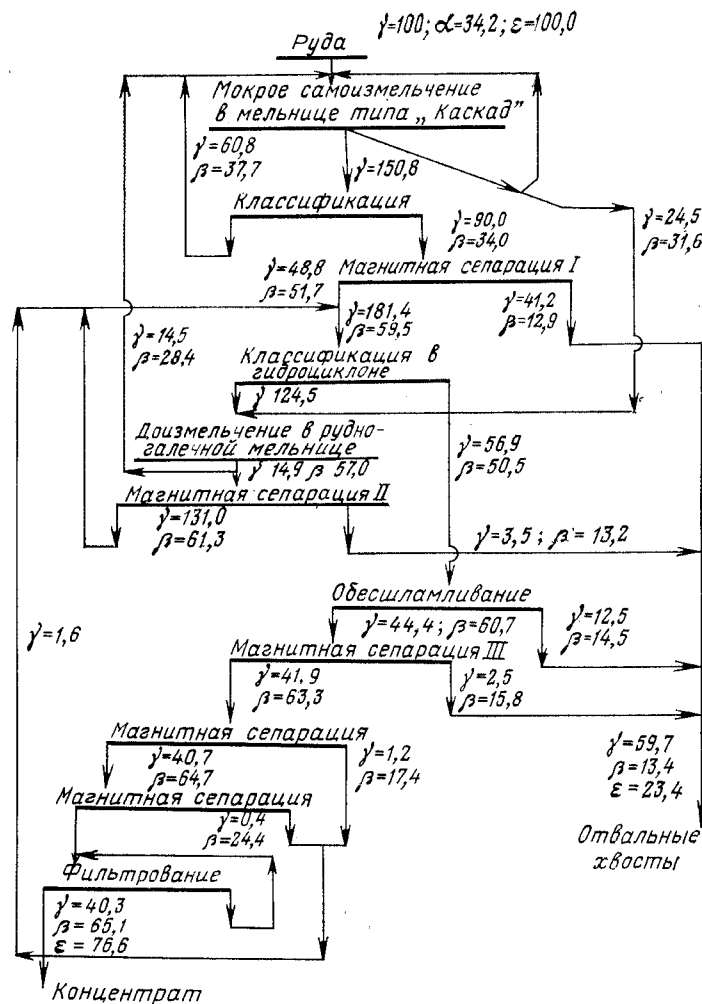


Рис. 117. Схема самоизмельчения и обогащения (к примеру расчета схемы самоизмельчения)

Расчет схем самоизмельчения руд. На рис. 117 приведена схема обогащения руды на обогатительной фабрике ИнГОКа с применением измельчения в мельницах самоизмельчения и рудногалечных. На схеме приведены практические показатели операций измельчения, классификации и обогащения.

В гидроциклоны поступает промпродукт I стадии магнитной сепарации ($\gamma = 48,8 \%$ с содержанием железа $\beta = 51,7 \%$) и циркулирующая нагрузка ($\gamma = 132,6 \%$). В результате классификации получается слив ($\gamma = 56,9 \%$ с $\beta = 50,5 \%$) и пески ($\gamma = 124,5 \%$).

Обозначим массу промпродукта I стадии магнитной сепарации, слива и песков через Q , Q_c и $Q_{п.с.}$ (т), а содержание расчетного класса в них через a , b и c (%) соответственно; массу циркулирующего продукта через S (т) и содержание в нем расчетного класса через d (%).

Составим баланс по расчетному классу

$$Qa + Sd = Q_c b + Q_{п.с.} c \quad (239)$$

Масса слива

$$Q_c = Q + Q_{г.} - Q_{п.с.}, \quad (240)$$

где $Q_{г.}$ — масса рудной гали, поступающей в рудногалечную мельницу ($\gamma = 24,5\%$); $Q_{п.с.}$ — масса рудного скрапа, возвращаемого в рудную мельницу ($\gamma = 14,5\%$).

Т а б л и ц а 22. Результаты расчета схемы обогащения руды с применением самоизмельчения (рис. 117)

Процесс	Продукты	Выход от исходного материала γ , %	Содержание железа β , %	т/г	Извлечение железа ϵ , %
Рудное самоизмельчение	Концентрат конечный	40,3	65,1	2621	76,6
	Отвальные хвосты	59,7	13,4	799	23,4
	Исходная руда	100,0	34,2	3420	100,0
	Циркулирующая нагрузка песков	60,8	37,7	2292	67,0
	Скрап	14,5	28,4	412	12,0
	Галья	24,5	31,6	772	22,5
	Слив классификатора	90,0	34,0	3060	89,5
	Пески	60,8	37,7	2292	67,0
	Слив	90,0	34,0	3060	89,5
	Исходный материал	150,8	35,5	5352	156,5
Магнитная сепарация I стадии	Промпродукт	48,8	51,7	2528	73,8
	Хвосты	41,2	12,9	532	15,7
Магнитная сепарация III стадии	Слив классификатора	90,0	34,0	3060	89,5
	Концентрат	40,3	65,1	2621	76,6
3-й прием	Хвосты	0,4	24,4	10	0,3
	Питание	40,7	64,7	2631	76,9
2-й прием	Промпродукт	40,7	64,7	2631	76,9
	Хвосты	1,2	17,4	21	0,6
1-й прием	Питание	41,9	63,3	2652	77,5
	Промпродукт	41,9	63,3	2652	77,5
Обесшламливание	Хвосты	2,5	15,8	39	1,1
	Питание	44,4	60,7	2691	78,6
Магнитная сепарация II стадии	Обесшламленный материал	44,4	60,7	2691	78,6
	Шлам	12,5	14,5	184	5,3
Классификация в гидроциклонах	Слив гидроциклона	56,9	50,5	2872	83,9
	Промпродукт	131,0	61,3	8030	234,8
Классификация в гидроциклонах	Хвосты	3,5	13,2	47	1,3
	Питание	134,5	60,2	8077	238,1
Классификация в гидроциклонах	Слив гидроциклона	56,9	50,5	2872	83,9
	Пески гидроциклона	124,5	62,0	7713	225,6

Подставим значение Q_c из выражения (240) в уравнение (239)

$$Qa + Sd = (Q + Q_{г.} - Q_{п.с.}) b + Q_{п.с.} c$$

После преобразования получим

$$Sd = Q(b - a) + Q_{г.} b - Q_{п.с.} c b + Q_{п.с.} c \quad (241)$$

Массу циркулирующего продукта можно выразить следующим образом:

$$S = Q_{п.} + Q_{г.} - Q_{п.с.} - Q'_x + Q''_x, \quad (242)$$

где Q'_x — масса хвостов II стадии магнитной сепарации ($\gamma = 3,5\%$); Q''_x — масса хвостов I и II перераспределителей ($\gamma = 1,6\%$).

После подстановки значения S из выражения (242) в уравнение (241) получим

$$\begin{aligned} Q_{п.} d + Q_{г.} d - Q_{п.с.} d - Q'_x d + Q''_x d &= Q(b - a) + Q_{г.} b - Q_{п.с.} c b + Q_{п.с.} c; \\ Q_{п.}(c - d) &= Q(b - a) + Q_{г.}(b - d) - Q_{п.с.}(b - d) - d(Q'_x - Q''_x); \\ Q_{п.} &= [Q(b - a) + Q_{г.}(b - d) - Q_{п.с.}(b - d) - d(Q'_x - Q''_x)] / (c - d). \end{aligned} \quad (243)$$

Циркулирующая нагрузка C (%) определяется из выражения

$$C = \frac{S}{Q} = \frac{Q_{п.} + Q_{г.} - Q_{п.с.} - Q'_x + Q''_x}{Q} 100.$$

В табл. 22 приведены результаты расчета схемы, изображенной на рис. 117.

§ 6. ИЗНОС ИЗМЕЛЬЧАЮЩИХ ТЕЛ

Применяются измельчающие тела рудные и металлические. В зависимости от формы металлических измельчающих тел различают шары, стержни и дильпесы. Шары изготовляют прокаткой, ковкой или штамповкой из различных марок стали диаметром от 15 до 125 мм (с интервалом 10 мм в диапазоне от 30 до 110 мм). Шары диаметром до 60 мм должны изготовляться из стали с содержанием углерода не менее 0,35%, а шары диаметром более 60 мм — с содержанием углерода не менее 0,6%. Они должны подвергаться закалке и иметь твердость: при $d = 15 \div 80$ мм не менее 400 НВ (по Бринелю); при $d = 80 \div 100$ мм не менее 350 НВ и при $d = 125$ мм не менее 300 НВ. На поверхности шаров не должно быть трещин, закатов, пузырей, пленок и шлаковых включений.

Стержни изготовляют диаметром от 40 до 125 мм прокаткой из углеродистой стали. Они не должны скручиваться и

разламываться на короткие куски после износа до технологически допустимого предела (примерно до 30—50 мм).

Качество выпускаемых шаров по твердости, ударостойкости и геометрическим размерам не в полной мере отвечает требованиям, что предопределяет повышенный их расход. В ближайшее время получит развитие производство чугунных мелющих цилиндров (цильпепсов). Замена катаных стальных шаров диаметром 40—50 мм литыми цильпепсами диаметром 25 мм в последней стадии измельчения, дает экономический эффект. Освоена технология производства шаров повышенной прочности в результате их термической обработки.

Износ шаров, стержней, цильпепсов и футеровки мельницы происходит в результате трения при скольжении и перекачивании мелющих тел в среде абразивного измельчаемого материала, при соударении мелющих тел между собой и футеровкой. Интенсивность износа зависит от: свойств стали, из которой изготовлены шары стержни, цильпепсы, футеровки; размеров мелющих тел: абразивности, крупности и крепости измельчаемого материала; способа измельчения; агрессивности среды (кислая, щелочная); профиля футеровки; скоростного режима работы мельницы; размера барабана мельницы; схемы измельчения и др.

При сухом измельчении износ стальных мелющих тел происходит в основном за счет абразивного действия, т. е. микро-резания и микроцарапания металла частицами измельчаемого материала и отрыва частиц металла в виде стружки. При мокром измельчении в водных средах абразивный износ дополняется коррозионным износом. Исследования показывают, что при измельчении в агрессивной среде коррозионная составляющая износа стальных мелющих тел имеет большую долю в общем их износе (от 10 до 60 %).

На обогатительных фабриках износ шаров, стержней и футеровки мельниц колеблется в широких пределах. Например, на ГОКах Кривбасса при измельчении магнетитовых кварцитов расход на 1 т концентрата составляет: шаров и стержней — до 4—5 кг, футеровочной стали — от 0,25 до 0,4 кг. Установлено, что износ шаров пропорционален расходу полезной мощности, потребляемой мельницей. По опытным данным, средний расход стальных шаров составляет примерно 0,1 кг на 1 кВт·ч полезной мощности.

Для компенсации износа измельчающих тел производится догрузка их непрерывно или через малые промежутки времени (рудная галя), или периодически (шары, стержни, цильпепсы).

Согласно экспериментальным данным В. А. Олевского скорость износа шара в барабанной мельнице

$$dG_{ш}/dt = -k_{изн}D^n, \quad (244)$$

где $G_{ш}$ — масса шара; t — время износа; $k_{изн}$ — коэффициент износа; D — диаметр шара.

Показатель степени n зависит от скоростного режима мельницы, качества металла шаров и абразивности руды. При приближенных расчетах принимают $n \approx 3$.

Е. П. Белецким получены корреляционные зависимости, позволяющие прогнозировать расход абразивного изнашиваемого металла в процессах дробления и измельчения.

Расчетные методы оценки расхода рудной измельчающей среды отсутствуют. Поэтому расход рудной галя определяют экспериментально. Опыты показывают, что износ рудной измельчающей среды зависит от прочностной характеристики руды и времени ее пребывания в мельнице.

§ 7. ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ И ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД

Прогнозный анализ развития технологии обогащения руд показывает, что основными способами рудоподготовки до 2000 г. будут схемы самоизмельчения (или полусамоизмельчения) и схемы стадийного дробления и измельчения в шаровых мельницах.

По мере увеличения размеров мельниц и развития автоматизации циклов измельчения были обнаружены некоторые недостатки широко применяемых схем, включающих мелкое дробление в конусных дробилках КМД в открытом цикле, первичное измельчение в стержневых мельницах и тонкое измельчение в шаровых мельницах.

Максимальная эффективность стержневой мельницы может быть достигнута при ее периодических остановках для загрузки новых стержней и удаления изломанных и искривившихся стержней. По мере увеличения размеров стержневой мельницы эта задача становится все более трудной.

Чтобы полностью избежать затруднений связанных с применением стержневых мельниц, на многих фабриках используют только шаровое измельчение. В настоящее время шаровые мельницы изготавливаются больших размеров, чем стержневые. Для достижения необходимой энергии дробящих тел в шаровых мельницах с диаметром от 4000 до 6000 мм требуется применение шаров с размерами от 50 до 75 мм. Однако такие шары могут измельчать материал лишь до 10 мм, а для эффективного измельчения 80 % материала до 1,5 (2,0) мм достаточно иметь шары диаметром около 40 мм.

Большие шаровые мельницы с центральной разгрузкой удобны в эксплуатации. Расходы по ремонту в отделениях измельчения, оборудованных мельницами с центральной разгрузкой, обычно ниже, чем при применении мельниц с разгрузочной решеткой. Однако мельницы с принудительной разгрузкой имеют более высокую производительность и обеспечивают меньшее переизмельчение.

В настоящее время с успехом применяются шаровые мельницы диаметром 5,5 м и с мощностью привода 4500 кВт. Установлено, что затраты на единицу мощности привода большой мельницы значительно меньше, чем малой. За рубежом применяют шаровые мельницы $D \times L = 5,5 \times 7,3$ м с мощностью привода 3940 кВт. В Норвегии для измельчения железной руды установлена шаровая мельница $D \times L = 6,5 \times 10$ м с мощностью привода 8100 кВт.

Наблюдается постоянная тенденция к увеличению размеров мельниц самоизмельчения. В настоящее время применяются мельницы самоизмельчения диаметром от 7,3 до 11,6 м. В ряде случаев использование мельниц самоизмельчения оказалось нерациональным из-за их чувствительности к колебаниям гранулометрического состава и крепости исходной руды.

Отмечено расширение применения полусамоизмельчения, в том числе в результате перевода мельниц полного самоизмельчения на работу с добавкой шаров для повышения их производительности. В настоящее время на зарубежных обогатительных фабриках широко применяют комбинированные схемы измельчения. При самоизмельчении получают только часть готового продукта, а трудно самоизмельчаемый материал направляют на доизмельчение в шаровые мельницы. Ни одна крупная обогатительная фабрика не должна проектироваться без предварительного изучения возможности применения самоизмельчения (полусамоизмельчения). Мельницы полусамоизмельчения эффективно работают как на крепких, так и на сравнительно мягких рудах. При самоизмельчении и полусамоизмельчении рекомендуется применять комбинированные схемы.

Исследование влияния крупности и крепости исходной руды на показатели самоизмельчения железной руды Ингулецкого ГОКа в мельнице ММС-700×2300 показало следующее. С увеличением содержания класса +100 мм в питании мельницы от 22 до 48 % производительность мельницы по исходной руде повышается от 77 до 110 т/ч, а удельная по классу — 0,074 мм — от 0,74 до 1,06 т/(м³·ч). Содержание класса +100 мм в исходной руде должно быть не ниже 40 %. При уменьшении общей циркулирующей нагрузки в цикле самоизмельчения на 36 % в результате доработки избытка гали и скрапа в шаровой мельнице производительность мельницы ММС-7000×2300 увеличивалась на 24 %. По сливу классификатора абсолютный прирост производительности в среднем составил 12 %. Крупность слива в обоих случаях составляла в среднем 73 % класса — 0,074 мм.

Исследованиями установлено, что при увеличении начальной энергии разрушения комбинированного питания мельницы (исходная руда+галья+скрап) от 265 до 440 Дж/кг производительность ее снижается на 21—30 %. Необходимо отметить, что окатанная галья характеризуется более высокой энергией разрушения (340—980 Дж/кг) по сравнению с исходной рудой,

энергия разрушения которой составляет от 137 до 410 Дж/кг. Влияние содержания отдельных классов крупности в исходной руде, начальной энергии разрушения и циркулирующей нагрузки на производительность мельницы описывается следующим уравнением регрессии (при коэффициенте корреляции $R=0,97$):

$$Q = 93,3 + 2\gamma_{+200} + 0,44\gamma_{+150} + 0,91\gamma_{+100} + 0,73\gamma_{+75} - 0,07A_n + 0,06C_{п.к} - 0,74C_{г.с},$$

где Q — производительность мельницы по исходной руде, т/ч; γ_{+200} , γ_{+150} , γ_{+100} и γ_{+75} — содержание классов крупности +200; —200+150; —150+100; —100+75 мм в исходной руде, %; A_n — начальная энергия разрушения кусков исходной руды критической крупности, Дж/кг; $C_{п.к}$ — циркулирующая нагрузка по пескам классификатора, %; $C_{г.с}$ — то же, по гале и скрапу, %.

Расхождение между расчетными и фактическими данными по производительности мельницы не превышает 5,4 %.

Зависимость производительности мельницы Q (т/ч) от содержания измельчающих тел крупностью более 100 мм γ_{+100} (%) при коэффициенте корреляции $R=0,84$ и пределах изменения γ_{+100} от 22 до 48 % описывается уравнением

$$Q = 47 + 1,37\gamma_{+100}.$$

При снижении содержания измельчающих тел руды крупностью более 100 мм на 5 % происходит увеличение накопления в циркулирующей нагрузке гали и скрапа на 5—10 %.

При добавке в рудную мельницу стальных шаров (в количестве 5 % от объема барабана мельницы) производительность мельницы возрастает на 5—9 %. Однако при этом наблюдается повышенный износ лифтеров и футеровки и сокращается на 5—10 % межремонтный период эксплуатации мельницы.

Коэффициент эффективности догрузки шаров в мельницы самоизмельчения меняет свое значение в зависимости от размеров мельницы. Для мельниц большого размера он имеет меньшее значение. По данным В. П. Яшина и А. В. Бортникова, максимальная эффективность процесса самоизмельчения кварцево-сланцевых руд плотностью 2700 кг/м³ и крепостью от 10 до 14 по шкале проф. М. М. Протодьконова в мельнице ММС-7000×2300 наблюдалась при догрузке шаров в объеме 8—9 % от рабочего объема мельницы. Дальнейшее увеличение догрузки шаров сопровождалось понижением эффективности измельчения при повышении производительности. Эффективность догрузки шаров повышается при измельчении трудноизмельчаемых руд.

Схема классификации должна выбираться в зависимости от физических свойств и состава обрабатываемых руд. В од-

них случаях целесообразно применять контрольную классификацию, а в других — двухступенчатую в гидроциклонах, т. е. перемешиванию песков вторичной классификации совместно с исходным питанием.

Если главной целью ставить наилучшее раскрытие рудных зерен, то классификацию необходимо производить при более плотном сливе (особенно в гидроциклонах). Такая классификация иногда позволяет достигать требуемого раскрытия рудных зерен при более грубом измельчении пустой породы. Существующие классифицирующие аппараты еще весьма несовершенны с технологической точки зрения. Крупность готового продукта в циклах измельчения руды на большинстве фабрик характеризуется содержанием 45—98 % класса — 0,074 мм. Слив такой и даже меньшей крупности может быть получен путем гидроциклонирования.

В первой стадии измельчения могут успешно применяться гидроциклоны диаметром от 700 до 1400 мм. Во второй и последующих стадиях измельчения руды, когда требуется получать слив с содержанием 90—95 % класса — 0,044 мм при высокой плотности (20—30 %), целесообразно устанавливать гидроциклоны меньшего диаметра с гладкой внутренней футеровкой.

В результате повышения извлечения класса — 0,074 мм до 90 % в слив классификатора (гидроциклона) при замкнутом цикле измельчения можно повысить производительность этого цикла на 10 %. Показатели работы гидроциклонов зависят от циркулирующей нагрузки и содержания расчетного класса в их питании. Циркулирующую нагрузку можно изменять в пределах пропускной способности мельницы, изменяя диаметр песковых насадок гидроциклонов. При необходимости постоянства крупности слива классификатора следует регулировать производительность гидроциклона по исходному питанию в зависимости от изменения величины циркулирующей нагрузки. При постоянной производительности гидроциклона по исходному питанию с увеличением циркулирующей нагрузки слив гидроциклона загрубляется.

Применение развитых схем классификации с перемешиванием и циркуляцией слива и песков гидроциклонов позволяет существенно улучшить показатели замкнутых циклов измельчения и показатели обогащения. Однако перемешивательные операции протекают с низкой эффективностью и требуют усложнения схемы классификации, установки дополнительного оборудования, повышенного расхода воды и электроэнергии. Промышленные испытания подтверждают, что в результате циркуляции продуктов классификации в отдельных случаях могут быть улучшены показатели измельчения и обогащения. Целесообразность применения перечисленных операций в каждом отдельном случае должна обосновываться с учетом технических требований и экономической целесообразности.

1. Андреев С. Е., Перов В. А., Зверевич В. В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М., Недра, 1980.
2. Антоничев М. Я. Определение перспективных направлений при конструировании шаровых мельниц с помощью теории подобия и моделирования.— Обогащение полезных ископаемых, 1981, вып. 29, с. 8—12.
3. Барабашкин В. П. Молотковые и роторные дробилки. М., Недра, 1973.
4. Барзуков О. П., Иванов Н. А., Карцман Я. М. Уточненный метод расчета перемещения материала в камере дробления конусных дробилок.— Обогащение руд, 1983, № 4, с. 3—6.
5. Бедрань Н. Г. Машины для обогащения полезных ископаемых. Киев — Донецк, Вища школа, 1980.
6. Белецкий Е. П. Закономерности абразивного изнашивания металла в процессах дробления и измельчения железных руд.— Горный журнал, 1982, № 11, с. 55—57.
7. Блехман И. И., Иванов И. А. Движение материала в камере дробления конусных дробилок как процесс вибрационного перемещения.— Обогащение руд, 1977, № 2, с. 15—21.
8. Донченко А. С., Донченко В. А. Справочник механика рудообогатительной фабрики. М., Недра, 1975.
9. Единые правила безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окучивании руд и концентратов. М., Недра, 1978.
10. Захваткин В. К. Анализ зарубежного опыта рудного самоизмельчения медных и медномolibденовых руд. Цветметинформация. 1975.
11. Кармазин В. И., Денисенко А. И., Серго Е. Е. Бесшаровое измельчение руд. М., Недра, 1968.
12. К вопросу о совершенствовании технологии дробления руд на действующих обогатительных фабриках/Я. П. Корниенко, И. М. Костин, Н. В. Бессонникова, В. М. Вайсберг.— Обогащение руд, 1977, № 1, с. 18—22.
13. Крюков Д. К., Кириченко В. И. Выбор перспективного направления развития барабанных мельниц.— Обогащение полезных ископаемых, 1981, № 28, с. 20—26.
14. Кубачек В. Р., Масленников В. А., Девяткин Ю. А. Дробящее пространство конусных дробилок мелкого дробления.— Горный журнал, 1972, № 1, с. 73—77.
15. Линч А. Д. Циклы дробления и измельчения. М., Недра, 1981.
16. Ненарокомов Ю. Ф. Анализ проектных решений цехов среднего и мелкого дробления с целью выбора наиболее экономичных вариантов.— Обогащение руд, 1984, № 2, с. 29—36.
17. Олевский В. А. О мощности двигателей барабанных мельниц.— Обогащение руд, 1978, № 3, с. 23—28.
18. Олевский В. А. Технологический расчет наклонных инерционных грохотов.— Обогащение руд, 1978, № 6, с. 21—29.
19. Основы электроимпульсной дезинтеграции и перспективы применения ее в промышленности/И. И. Каляцкий, В. И. Курец, Г. А. Финкельштейн, В. А. Цукерман.— Обогащение руд, 1980, № 2, с. 6—11.
20. Остапенко П. Е. Обогащение железных руд. М., Недра, 1977.
21. Правила технической эксплуатации технологического оборудования обогатительных фабрик цветной металлургии. М., Недра, 1978.
22. Разумов К. А., Перов В. А. Проектирование обогатительных фабрик. М., Недра, 1982.
23. Серго Е. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. Киев, Вища школа, 1975.

24. Серго Е. Е., Лукьянчиков Н. Н., Остапенко П. Е. Эффективность обогащения железных руд. М., Недра, 1983.

25. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. М., Недра, 1982.

26. Справочник по обогащению руд черных металлов. М., Недра, 1980.

27. Тихонов О. Н. Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых. М., Недра, 1984.

28. Ходанов Г. С. Физика измельчения. М., Наука, 1972.

29. Шинкоренко С. Ф. Технология измельчения руд черных металлов. М., Недра, 1982.

30. Щупов Л. П. Моделирование и расчет на ЭВМ схем обогащения. М., Недра, 1980.

31. Яшин В. П., Бортников А. В. Теория и практика самоизмельчения. М., Недра, 1978.

Приложение 1

Значения $\eta^{-1/2}$ при разных температурах

$t, ^\circ\text{C}$	$\eta^{-1/2}$	$t, ^\circ\text{C}$	$\eta^{-1/2}$
10	74,41	22	74,16
12	75,21	24	73,96
14	75,00	26	73,78
16	74,79	28	73,58
18	74,58	30	73,58
20	74,37		

Приложение 2

Числовые значения $\sqrt{m^3/(1-m)^2}$ в зависимости от m

m	$\sqrt{\frac{m^3}{(1-m)^2}}$	m	$\sqrt{\frac{m^3}{(1-m)^2}}$	m	$\sqrt{\frac{m^3}{(1-m)^2}}$
0,300	0,235	0,331	0,285	0,362	0,341
0,301	0,236	0,332	0,286	0,363	0,343
0,302	0,238	0,333	0,288	0,364	0,345
0,303	0,239	0,334	0,290	0,365	0,347
0,304	0,241	0,335	0,292	0,366	0,349
0,305	0,242	0,336	0,293	0,367	0,351
0,306	0,244	0,337	0,295	0,368	0,353
0,307	0,245	0,338	0,297	0,369	0,355
0,308	0,247	0,339	0,299	0,370	0,357
0,309	0,248	0,340	0,300	0,371	0,359
0,310	0,250	0,341	0,302	0,372	0,361
0,311	0,252	0,342	0,304	0,373	0,363
0,312	0,253	0,343	0,306	0,374	0,365
0,313	0,255	0,344	0,308	0,375	0,367
0,314	0,256	0,345	0,309	0,376	0,369
0,315	0,258	0,346	0,311	0,377	0,372
0,316	0,260	0,347	0,313	0,378	0,374
0,317	0,261	0,348	0,315	0,379	0,376
0,318	0,263	0,349	0,317	0,380	0,378
0,319	0,265	0,350	0,319	0,381	0,380
0,320	0,266	0,351	0,320	0,382	0,382
0,321	0,268	0,352	0,322	0,383	0,384
0,322	0,269	0,353	0,324	0,384	0,386
0,323	0,271	0,354	0,326	0,385	0,388
0,324	0,273	0,355	0,328	0,386	0,391
0,325	0,274	0,356	0,330	0,387	0,393
0,326	0,276	0,357	0,332	0,388	0,395
0,327	0,278	0,358	0,334	0,389	0,397
0,328	0,280	0,359	0,336	0,390	0,399
0,329	0,281	0,360	0,338	0,391	0,401
0,330	0,283	0,361	0,339	0,392	0,404

m	$\sqrt{\frac{m^3}{(1-m)^2}}$	m	$\sqrt{\frac{m^3}{(1-m)^2}}$	m	$\sqrt{\frac{m^3}{(1-m)^2}}$
0,393	0,406	0,446	0,538	0,499	0,704
0,394	0,408	0,447	0,540	0,500	0,707
0,395	0,410	0,448	0,543	0,501	0,711
0,396	0,413	0,449	0,546	0,502	0,714
0,397	0,415	0,450	0,549	0,503	0,718
0,398	0,417	0,451	0,552	0,504	0,721
0,399	0,419	0,452	0,554	0,505	0,725
0,400	0,422	0,453	0,557	0,506	0,729
0,401	0,424	0,454	0,560	0,507	0,733
0,402	0,426	0,455	0,563	0,508	0,736
0,403	0,429	0,456	0,566	0,509	0,739
0,404	0,431	0,457	0,569	0,510	0,743
0,405	0,433	0,458	0,572	0,511	0,747
0,406	0,436	0,459	0,575	0,512	0,751
0,407	0,438	0,460	0,578	0,513	0,755
0,408	0,440	0,461	0,581	0,514	0,758
0,409	0,443	0,462	0,584	0,515	0,762
0,410	0,445	0,463	0,587	0,516	0,766
0,411	0,447	0,464	0,590	0,517	0,770
0,412	0,450	0,465	0,593	0,518	0,774
0,413	0,452	0,466	0,596	0,519	0,777
0,414	0,455	0,467	0,599	0,520	0,781
0,415	0,457	0,468	0,602	0,521	0,785
0,416	0,459	0,469	0,605	0,522	0,789
0,417	0,462	0,470	0,608	0,523	0,793
0,418	0,464	0,471	0,611	0,524	0,797
0,419	0,467	0,472	0,614	0,525	0,801
0,420	0,469	0,473	0,617	0,526	0,805
0,421	0,472	0,474	0,620	0,527	0,809
0,422	0,474	0,475	0,624	0,528	0,813
0,423	0,477	0,476	0,627	0,529	0,817
0,424	0,479	0,477	0,630	0,530	0,821
0,425	0,482	0,478	0,633	0,531	0,825
0,426	0,484	0,479	0,636	0,532	0,829
0,427	0,487	0,480	0,639	0,533	0,833
0,428	0,490	0,481	0,643	0,534	0,837
0,429	0,492	0,482	0,646	0,535	0,842
0,430	0,495	0,483	0,649	0,536	0,846
0,431	0,497	0,484	0,652	0,537	0,850
0,432	0,500	0,485	0,656	0,538	0,854
0,433	0,503	0,486	0,659	0,539	0,858
0,434	0,505	0,487	0,662	0,540	0,863
0,435	0,508	0,488	0,666	0,541	0,867
0,436	0,510	0,489	0,669	0,542	0,871
0,437	0,513	0,490	0,672	0,543	0,875
0,438	0,516	0,491	0,676	0,544	0,880
0,439	0,518	0,492	0,679	0,545	0,884
0,440	0,521	0,493	0,683	0,546	0,889
0,441	0,524	0,494	0,686	0,547	0,893
0,442	0,527	0,495	0,690	0,548	0,898
0,443	0,529	0,496	0,693	0,549	0,902
0,444	0,532	0,497	0,697	0,550	0,906
0,445	0,535	0,498	0,700		

Приложение 3

Техническая характеристика грохотов инерционных наклонных (по ГОСТ 23788—79Е и каталогам обогатительного оборудования)

Показатели	Грохоты легкого типа						Грохоты среднего типа	
	ГИЛ32	ГИЛ42	ГИЛ43	ГИЛ62	ГИК62	ГИС42	ГИС52	
Размеры просеивающей поверхности, мм	1250×2500	1500×3750	1500×3750	1750×4500	1750×3000	1500×3750	1750×4500	
Число сит	2	2	3	2	2	2	2	
Угол наклона корпуса, градус	10—25	10—25	10—25	10—25	14—18	10—25	10—25	
Частота колебаний корпуса, мин ⁻¹	1150	900; 1000	970	870	900; 970	900	900	
Амплитуда колебаний (полуразмах), мм	2,5	3, 3,5	2,5	3, 2,5	3, 3,5	4,5	3,7	
Размеры отверстий сит, мм	6; 10; 25; 50	6; 10; 13; 25; 50	13; 25; 50	55; 30	60; 35,50	40; 12	40; 12	
Мощность электродвигателя, кВт	4,0	7,5	7,5	7,5	13	10	15	
Масса грохота, кг	1740	3300	4120	3540	3400	3500	3985	
Производительность максимальная, т/ч м ³ /ч	100	180	200	250	400	(70)	(100)	
Цена, руб.	1320	2900	3030	2830	—	2500	2960	

Техническая характеристика грохотов инерционных наклонных тяжелого типа (по ГОСТ 23788—79Е и каталогам обогатительного оборудования)

Показатели	ГИТ32Н	ГИТ41	ГИТ41А	ГИТ42Н	ГИТ51Б	ГИТ51Н	ГИТ51А	ГИТ52Н	ГИТ61СО	ГИТ71Н
Размеры просеивающей поверхности, мм	1250×2500	1500×3000	1500×3000	1500×3000	1750×4500	1750×3500	1750×3500	1750×3500	2000×6000	2500×5000
Число сит	2	1	1	2	1	1	1	2	1	1
Угол наклона короба, градус	10—30	10—30	10—30	10—30	10—30	10—30	10—30	10—30	15—25	10—30
Частота колебаний короба, мин ⁻¹	776; 970	800	970	970	640; 720; 800	640; 720; 800; 970	600; 645; 720	543; 970	1000	520; 650; 730
Амплитуда колебаний (полуразмах), мм	3—5	3	3—5	3—5	3—7	3—7	5—7	3—5	4—5	3,9—7,6
Размеры отверстий сит, мм	20; 80; 40; 12×12	80; 40; 25×25	8—12	12; 16; 20; 25; 40	8—12	6—8	50—150	20—100	20—100	50—120
Мощность электродвигателя, кВт	10	13	13	13	17	17	22	22	17	30
Масса грохота, кг	5130	5450	5980	5980	6030	6890	8506	7320	1200	15 615
Производительность максимальная, т/ч	360	670	120—230	850	50—60	1000	300—1000	1000	135	1200 м³/ч
Цена, руб.	5110	4000	5740	6063	8390	8200	9020	9950	6500	13 044

Приложение 5

Техническая характеристика грохотов самобалансных (по ГОСТ 23788—79Е и каталогам обогатительного оборудования)

Показатели	Грохоты легкого типа		Грохоты среднего типа	
	ГИСЛ72	ГИСЛ62	ГСС22	ГСС32
Размеры просеивающей поверхности, мм	2500×6000	2000×5000	1000×2500	1250×3000
Число сит	2	2	2	2
Угол наклона короба, градус	10—25	0—25	0	0
Частота колебаний короба, мин ⁻¹	735	735	740	760
Амплитуда колебаний короба, мм	6	6	9,5	9
Размеры отверстий сит, мм	Штампованные щелевидные	Провод щелевидный	26×26; 25×20	26×26; 25×20
Мощность электродвигателя, кВт	22	17	5,5	5,5
Масса грохота, кг	13 860	10 150	1933	2250
Производительность максимальная, т/ч (м³/ч)	400	270	(40)	(60)
Цена, руб.	10 643	8700	1300	1650

Приложение 6

Техническая характеристика грохотов самобалансных тяжелого типа (по ГОСТ 23788—79Е и каталогам обогатительного оборудования)

Показатели	Заводская марка грохота		
	243Гр	ГСТ42	ГСТ51
Размеры просеивающей поверхности, мм	1500×4000	1500×3000	1750×4500
Число сит	1	2	1
Угол наклона короба, градус	0	0	0—8
Частота колебаний короба, мин ⁻¹	950	960	970
Амплитуда колебаний короба, мм	4,2	3,5	4,3
Размеры отверстий сит, мм	2—25	10×10; 4×4	1,6; 10×10; 20; 30
Мощность электродвигателя, кВт	2,2×2	4	10
Масса грохота, кг	2410	2700	5000
Производительность максимальная, т/ч	150	90	200

Продолжение прилож. 6

Показатели	Заводская марка грохота		
	253Гр	259Гр	ГСТ61
Размеры просеивающей поверхности, мм	2000×5000	2000×4000	2000×5000
Число сит	1	1	1
Угол наклона короба, градус	0	0	0
Частота колебаний короба, мин ⁻¹	965	965	735
Амплитуда колебаний короба, мм	4,2	4,2	5
Размеры отверстий сит, мм	2—25	2—25	8; 12; 16; 20
Мощность электродвигателя, кВт	15	15	11
Масса грохота, кг	7000	7100	11 300
Производительность максимальная, т/ч	250	250	100

Продолжение прилож. 6

Показатели	Заводская марка грохота		
	ГСТ62	ГСТ72М	ГСТ72Н
Размеры просеивающей поверхности, мм	2000×5000	2500×6200	2500×7000
Число сит	2	2	1 (1)
Угол наклона короба, градус	5	5	0—8
Частота колебаний короба, мин ⁻¹	700—735	700—735	735
Амплитуда колебаний короба, мм	5—6	4—6	5
Размеры отверстий сит, мм	10—50; 2—20	10—50; 2—20	18; 8; 3
Мощность электродвигателя, кВт	22	22	18,5
Масса грохота, кг	10 000	14 000	14 300
Производительность максимальная, т/ч	500	1000	650

Приложение 7

Техническая характеристика грохота-питателя 182А-Гр (по каталогу обогатительного оборудования)

Размеры просеивающей поверхности, мм	1500×1350
Число сит	1
Частота вибрации, Гц	50
Двойная амплитуда колебаний, мм	1,8
Ширина щели колосниковой решетки, мм	5
Нагрузка на пружины (6 шт.) не более, Н	255
Потребляемая мощность, кВт	4,5
Напряжение однофазного переменного тока питания, В	380
Сила однофазного переменного тока, А	15

Продолжение прилож. 7

Напряжение постоянного тока, В	24
Сила постоянного тока, А	11
Масса грохота, кг	5540
Производительность по питанию, т/ч	До 120
Производительность по надрешетному продукту, м ³ /ч	До 125
Эффективность грохочения, %	50
Цена, руб.	3750

Приложение 8

Техническая характеристика цилиндрических грохотов со спиральной поверхностью грохочения (по каталогу обогатительного оборудования)

Показатели	ГЦЛ1	ГЦЛ3
Внутренний диаметр рабочей поверхности барабана, мм	1200	1700
Рабочая длина барабана, мм	1500	2860
Угол наклона оси барабана к горизонту, градус	8	8
Ширина щелей между витками спиральной рабочей поверхности, мм	50; 70; 100	100; 150; 200
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	11	9,26
Максимальная крупность кусков в питании, мм	250	400×500×500
Максимальная ориентировочная производительность при наибольшей ширине щелей спиральной рабочей поверхности, т/ч	400	1000
Мощность приводного электродвигателя, кВт	4,5	7,5
Частота вращения вала электродвигателя, мин ⁻¹	950	970
Масса грохота, кг	3200	8960

Приложение 9

Техническая характеристика дуговых грохотов (по каталогу обогатительного оборудования)

Показатели	СД1	СД2А	СД03
Размеры сита, мм:			
ширина	1100	1170	1200
длина	865	1730	2500
Полезная площадь, м ²	0,95	1,9	3
Радиус кривизны, мм	550	550	800
Центральный угол, градус	90	180	180
Зазор между колосниками решетки, мм	0,5—3	0,5—2	0,5
Максимальная крупность зерен в пульпе, мм	3—4	3—4	8—10
Ширина питающей щели (регулируемая), мм	10—30	0—30	90—140
Содержание твердого в пульпе, %, не более	8—20	8—20	8—20

Показатели	СД1	СД2А	СД03
Скорость пульпы на выходе из питающей щели, м/с	До 4	4,5—9	4,5—9
Давление пульпы перед питающей щелью, МПа	0,12	0,12	0,12
Производительность по питанию, м ³ /ч	До 200	300—400	450—500
Масса грохота, кг	290	508	836

Приложение 10

Техническая характеристика грохота ГПГ-0,75

Размеры сита, мм	720×1200
Ширина щели сетки, мм	0,09—0,5
Число сит в одной секции	1
Число секций	1—12
Угол наклона сита к горизонту, градус	45, 50, 55
Расход воды для разбавления надрешетного продукта на одну секцию, л/мин	30—40
Частота колебаний, мин ⁻¹	12
Мощность электродвигателя, кВт	0,4
Производительность одной секции (в зависимости от ширины щели сетки):	
по твердому, т/ч	10—50
по пульпе, м ³ /ч	20—100
Масса одной секции, кг	660

Приложение 11

Техническая характеристика гидрогрохота ГГЛЗ с неподвижной рабочей поверхностью (по данным завода-изготовителя)

Производительность по рядовому углю, т/ч	800
Площадь рабочей поверхности, м ² :	
грохочения	4,0
обесшламливания подрешетного продукта	3
Расстояние между колосниками в свету, мм	5—18
Живое сечение просеивающей поверхности, %, не менее	50
Удельный расход воды, м ³ /т	До 1,5
Давление воды, кПа, не менее	100
Габариты при угле наклона решетки 20°, мм:	
длина	5425
ширина	1920
высота	4585
Масса, кг	8120

Изготовитель — Ворошиловградский завод угольного машиностроения им. А. Я. Пархоменко.

Приложение 12

Техническая характеристика щековых дробилок (по ГОСТ 7084—80 и каталогу обогажительного оборудования)

Показатели	Дробилки со сложным качанием щеки				Дробилки с простым качанием щеки				Изготовитель	
	ЩДС-1-2,5×4,0	ЩДС-1-2,5×9	ЩДС-1-4×9	ЩДС-11-6×9	ЩДП-9×12	ЩДП-12×15	ЩДП-12×15	ЩДП-15×21		ЩДП-15×21
Размер загрузочного отверстия, мм	250×400	250×900	400×900	600×900	900×1200	1200×1500	1200×1500	1500×2100	1500×2100	
Ширина выходной щели, мм	20—80	20—60	40—90	75—125	130	150	150	180	180	
Частота вращения главного вала, мин ⁻¹	275	325	290	250	200 ± 10	150	150	125	125	
Наибольший размер кусков в питании, мм	210	210	340	500	750	1000	1000	1300	1300	
Производительность, м ³ /ч	3,5—14	18	30	62	180	280	310	550	600	
Электродвигатель: мощность, кВт	17	37	45	75	90	160	160	250	250	
частота вращения, мин ⁻¹	1000	1470	980	960	750	730	730	495	495	
Масса без электрооборудования, кг	2500	8000	12 000	20 000	69 500	140 700	140 700	249 900	249 900	
Цена, руб.	1600	5700	7700	11 500	58 300	98 100	98 100	164 000	164 000	
										Волгоцеммаш (г. Тольятти)
										Выксунский завод дробильно-размольного оборудования

Техническая характеристика конусных дробилок крупного дробления (по ГОСТ 6937—81 и каталогу обогащательного оборудования)

Показатели	Дробилки с гидравлическим регулированием щели					Дробилки редуцированные с гидравлическим регулированием щели	
	ККД-500/75	ККД-900/140	ККД-1200/150	ККД-1500/160—250	ККД-1500/180	КРД-700/75	КРД-900 100
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1220	1700	1900	2900	2520	2040	2340
Ширина загрузочного отверстия, мм	500	900	1200	1500	1500	700	900
Ширина разгрузочной щели, мм	75	110, 140, 160	130, 150, 180	160, 180, 200, 220, 250	160, 180, 200	75	100
Наибольший размер кусков в питании, мм	420	750	1000	1200	1300	550	750
Частота вращения конуса, мин ⁻¹	200	140	120	90	110	135	110
Производительность, м ³ /ч	200	330, 420, 480	550, 680, 800	1450, 1650, 1850, 2000, 2300	1300, 1450, 1600	400	680
Электродвигатель: мощность, кВт	110	250	320	2×320	400	250	400
частота вращения, мин ⁻¹	985	740	590	590	590	960	590
Масса дробилки без электрооборудования, кг	41 250	148 340	240 000	520 700	403 200	137 500	254 100
Цена, руб.	48 360	153 100	234 100	426 400	346 850	122 000	200 000

Изготовитель

Уральский завод гяжелого машиностроения

Приложение 14

Техническая характеристика конусных дробилок для среднего дробления (по ГОСТ 6937—81 и каталогам обогащательного оборудования)

Показатели	ККД-600Гр				ККД-900Б		ККД-1200ГР		ККД-1200Т	
	Диаметр основания дробящего конуса, мм	600	900	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200
Ширина загрузочного отверстия, мм	100	130	185	185	185	185	185	185	185	185
Ширина выходной щели, мм	12—35	15—40	20—50	20—50	20—50	20—50	20—50	20—50	20—50	20—50
Наибольший размер кусков в питании, мм	60	100	150	150	150	150	150	150	150	150
Частота вращения конуса, мин ⁻¹	350	325	360	360	360	360	360	360	360	360
Производительность, м ³ /ч	19—40	38—57	77—115	77—115	77—115	77—115	77—115	77—115	77—115	77—115
Электродвигатель: мощность, кВт	30	55	75	75	75	75	75	75	75	75
частота вращения, мин ⁻¹	1470	1000	735	735	735	735	735	735	735	735
Масса дробилки без электрооборудования, кг	4300	11 220	23 206	23 206	23 206	23 206	23 206	23 206	23 206	23 206
Цена, руб.	6888	14 700	29 820	29 820	29 820	29 820	29 820	29 820	29 820	29 820

Изготовитель

Завод «Стромшина» и Выксунский завод дробильно-размольного оборудования

Южуралмаш

Показатели	КСД-1750Гр	КСД-1750Г	КСД-2200Гр	КСД-2200Г	КСД-3000Г
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1750	1750	2200	2200	3000
Ширина загрузочного отверстия, мм	250	200	350	275	475
Ширина выходной щели, мм	25—60	15—30	30—60	15—30	25—50
Наибольший размер кусков в питании, мм	200	160	300	250	380
Частота вращения конуса, мин ⁻¹	260	260	242	242	185
Производительность, м ³ /ч	170—320	100—190	360—610	180—360	500, 425—850
Электродвигатель:					
мощность, кВт	160	160	250	250	400
частота вращения, мин ⁻¹	740	740	495	495	590
Масса дробилки без электрооборудования, кг	48 050	40 090	86 800	87 680	208 100
Цена, руб.	58 000	58 080	77 800	78 880	—

Изготовитель

Уральский завод тяжелого машиностроения

Приложение 15

Техническая характеристика конусных дробилок для мелкого дробления (по ГОСТ 6936—81 и каталогу обогажительного оборудования)

Показатели	КМД-1200Гр	КМД-1200Г	КМД-1750Гр	КМД-1750Г	КМД-2200Гр	КМД-2200Г
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1200	1200	1750	1750	2200	2200
Ширина загрузочного отверстия, мм	100	50	130	80	140	100
Ширина разгрузочной щели, мм	5—15	3—12	9—20	5—15	10—20	5—15
Наибольший размер кусков в питании, мм	80	40	100	70	110	85
Частота вращения конуса, мин ⁻¹	260	260	260	260	242	242
Производительность, м ³ /ч	45	27	95—130	85—110	220—260	160—220
Мощность электродвигателя, кВт	75	75	160	160	250	250
Масса дробилки без электрооборудования, кг	23 428	23 455	47 550	47 600	90 500	87 370
Цена, руб.	30 025	30 025	58 700	58 700	77 700	78 800

Продолжение прилож. 15

Показатели	КМД-2200СТ	КМД-2500	КМД-3000Г	КМДТ-2200А	КМДТ-2200Б
Диаметр основания дробящего конуса, мм	2200	2500	3000	2200	2200
Ширина загрузочного отверстия, мм	85	140	120	100	100
Ширина разгрузочной щели, мм	7—15	7—20	6—20	5—15	5—15
Наибольший размер кусков в питании, мм	75	110	100	85	85
Частота вращения конуса, мин ⁻¹	250—308	200	185	269	269
Производительность, м ³ /ч	120—150	95—250	300*	190*	190*
Мощность электродвигателя, кВт	320	320	400	320	320
Масса дробилки без электрооборудования, кг	87 570	145 900	212 200	93 500	96 000
Цена, руб.	78 800	—	—	—	—

* При минимальной ширине разгрузочной щели.

Техническая характеристика валковых дробилок с гладкими и зубчатыми валками (по данным заводов-изготовителей)

Показатели	Дробилки однороторные для агломерата		Дробилки двухроторные с гладкими валками				Дробилка четырехроторная с гладкими валками 900×700
	СМД-2	СМД-3	ДГ400×250	ДГ600×400	ДГ1000×550	ДГ1500×600	
Размер валков (диаметр × длина), мм	1300×2700	1300×4200	400×250	600×400	1000×550	1500×600	900×700
Частота вращения валков, мин ⁻¹	4,65	3; 4,5; 6; 9	148; 212; 275	134; 160; 187	112; 89; 63	75,8; 59; 44; 24	Верхних 114; нижних 182,5
Наибольший размер кусков в питании, мм	—	—	20	30	50	75	40
Ширина щели между валками, мм	—	—	2—12	2—14	4—18	4—20	Верхними 10, нижними 2,5
Максимальная крупность кусков дробленого продукта, мм	200	150	—	—	—	—	—
Производительность, м ³ /ч (т/ч)	(до 200)	(до 900)	1,4—15,6	3,0—29,4	11,9—53,5	13—65	(до 16)
Мощность электродвигателя, кВт	55	40; 62,5	4	10	40	55	14; 20; 40
Масса дробилки, кг	28 500	56 100	1890	5300	16 720	34 000	27 345
Цена, руб.	18 700	34 700	2300	3200	—	—	40 000
Изготовитель	Волгоцемаш (г. Тольятти)	Ленинградский машиностроительный завод им. Котлякова	Сызранский турбостроительный завод	Литейно-механический завод (Ивановская обл.)			

Продолжение прилож. 16

Показатели	Дробилки двухвалковые зубчатые						Изготовитель
	ДДЗ-4	ДДЗ-6	ДДЗ-10	ДДЗ-700	ДДЗ-19×9	ДДЗ-15×12	
Размер валков (диаметр × длина), мм	400×600	630×800	1000×1250	1250×1000	900×900	1500×1200	1600×2000
Частота вращения валков, мин ⁻¹	66	50	36	170; 200	42	40	41
Наибольший размер кусков в питании, мм	100×200×300	400×500×600	400×600×1000	900	250, 360	900	1200×1300×1300
Ширина щели между валками, мм	105	До 150	240	—	—	100	До 440
Максимальная крупность кусков дробленого продукта, мм	25; 50; 75; 100; 125	50; 75; 100; 125; 150	100; 125; 150; 300	250	40, 75; 80; 100	100; 150	200; 300
Производительность, м ³ /ч (т/ч)	(20—100)	(60—150)	(125—525)	(700)	(70, 120)	(до 150)	(800, 1300)
Мощность электродвигателя, кВт	13	22	40	30	40	55	250
Масса дробилки, кг	4714	9860	24 260	13 500	13 085	32 000	113 840
Цена, руб.	6000	11 700	19 500	9800	12 800	23 100	112 000
Изготовитель	Ясноноватский машиностроительный завод	Ясноноватский машиностроительный завод	«Стром-машина» (г. Кострома)	Сызранский турбостроительный завод	Волгоцемаш	Ясноноватский машиностроительный завод	

Приложение 17

Техническая характеристика молотковых дробилок (по ГОСТ 7090—72 и каталогам обогатительного оборудования)

Показатели	Дробилки молотковые однороторные неперевёрсивные			
	М6-4Б (СМД-112)	М8-6Б (СМ-431)	М13-16Б (СМ-170Б)	М20-30Г (СМД-98А)
Размер ротора (диаметр × длина), мм	600×400	600×600	1300×1600	2000×3000
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	1250	1000	735	600
Наибольший размер кусков в питании, мм	150	250	400	60
Крупность дробленого продукта, мм	0—30	0—13	До 8	До 20
Производительность, т/ч (м ³ /ч)	(12—15) на шлаке	(18—24) на угле	150—200	900—1200
Мощность электродвигателя, кВт	17	55	200	1250
Масса дробилки, кг	1150	2245	12 675	53 800
Цена, руб.	900	1000	8000	300 000
Изготовитель	«Строммашина»		Высунский завод дробильно-размольного оборудования	Волгоцем-маш

Продолжение прилож. 17

Показатели	Дробилки молотковые однороторные реверсивные		
	ДМРЭ 10×10	ДМРИЭ 14,5×13	1500×1500-1000
Размер ротора (диаметр × длина), мм	1000×1000	1450×1300	1500×1500
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	750; 1000; 1500	750; 1000	1500; 1000
Наибольший размер кусков в питании, мм	80	80	120
Крупность дробленого продукта, мм	5; 3; 2	3	3
Производительность, т/ч (м ³ /ч)	100	До 250	500
Мощность электродвигателя, кВт	200; 200; 250	400; 500; 630	1000; 800
Масса дробилки, т	8,9; 9,0; 9; 1	18,5; 18,3; 18,2	24,7; 22,5
Цена, руб.	7100	14 100	23 500
Изготовитель	Сызранский турбостроительный завод		

Продолжение прилож. 17

Показатели	Дробилки молотковые самоочищающиеся		Дробилка молотковая двухроторная С-599
	СМД-97А	СМД-102	
Размер ротора (диаметр × длина), мм	2000×2000	2000×2000	700
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	—	—	—
Наибольший размер кусков в питании, мм	600	600	100
Крупность дробленого продукта, мм	20	20—180	2
Производительность, т/ч (м ³ /ч)	На угле 600—800	На угле 660	На известняке (10)
Мощность электродвигателя, кВт	800	800	55
Масса дробилки, кг	41 200	65 200	4425
Цена, руб.	26 000	48 000	3740
Изготовитель	Волгоцеммаш		Высунский завод дробильно-размольного оборудования

Приложение 18

Техническая характеристика роторных дробилок (по ГОСТ 12375—70 и каталогу обогатительного оборудования)

Показатели	ДРК9×6 (СМД-85)	ДРК12×10 (СМД-86)	ДРК16×12 (СМД-95)	ДРК20×16 (СМД-87)	ДРС10×10 (СМД-75)	ДРС12×12 (СМД-94)
Диаметр ротора, мм	800	1250	1600	2000	1000	1250
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	485; 675; 935	296; 417; 550	—	190, 290, 380	410, 580, 735, 915	—
Окружная скорость бил ротора, м/с	20; 26,5; 35	20; 26,5; 35	20; 26,5; 35	20; 26,5; 35	20; 24; 28,8	20; 24; 28,8
Максимальный размер за-гружаемых кусков, мм	400	600	800	1100	До 300	375
Зазор между колосниками решетки, мм	16—160	25—250	22—320	40—400	16—200	20—250
Производительность, м ³ /ч	55	125	200	370	до 125	200
Мощность электродвига-теля, кВт	40	110	160	250	122	200
Масса дробилки, кг	6000	13 850	29 830	59 380	9170	16 750
Цена, руб.	5700	11 000	23 000	10 000	17 800	8040
Изготовитель	Высунский завод дробильно-размольного оборудования					

Технические характеристики шаровых мельниц мокрого измельчения с решеткой (по каталогу обогащательного оборудования)

Показатели	МШР-900×900	МШР-1200×1200	МШР-1500×1500	МШР-2100×1500	МШР-2110×2200	МШР-2100×3000	МШР-2700×2100	МШР-2700×2700	МШР-2700×3600
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:									
диаметр	900	1200	1500	2100	2100	2100	2700	2700	2700
длина	900	1200	1500	1500	2200	3000	2100	2700	3600
Рабочий объем, м ³	0,45	1	2,2	4,3	6,3	8,5	10	13	17,5
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	41	36	30	24,1	24,6	24,6	21	21	21
Приводной электродвигатель:									
мощность, кВт	14	28	55	132	200	200	380	380	380
частота вращения, мин ⁻¹	730	735	970	740	750; 735	750; 735	187	187	187
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	5,3	10,3	15,4	39,1	44,4	49	68	74	78,5
Цена, руб.	5400	7700	17 300	36 500	44 000	55 000	82 000	—	90 000

Продолжение прилож. 19

Показатели	МШР-3200×3100	МШР-3200×4500	МШР-3600×4000	МШР-3600×4000 с балочной футеровкой	МШР-3600×5000	МШР-4000×5000	МШР-4500×5000	МШР-4500×6000	МШР-5500×6500	МШР-6000×6000
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:										
диаметр	3200	3200	3600	3600	3600	4000	4500	4500	5500	6000
длина	3100	4500	4000	4000	5000	5000	5000	6000	6500	6000
Рабочий объем, м ³	22	32	36	36	45	55	71	85	141	208
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	19,8	19,8	18,1	18,1	18,12	17,18	16,66	16,5	13,6	13,2
Приводной электродвигатель:										
мощность, кВт	600	900	1000	1100	1250	2000	2500	2500	—	—
частота вращения, мин ⁻¹	250	167	167	167	187	150	150	150	—	—
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	95,6	141,3	157,7	158,4	165,3	261,5	295,9	—	—	—
Цена, руб.	102 800	—	87 400	—	—	14 100	157 790	—	—	—

Технические характеристики шаровых мельниц мокрого измельчения с центральной разгрузкой (по каталогам обогатительного оборудования)

Показатели	МШЦ-900×1800	МШЦ-1500×3100	МШЦ-2100×2200	МШЦ-2100×3000	МШЦ-2700×2600	МШЦ-3200×3100	МШЦ-3200×4500	МШЦ-3600×5000	МШЦ-3600×5500
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:									
диаметр	900	1500	2100	2100	2700	3200	3200	3600	3600
длина	1800	3100	2200	3000	3600	3100	4500	5000	5500
Рабочий объем, м³	0,9	4,2	6,8	8,5	17,5	22,4	32	46	49
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	41	30	24,6	24,6	21,0	19,8	19,72	18,12	18,12
Электродвигатель:									
мощность, кВт	22	100	200	200	380	600	900	1250	1250
частота вращения ротора, мин ⁻¹	1460	1450	750	735	187	2500	167	187	187
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	4,4	14,7	39	42,4	73,4	89,2	140	150	161
Цена, руб.	5800	22 000	—	45 000	89 000	—	75 930	—	83 100

Продолжение прилож. 20

Показатели	МШЦ-4000×5500	МШЦ-4500×6000	МШЦ-5500×6000	МШЦ-5500×6500	МШЦ-5500×6500	МШЦ-5500×6500	МШЦ-5000×10 500	МШЦ-5000×10 500	МШЦ-6000×8000	МШЦ-8500×8500
Внутренние размеры барабана (без футеровки), мм:										
диаметр	4000	4500	5500	5500	5500	5500	5 000	5 500	6000	8500
длина	5500	6000	6000	6500	6500	6500	10 500	10 500	8000	8500
Рабочий объем, м³	60	82	130	140	140	140	186	228	208	221
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	17,18	16,7	—	—	—	—	15,3	13,6	13,2	13,2
Электродвигатель:										
мощность, кВт	2000	2500	3200	4000	4000	4000	—	—	—	—
частота вращения ротора, мин ⁻¹	150	150	—	—	—	—	—	—	—	—
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	250	310	573	667	706	—	—	—	—	—
Цена, руб.	125 000	137 695	—	—	—	—	—	—	—	—

- Абразивность 72
- Выход продукта 9
- Грохот
 барабанный 57
 гидравлический 60
 инерционный
 легкого типа 42
 среднего типа 42
 тяжелого типа 43, 44
 колосниковый неподвижный 26
 «Луганец» 60
 наклонный 40
 резонансный 45
 самобалансный 48
 электровибрационный 51
- Диаметр зерен
 номинальный 99
 средний 5
 средневзвешенный 6
 эквивалентный 5
- Дробилка молотковая
 однороторная
 реверсивная 127
 неревверсивная 127
 с подвижной дробящей плитой 130
 с жестким закреплением молотков 131
- Дробимость 72
- Законы
 Бонда 78
 Кирпичева—Кика 76
 Ребиндера 77
 Реттингера 75
- Замельченность 33
- Извлечение 31
 Измельчаемость 72, 162
 Измельчение 67
 взрывно-струйное 191
- электроимпульсное 193
 Индекс Бонда 219
- Комплекс для подготовки угля по крупности 63
 Коэффициент крепости 73
- Мельница
 «Аэрофол» 184
 взрывно-струйная 191
 инерционная вибрационная 188
 «Каскад» 185
 рудногалечная 186
 стержневая 181
 струйная 189
 шаровая
 с разгрузочной решеткой 174
 с центральной разгрузкой 179
- Методика
 Механобра 162
 Механобрчермета 164
 фирмы «Аллис-Чалмерс» 164
- Прибор
 Товарова 14
 Соминского—Ходакова 16
- Процесс Снайдера 191
 Прочность горных пород 72
- Работа деформации 77
 Режим движения измельчающих тел
 водопадный 194
 каскадный 194
 сверхкритический 195
 смешанный 195
- Решетка колосниковая 26
- Решето
 листовое 26
 самонесущее 26
- Сито
 проволочное 19
 резиновое струнного типа 24
 резонирующее 25

- сборное 20
 «эластик» 22
- Срок службы сит 21
- Степень
 дробления (измельчения) 68
 раскрытия 81
- Схемы измельчения
 одностадийные 232
 двухстадийные 233
 трехстадийные и многостадийные 235
- Твердость 75
- Угол захвата 96, 106, 117
- Уравнения
 Годена—Андреева 11
 Разумова, Перова, Зверевича 161
 Розина—Раммлера 12
- Товарова 13, 161
 Шинкоренко 162
 Шупова 162
- Функция
 отбора 167
 размола 167
 Футеровка 177
- Характеристика крупности
 суммарная 10, 12
 типовая 60
- Шкала
 классификации 17
 размеров ячейки 20
- Эффективность дробления (измельчения) 68

Предисловие	3
-----------------------	---

Раздел первый. ГРОХОЧЕНИЕ

Глава I. Гранулометрический состав полезных ископаемых	4
§ 1. Способы проведения анализа гранулометрического состава	4
§ 2. Методика проведения ситового анализа	8
§ 3. Обработка данных ситового анализа	9
§ 4. Уравнения характеристик крупности	11
§ 5. Определение удельной поверхности	14
Глава II. Основы процесса грохочения	17
§ 1. Назначение и виды грохочения	17
§ 2. Порядок выделения классов при грохочении	18
§ 3. Просеивающие поверхности грохотов	19
§ 4. Влияние различных факторов на процесс грохочения	27
§ 5. Эффективность грохочения	31
§ 6. Кинетика процесса грохочения	33
Глава III. Грохоты	35
§ 1. Классификация грохотов	35
§ 2. Валковые грохоты	36
§ 3. Плоские качающиеся грохоты	37
§ 4. Полувибрационные (гирационные) грохоты	38
§ 5. Вибрационные (инерционные) грохоты с круговым движением короба	39
§ 6. Вибрационные грохоты с прямолинейным движением корпуса	45
§ 7. Расчет производительности полувибрационных и вибрационных грохотов	53
§ 8. Цилиндрические грохоты	57
§ 9. Дуговые сита и гидравлические грохоты	58
§ 10. Эксплуатация грохотов	64

Раздел второй. ДРОБЛЕНИЕ

Глава IV. Основы процессов дробления и измельчения	67
§ 1. Общие сведения о дроблении и измельчении	67
§ 2. Теоретические основы дробления и измельчения	69
§ 3. Механические свойства горных пород	72
§ 4. Законы дробления	75
§ 5. Раскрытие минеральных зерен	81
§ 6. Способы и стадии дробления, классификация машин для дроб- ления и измельчения	88
Глава V. Дробилки	91
§ 1. Щековые дробилки	91
§ 2. Конусные дробилки для крупного дробления	100
§ 3. Конусные дробилки для среднего и мелкого дробления	109
§ 4. Валковые дробилки	121
§ 5. Молотковые и роторные дробилки	125
§ 6. Барабанная дробилка	135
§ 7. Автоматизация дробилок	136
§ 8. Эксплуатация дробилок	138
Глава VI. Технология дробления	146
§ 1. Состояние и пути совершенствования технологии дробления руд	146
§ 2. Выбор схем дробления	149
§ 3. Расчет схем дробления	151
§ 4. Эффективность применения замкнутых циклов дробления	157

Глава VII. Процесс измельчения	160
§ 1. Кинетика измельчения	160
§ 2. Измельчаемость руд и выбор способа измельчения	162
§ 3. Моделирование процесса измельчения	166
Глава VIII. Мельницы	172
§ 1. Общие сведения	172
§ 2. Конструкция шаровых и стержневых мельниц	174
§ 3. Барабанные мельницы самоизмельчения	182
§ 4. Другие типы мельниц	188
Глава IX. Основы измельчения в барабанных мельницах	193
§ 1. Скоростные режимы работы барабанной мельницы	193
§ 2. Траектория движения измельчающего тела в барабане	200
§ 3. Скорость измельчающего тела в момент удара по измельчаемому материалу	202
§ 4. Влияние массы (крупности) тел измельчающей среды на работу барабанных мельниц	204
§ 5. Влияние скорости соударения и числа ударов на работу барабан- ных мельниц	208
§ 6. Мощность, потребляемая барабанными мельницами	210
Глава X. Расчет производительности и эксплуатация барабанных мельниц	213
§ 1. Факторы, влияющие на производительность барабанных мельниц	213
§ 2. Расчет производительности барабанных мельниц	216
§ 3. Размещение оборудования в цехах измельчения и эксплуатация барабанных мельниц	221
§ 4. Автоматическое регулирование цикла тонкого измельчения	224
§ 5. Правила безопасности при дроблении, измельчении и грохочении полезных ископаемых	228
§ 6. Техничко-экономические показатели работы цехов дробления и из- мельчения	231
Глава XI. Технология измельчения	232
§ 1. Схемы измельчения	232
§ 2. Схемы самоизмельчения и полусамозмельчения	236
§ 3. Сравнение способов измельчения	240
§ 4. Циркулирующая нагрузка	242
§ 5. Выбор и расчет схемы измельчения	245
§ 6. Износ измельчающих тел	251
§ 7. Основные направления совершенствования и повышения эффек- тивности измельчения руд	253
Список литературы	257
Приложения	259
Предметный указатель	282

Ефим Ефимович Серго

ДРОБЛЕНИЕ, ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ И ГРОХОЧЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Редактор издательства М. В. Чуваева
Художественный редактор О. Н. Зайцева
Технический редактор Л. А. Мурашова
Корректор Т. А. Головня

ИБ № 5946

Сдано в набор 19.03.85. Подписано в печать 17.09.85. Т-18559. Формат 60×90^{1/16}. Бумага тип. № 2. Гарнитура «Литературная». Печать высокая. Усл. печ. л. 18,0. Усл. кр.-отт. 18,0. Уч.-изд. л. 18,84. Тираж 5500 экз. Заказ № 620/190-11. Цена 95 коп.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 103633, Москва, К-12,
Третьяковский проезд, 1/19

Ленинградская типография № 4 ордена Трудового Красного Знамени Ленинградского объединения «Техническая книга» им. Евгении Соколовой Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли. 191126, Ленинград, Социалистическая ул., 14.

Вниманию читателей!

**В издательстве «Недра»
готовятся к печати новые книги**

**ВАЙСБЕРГ Л. А.
ПРОЕКТИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ВИБРАЦИОННЫХ ГРОХОТОВ.** 11 л., 55 к.

Освещены вопросы теории, конструирования, расчета и эксплуатации вибрационных грохотов. Приведены новые методы технологических, динамических и прочностных расчетов. Рассмотрены конструктивные схемы отечественных и зарубежных машин, применяемых на обогатительных и агломерационных фабриках. Освещены новые перспективные направления в создании оборудования для грохочения. Представлены результаты исследований и расчетов самосинхронизирующихся вибровозбудителей, активных просеивающих поверхностей, динамической прочности коробов. Большое внимание уделено анализу эксплуатационных свойств и методам испытаний, настройки и регулировки грохотов на заданный режим работы.

Для инженерно-технических работников обогатительных фабрик, научно-исследовательских и проектных организаций.

**ИТКИН Г. Е.
КОНТРОЛЬ КРУПНОСТИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ АВТОМАТИЧЕСКИМИ ГРАНУЛОМЕТРАМИ.** 8 л., 40 к.

Изложены теоретические основы и практика определения гранулометрического состава минерального сырья. Рассмотрены физические основы методов контроля крупности, способы отбора проб, характеристики анализируемого сырья. Дана интерпретация результатов гранулометрического анализа. Введена универсальная комбинаторная характеристика крупности. Описан метод определения крупности по кинетике просева. Основное внимание уделено конструкции автоматических гранулометров (ситовых, седиментационных, импульсных, кондуктометрических, ультразвуковых, оптических и др.). Определены области применения методов и средств гранулометрии.

Для инженерно-технических работников обогатительных фабрик, научно-исследовательских и проектных институтов.

КРАВЕЦ Б. Н.
СПЕЦИАЛЬНЫЕ И КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ:
Учебник для вузов. 20 л. 1 р. 10 к.

Рассмотрены теоретические основы и области использования специальных и комбинированных методов обогащения полезных ископаемых (сортировки, обогащения по трению и упругости, селективного разрушения разделяемых компонентов, геотехнологических способов добычи и обогащения). Освещены особенности технологии и приведены сведения из практики и экономики применения этих методов на современных горно-обогатительных предприятиях. Описано применяемое оборудование и даны примеры по его выбору и расчету.

Для студентов горных и горно-металлургических вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых».

ШИЛАЕВ В. П.
ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ:
Учебник для вузов. 20 л. 1 р. 10 к.

Изложены краткие сведения о полезных ископаемых и продуктах их переработки. Рассмотрены методы, процессы и схемы обогащения полезных ископаемых с учетом комплексного использования сырья и безотходного производства. Описано оборудование для усреднения, дробления, измельчения, классификации, обогащения, обезвоживания и обеспыливания сырья. Освещены вопросы опробования, контроля и автоматизации процессов.

Для студентов горных, горно-металлургических и политехнических вузов, обучающихся по специальностям «Экономика и организация горной промышленности» и «Обогащение полезных ископаемых».

Интересующие Вас книги Вы можете приобрести в местных книжных магазинах, распространяющих научно-техническую литературу, или заказать через отдел «Книга — почтой» магазинов: № 17 — 199178, Ленинград, В. О., Средний проспект, 61;

ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»