

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ОБРАЗОВАНИЯ УКРАИНЫ
ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра «Обогащение полезных ископаемых»

КОНСПЕКТ ЛЕКЦИЙ

По курсу «ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ»

Разработала проф. Назимко Е.И.

РАЗДЕЛ 1. ГРОХОЧЕНИЕ

ТЕМА 1 МЕСТО ОПЕРАЦИЙ ДРОБЛЕНИЯ, ГРОХОЧЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМАХ.

1. Место операций дробления, грохочения и измельчения в технологических схемах.
2. Гранулометрический состав дробленых продуктов. Характеристики крупности и их уравнения.
3. Средний диаметр частиц

Полезные ископаемые – добываемые из недр природные вещества, используемые с достаточной эффективностью в естественном виде или после предварительной обработки при данном уровне техники. Полезные ископаемые делятся на вещества органического происхождения (газ, нефть, уголь, сланцы, торф) и неорганического: 1) нерудное минеральное сырье (асбест, графит, гранит, гипс, сера, слюда), 2) агрономические руды, 3) руды черных, цветных и редких металлов.

Руды, содержащие в чистом виде минералы, пригодные для использования, в природе не встречаются. Большая часть минерального сырья обогащается с извлечением ценных компонентов в один или несколько концентратов и сопутствующих пород – в отходы. Обогащение полезных ископаемых – совокупность процессов первичной (механической) обработки минерального сырья с целью отделения всех полезных минералов от пород. Процессы переработки сырья делятся на подготовительные, основные обогатительные, вспомогательные и процессы производственного обслуживания.

К подготовительным процессам относятся дробление, измельчение, а также процессы грохочения и классификации. При дроблении и измельчении происходит раскрытие минералов вследствие разрушения сростков минерала и породы. Образуется механическая смесь кусков разного минерального состава и крупности, разделяемая по крупности при классификации. Основная задача подготовительных процессов – раскрытие полезных минералов, подготовка минерального сырья по крупности, необходимой для последующего обогащения, усреднение сырья.

Различные руды имеют разную вкрапленность минералов. Степень вкрапленности – отношение количества минерала, находящегося в сростках с породой, к общему количеству руды. Степень раскрытия – отношение количества свободных (раскрытых) зерен минерала к общему их количеству. Эти отношения выражают в процентах. Степень раскрытия, зависящую от количества стадий измельчения, определяют экспериментально при исследовании полезных ископаемых на обогатимость.

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

Минеральное сырье, обрабатываемое на обогатительной фабрике, и получаемые из него продукты, являются сыпучими материалами с различной крупностью зерен. Процессы разделения сыпучих материалов на продукты различной крупности называются классификацией по крупности. Такое разделение выполняется двумя способами: грохочением и гидравлической или пневматической классификацией. При гидравлической классификации (в воде) применяются механические и гидравлические классификаторы, гидроциклоны. Пневматическая классификация (в воздушной струе) применяется при пылеулавливании и при сухих методах обогащения.

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

Распределение зерен по крупности характеризует гранулометрический состав продукта, который определяется путем отсева материала на стандартном наборе сит (табл. 1.1). Классом крупности называется продукт, просеявшийся через данную сетку, но оставшийся на следующей сетке шкалы. Соотношение весовых количеств зерен разной крупности, входящих в состав продукта, называется гранулометрической характеристикой или характеристикой крупности (рис. 1.1).

Таблица 1.1 – Результаты ситового анализа мелкой руды

Классы, мм	Выход, %	Суммарный выход, %	
		Сверху (по плюсу)	Снизу (по минусу)
+16-20	5	5	100
+12-16	10	15	95
+8-12	20	35	85
+4-8	30	65	65
+2-4	15	80	35
+0-2	20	100	20

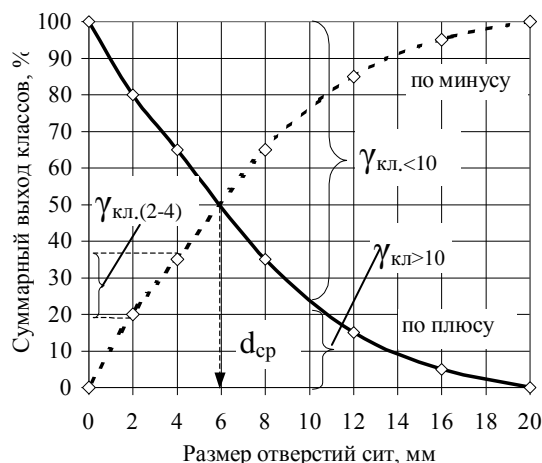


Рисунок 1.1 – Гранулометрическая характеристика (табл. 1.1)

По характеристике крупности можно определить средний диаметр зерна в пробе ($d_{cp} = 6$ мм на рис. 1.1), а также выход различных классов. Выход отдельного узкого класса находят по разности ординат, соответствующих верхнему и нижнему пределам для данного класса ($\gamma_{кл (2-4)} = 35-20 = 15\%$). Характеристика крупности дает наглядное представление о распределении материала по крупности: вогнутая кривая указывает на преобладание мелких зерен, выпуклая – на преобладание крупных (рис. 1.2).

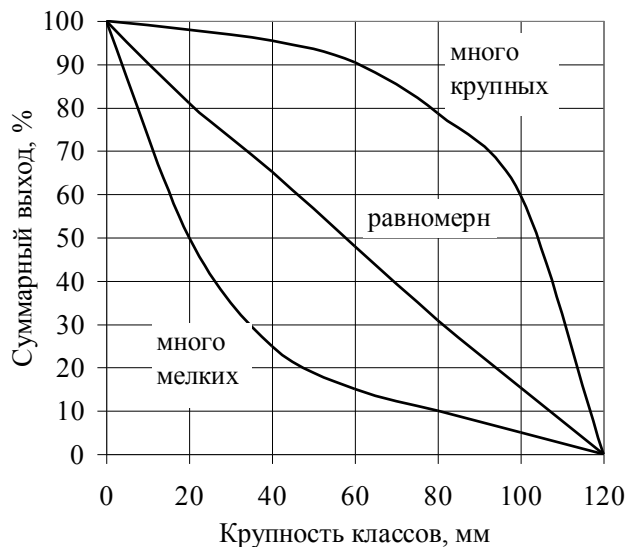


Рисунок 1.2 – Типы характеристик крупности материала

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

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

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

Здесь R – суммарный остаток на сите d , %; e – основание натуральных логарифмов; m и n – постоянные, характерные для данного материала.

Сыпучие материалы характеризуются также средним диаметром частиц. Размер частиц шарообразной формы определяется диаметром шара. В большинстве случаев частицы имеют неправильную форму. Поэтому их размер в каком-либо соотношении условно заменяют диаметром шарообразной частицы. На практике широко используется средневзвешенный диаметр:

$$D = \frac{\sum \gamma d}{\sum \gamma} = \frac{\gamma_1 d_1 + \gamma_2 d_2 + \dots + \gamma_n d_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n} \quad (1.2)$$

Здесь γ – выходы отдельных классов; d – средние диаметры отдельных классов.

Средний диаметр частиц узкого класса вычисляют как среднеарифметическое его пределов:

$$d = (d_1 + d_2) / 2 \quad (1.3)$$

где d_1 , d_2 – верхний и нижний пределы крупности данного класса, мм.

ТЕМА 2. ВИДЫ ГРОХОЧЕНИЯ И ПРОСЕИВАЮЩИЕ ПОВЕРХНОСТИ ГРОХОТОВ.

1. Виды грохочения.
2. Просеивающие поверхности грохотов

Грохочение (рассев) – процесс разделения сыпучего материала на продукты различной крупности с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями. При этом получают верхний (надрешетный) и нижний (подрешетный) продукты.

По технологическому назначению различают следующие виды операций грохочения:

1) вспомогательное – применяемое в схемах дробления исходного сырья для улучшения работы дробилок. При этом дробилка освобождается от значительной части зерен, размер которых меньше выпускной щели дробилки. Вспомогательное грохочение подразделяется на: а) предварительное – перед дробилкой; б) контрольное (поверочное) – после дробилки, при этом грохот работает в замкнутом цикле с дробилкой и контролирует крупность продукта дробления; в)совмещенное – операции предварительного и контрольного грохочения объединяются в одну.

2) подготовительное – для разделения материала на несколько классов крупности, предназначенных для последующей обработки. Применяется перед операциями обогащения. В результате получают машинные классы.

3) самостоятельное – для выделения классов, являющихся готовыми продуктами (сортами) и отправляемых потребителю. Здесь требуется высокая эффективность грохочения, т.к. необходимо точное разделение материала по крупности.

4) обезвоживающее – для удаления основной массы воды, содержащейся в продукте после мокрого обогащения, или для отделения суспензии после обогащения в тяжелых суспензиях.

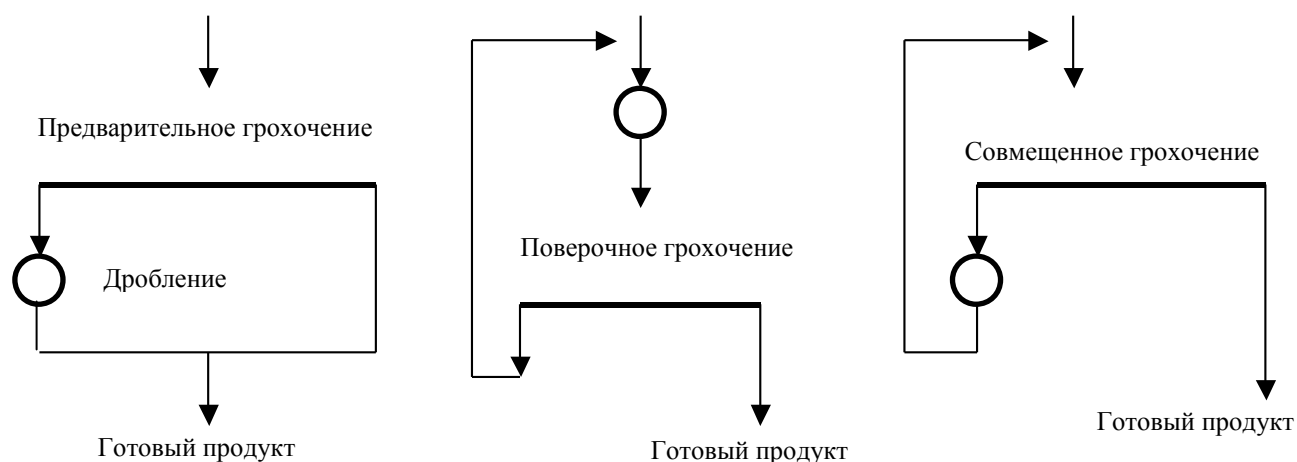


Рисунок 1.3 – Виды операций грохочения по технологическому назначению

В зависимости от крупности кусков в питании и размера отверстий сита различают крупное, среднее, мелкое, тонкое и особо тонкое грохочение. При крупном и среднем грохочении (максимальные куски в питании соответственно 1200 и 350 мм) применяют колосниковые решетки. При мелком (до 75 мм) – решетка и сита, при тонком (до 10 мм) – сита.

Рабочие поверхности грохотов подразделяются на три вида – колосниковые решетки, штампованные решета, сита. Рабочая поверхность характеризуется размером и формой отверстий. По форме отверстия бывают: круглые, квадратные, прямоугольные, щелевидные.

Колосниковые решетки набирают из отдельных колосников, представляющих собой стальные полосы, брусья или балки. Применяются как в подвижных так и в неподвижных грохотах. Наиболее пригодное для просеивания сечение колосников – трапециевидное с расширяющейся книзу щелью. Щели также должны расширяться вдоль колосников по ходу материала во избежание заклинивания материала (рис. 1.4).



Рисунок 1.4 – Наиболее распространенные формы сечения колосников

Штампованные решета изготавливают дыропробивными прессами. Расположение отверстий линейное (рис. 1.5 а, в) или шахматное (рис. 1.5 б).

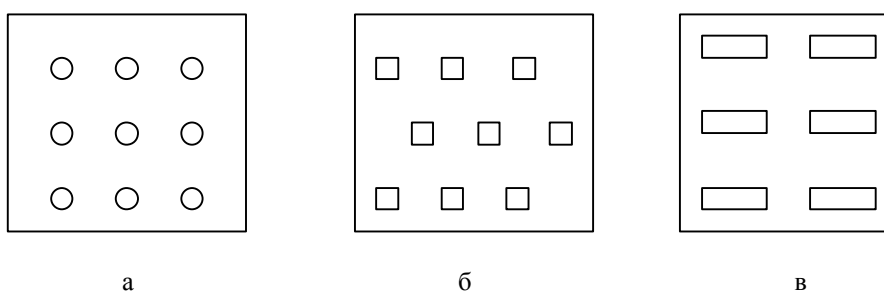


Рисунок 1.5 – Способы расположения отверстий на решетках

Отверстия имеют угол конусности около 7° (рис. 1.6). Должно выполняться условие: толщина решета $b = 0.625d$.

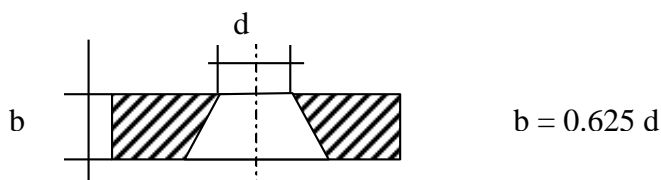


Рисунок 1.6 – Форма отверстия в штампованном сите

Рабочая поверхность грохота характеризуется площадью живого сечения – это отношение площади всех отверстий ко всей площади решета, выраженное в %. Живое сечение сита при шахматном расположении на 15% больше, чем при линейном. Решета с большим живым сечением имеют большую производительность по нижнему продукту.

Решета могут быть сборными, состоящими из отдельных полос, вставляемых в общую раму. Ступенчатое расположение полос способствует встряхиванию материала и меньшему забиванию сита. Также обеспечивается возможность смены отдельных изношенных полос. Решета из резины изготавливают в виде отдельных секций, которые штампуют в пресс-формах. Они обладают долговечностью, меньше забиваются, снижают шум. Проволочные сита по способу изготовления бывают: тканые, плетеные, сварные, стержневые сетки.

Промышленные сита изготавливают из рифленых (канилированных) проволок с размером отверстий до 25 мм. У таких сит исключается возможность раздвигания проволок при работе. Изготавливают сетки частично рифленые (основа прямая, а уток рифленый), рифленые (уток и основа имеют изгиб в местах скрещивания) и сложно рифленые (проволоки имеют промежуточные рифления по сторонам ячейки).

Стержневые щелевидные сетки выполняют из проволоки фасонного сечения, чаще трапециевидного. Сетка представляет собой плоскую карту, собранную из отдельных проволочных колосничков, скрепленных поперечными соединительными шпильками (стерженьками). Сита, набранные из таких карт, называются шпальтовыми. Недостатками шпальтовых сит являются их большая масса и низкая износостойкость.

В последнее время вместо колосниковых, шпальтовых и проволочных сеток с малыми отверстиями используют струнные сита. Здесь просеивающую поверхность образуют отрезки проволоки, расположенные по всей длине грохота. Вместо стальной проволоки применяют и резиновые нити.

ТЕМА 3. КОНСТРУКЦИИ ГРОХОТОВ

1. Классификация грохотов.
2. Неподвижные колосниковые грохоты. Барабанные грохоты
3. Плоские подвижные грохоты.
 - 3.1. Инерционные наклонные грохоты
 - 3.2. Гиравационные грохоты
 - 3.3. Вибровозбудители
 - 3.4. Самобалансные грохоты с двухвальным шестеренчатым вибровозбудителем.
 - 3.5. Горизонтальные резонансные грохоты.
4. Гидравлические грохоты.

По принципу действия грохоты различных типов аналогичны: просеивание мелких классов происходит при движении материала по просеивающей поверхности. Перемещение материала осуществляется под действием: силы тяжести (гравитационное перемещение), вибраций сита (вибрационное перемещение), струи воды (гидравлическое перемещение).

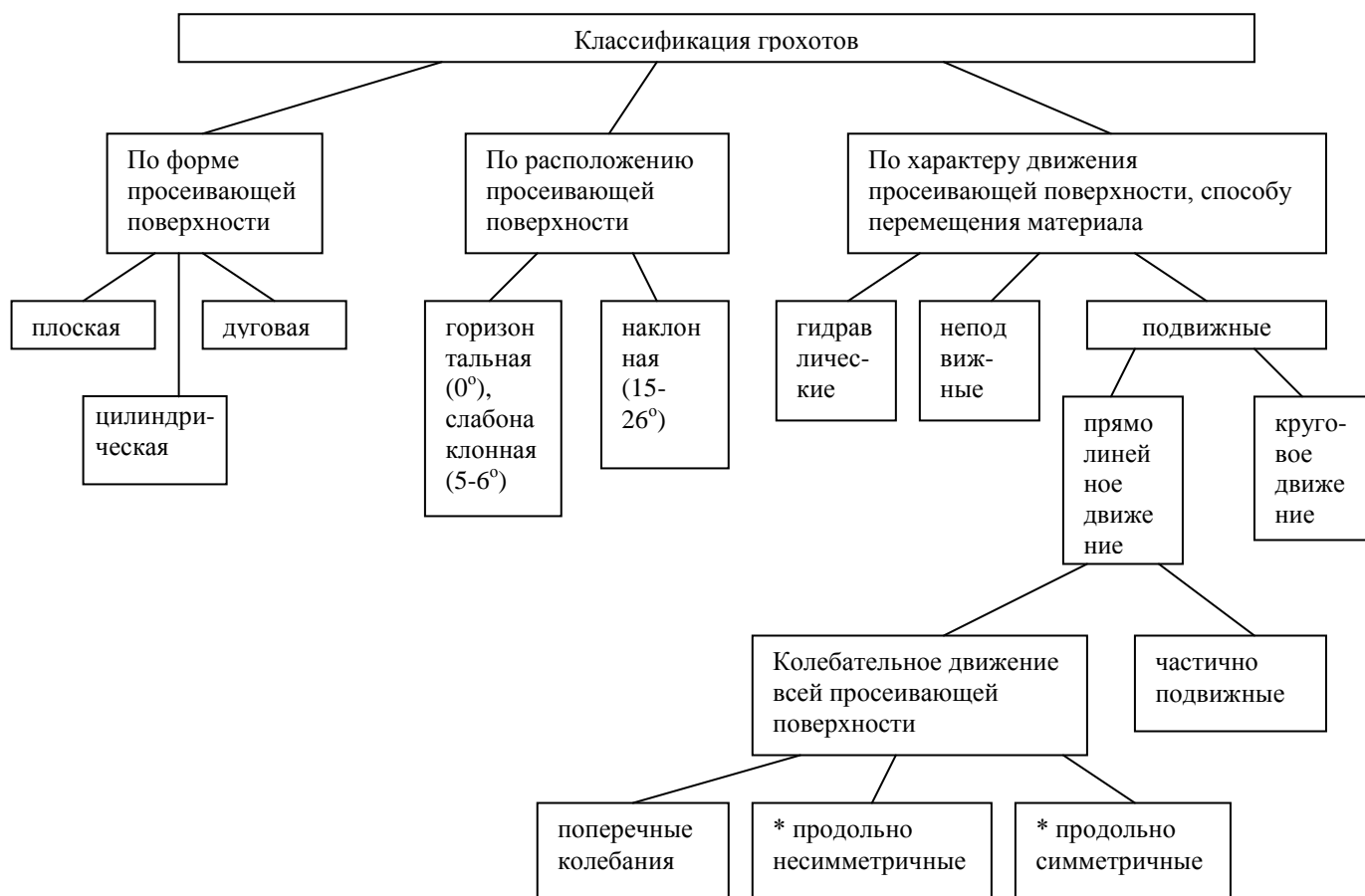
В практике обогащения полезных ископаемых применяются грохоты следующих типов: 1) неподвижные колосниковые; 2) валковые; 3) барабанные вращающиеся; 4) плоские качающиеся; 5) полувибрационные (гиравационные); 6) вибрационные с круговыми вибрациями (инерционные с дебалансным вибратором и самоцентрирующиеся); 7) вибрационные с прямолинейными вибрациями (с самобалансным вибратором, электровибрационные и резонансные); 8) дуговые сита. Схематично классификация грохотов по различным признакам представлена на рис. 1.7.

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

Барабанные слабонаклонные грохоты – имеют вращающуюся просеивающую цилиндрическую поверхность. Загружаемый материал продвигается по внутренней поверхности грохота. Куски материала под действием сил трения увлекаются внутренней поверхностью барабана и поднимаются на некоторую высоту, после чего скатываются вниз. В этот момент кусок передвигается вдоль барабана вследствие наклона грохота.

Неподвижные колосниковые грохоты представляют собой решетку, собранную из установленных под углом колосников. Иногда эти грохоты устанавливаются горизонтально. Угол наклона для сухих руд $38-50^\circ$, для углей $30-35^\circ$. Ширина щели между колосниками не менее 50 мм. Колосники изготавливают из балок фасонного сечения. Ширина грохота определяется фронтом его загрузки, который зависит от размеров устройства, подающего материал на грохот. Ширина

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



* под продольными понимаются колебания в плоскости продольной симметрии грохота

Рисунок 1.7 – Классификация грохотов по различным признакам

Плоские подвижные грохоты с симметричными продольными колебаниями – здесь возвратно-поступательные колебания рабочего органа осуществляются различными в кинематическом отношении механизмами. Их делят на следующие классы:

1) класс грохотов с фиксированной кинематикой – перемещения, скорости и ускорения всех звеньев определены по величине и направлению и не зависят от участвующих в колебаниях масс. Это качающиеся грохоты с кривошипным или эксцентриковым механизмом.

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

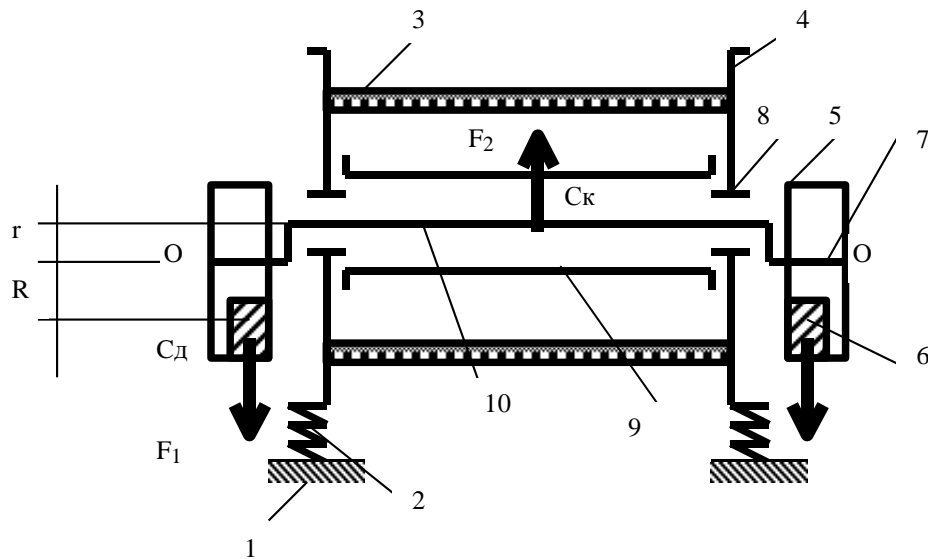
3) класс грохотов с частично фиксированной кинематикой – занимают промежуточное положение между 1) и 2) – гирационные и сдвоенные грохоты. Не выпускаются с 1973г.

От вида траектории колебаний коробка грохота зависит расположение просеивающей поверхности (наклонная или горизонтальная). Грохоты с круговыми колебаниями работают только при наклонном положении. Здесь перемещение материала происходит в основном под действием слагающей силы тяжести, направленной вдоль сита. Грохоты с прямолинейными колебаниями работают в любом положении. Материал перемещается под действием вибраций. Грохоты с комбинированным движением устанавливаются с малым наклоном.

Привод грохотов выполняется в виде кривошипно-шатунного, эксцентрикового механизма или механического вибровозбудителя. В последнем случае тяговое усилие развивается в результате действия сил инерции вращающихся неуравновешенных масс – дебалансных грузов.

В настоящее время наиболее распространены грохоты: 1) инерционные наклонные, 2) самобалансные простые, 3) с самосинхронизирующимися вибровозбудителями колебаний, 4) горизонтальные полувибрационные сдвоенные (устаревшие), 5) резонансные. Грохоты позиций 4) и 5) больше применяются на угольных обогатительных фабриках.

Наиболее широко применяются наклонные инерционные грохоты ГИЛ, ГИС, ГИТ. Это грохоты с круговыми или эллиптическими колебаниями, с одновальным дебалансным вибровозбудителем, двухподшипниковые. Принципиальная схема грохота показана на рис. 1.8.



1 – опорная рама, 2 – амортизаторы, 3 – сита, 4 – короб, 5 – шкив, 6 – дебаланс, 7 – эксцентриковые концы вала, 8 – подшипники, 9 – труба вибровозбудителя, 10 – вал., Сд, Ск – центры тяжести дебаланса и корпуса, соответственно, О – геометрический центр шкива

Рисунок 1.8 – Принципиальная схема инерционных грохотов (ГИЛ, ГИС, ГИТ), поперечный вид

Короб грохота опирается на цилиндрические витые пружины-амортизаторы, опоры смонтированные на неподвижной строительной или металлической конструкции. Короб приводится в колебательное движение дебалансным вибровозбудителем, вал которого вращается в подшипниках и проходит внутри трубы. Вал имеет эксцентриситет. На концах вала насажены шкивы, на которых закреплены дебалансные грузы. Геометрическая ось вала находится вблизи от центра тяжести корпуса Ск. Эта точка отстоит от прямой, соединяющей центры шкивов, на расстояние r . Центры тяжести Сд дебалансов находятся на расстоянии R от той же линии. При вращении шкивов вокруг геометрической оси вала возникают две равные и противоположно направленные центробежные силы инерции:

$$F_1 = m\omega^2 R; \quad F_2 = M\omega^2 r, \quad (1.4)$$

где m – общая масса дебалансных грузов, M – масса корпуса с ситами, ω – угловая скорость вращательного движения.

При $F_1 = F_2$ и частоте колебаний, далекой от резонанса, справедливо соотношение

$$r / R \approx m / M. \quad (1.5)$$

При этом геометрические центры шкивов О остаются неподвижными в пространстве. Отсюда и название грохотов – самоцентрирующиеся. Вращение от двигателя вала передается через клиноременную передачу, через лепестковую эластичную муфту или карданный вал. Продольный вид грохота приведен на рис. 1.9 (позиции те же, что и на рис. 1.8).

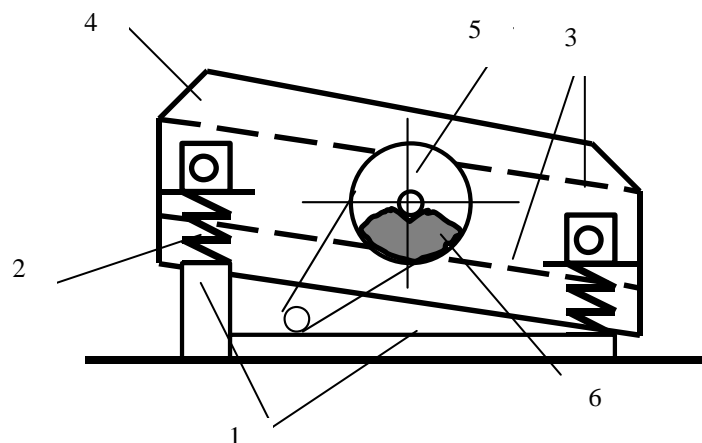
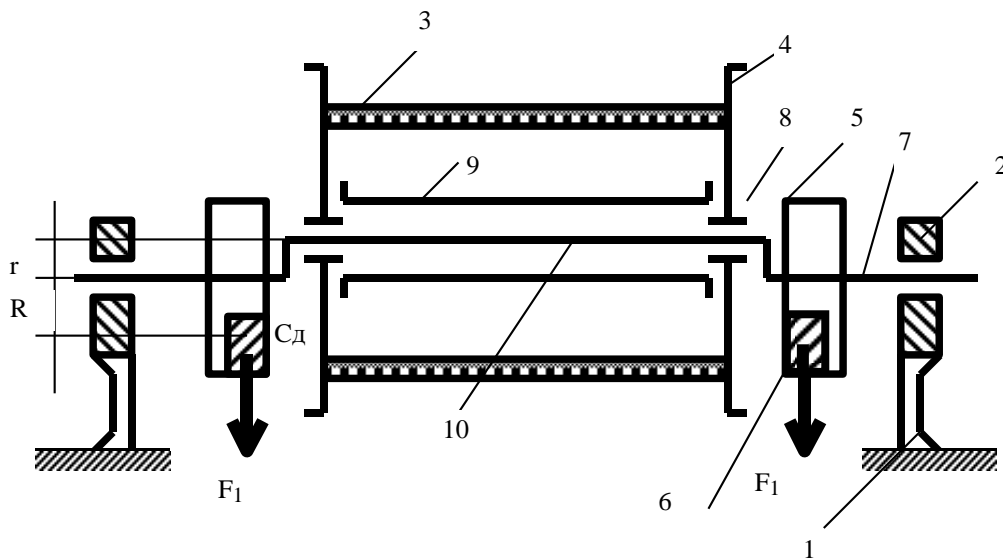


Рисунок 1.9 – Продольный вид инерционного грохота

На ряде предприятий еще эксплуатируются гирационные грохоты. Принципиальная схема наклонного четырехподшипникового гирационного грохота показана на рис. 1.10.



1 – неподвижная рама, 2 – подшипники, 3 – сито, 4 – короб грохота, 5 – диск, 6 – контргруз (дебаланс), 7 – концы кривошипного вала, 8 – подшипники, установленные в коробе, 9 – труба, 10 – кривошипный вал

Рисунок 1.10 – Принципиальная схема гирационного грохота (ГГС, ГГТ)

Короб грохота приводится во вращательное движение эксцентриковым или кривошипным валом. Концы вала находятся в подшипниках 2, укрепленных на неподвижной раме. Рама установлена на фундаменте (может быть подвешена на тягах). На концах вала имеются диски 5, на которых помещены контргрузы, уравнивающие короб. Вал вращается в подшипниках 8, установленных в коробе. Эксцентриситет вала определяет амплитуду круговых движений короба. Амплитуда A фиксирована: $A = r = const$. Средняя часть короба движется по окружности радиусом r . Концы короба (в начале и в конце) опираются на упругие амортизаторы – пружины – и имеют дополнительную степень свободы. Поэтому их траектория отличается от круговой, близка к эллиптической. При круговых возвратно-поступательных движениях короба возникают центробежные силы инерции. Они компенсируются контргрузами, которые служат для динамического уравнивания системы. При плохой балансировке гирационного грохота вибрации, которые передаются перекрытию, могут превышать санитарные нормы. Поэтому эти грохоты с 1973г. сняты с производства.

Для создания вибраций грохота используются вибровозбудители. Жесткость упругих опор короба подбирается низкой, чтобы собственная частота его колебаний была значительно меньше частоты вращения вала (частоты возмущающей силы дебалансов), рис. 1.11. Такая отстройка колеблющейся системы является зарезонансной.

Резонанс (звучу в ответ, откликаюсь) - отклик колебательной системы на периодическое внешнее воздействие с частотой, близкой к частоте собственных колебаний этой системы. При этом резко увеличивается амплитуда вынужденных колебаний. Если параметры системы не зависят от времени и система линейна (колебания пропорциональны силе внешнего воздействия), то резонансные частоты совпадают с частотой собственных колебаний системы. Собственные колебания или свободные – это колебательные движения системы, предоставленной самой себе в отсутствии внешних воздействий. Если внешняя периодическая сила изменяется с частотой, равной частоте собственных колебаний, то амплитуда колебаний нарастает до тех пор, пока внешняя сила не уравновесится силой трения. При больших амплитудах колебания становятся нелинейными, собственная частота системы изменяется и система может уходить из резонанса.

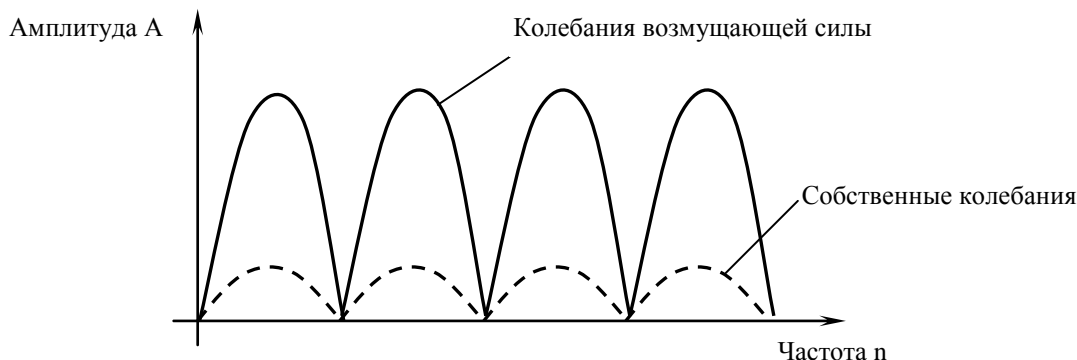


Рисунок 1.11 – Соотношение амплитуд собственных колебаний системы и колебаний возмущающей силы

Далеко зарезонансная отстройка системы имеет следующие преимущества (рис. 1.12):

- 1) амплитудно-частотная характеристика системы в зарезонансной области имеет вид горизонтальной прямой. Следовательно, амплитуда на рабочем участке не зависит от частоты колебаний т.е. от отстройки системы;
- 2) колебания стабильны и не зависят от колебаний нагрузки на грохот;
- 3) в рабочем режиме (зарезонансном) система полностью динамически уравновешена, т.к. дебалансы и корб движутся в противофазе и их силы инерции взаимно уравновешены;
- 4) на перекрытие передается лишь статическая нагрузка \pm незначительная динамическая добавка.

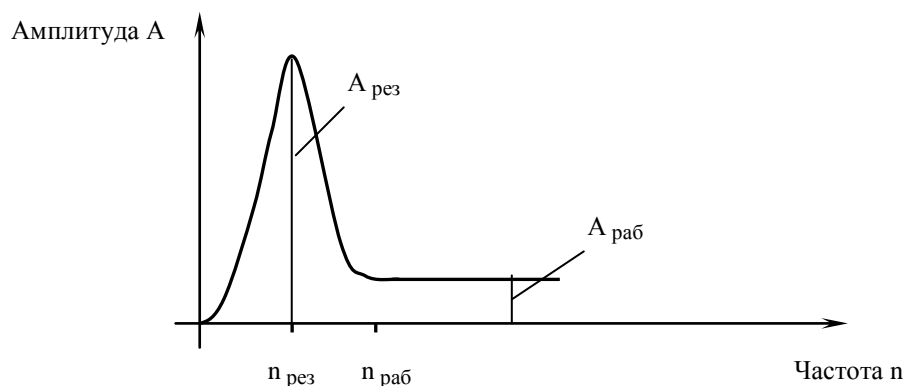


Рисунок 1.12 – Соотношение амплитудных и частотных характеристик в до- и зарезонансном режимах колебаний грохота

Недостатки: 1) необходимость прохода через резонанс при запуске и остановке грохота; 2) недолговечность подшипников.

Особенно большие резонансные амплитуды могут возникать при остановке грохота. Чтобы устранить этот недостаток применяют вибровозбудитель с дебалансом, управляемым центробежной силой инерции. Схема дебаланса показана на рис. 1.12.

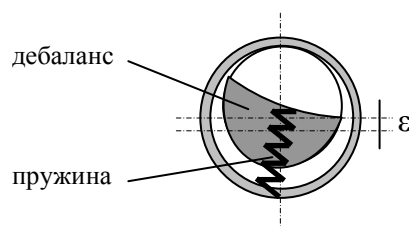


Рисунок 1.13 – Схема устройства вибровозбудителя с дебалансом

Центр тяжести дебаланса расположен с очень малым эксцентриситетом относительно оси вращения. Дебаланс задерживается пружиной в этом положении, пока не будет пройдена область критической частоты вращения. После этого центробежная сила дебаланса преодолевает усилие пружины, и дебаланс переходит в рабочее положение с большим радиусом вращения. При остановке грохота все происходит в обратном порядке. Амплитудно-частотная характеристика в таком случае представлена на рис. 1.14.

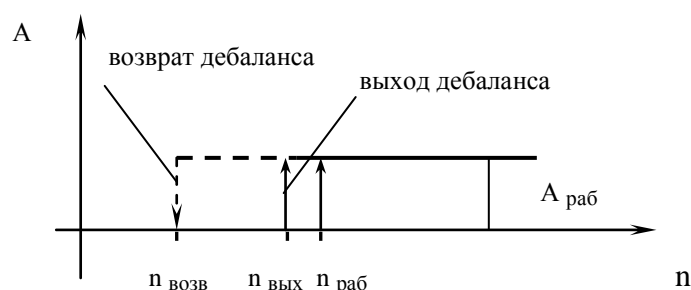


Рисунок 1.14 – Амплитудно-частотная характеристика грохота при использовании вибровозбудителя с дебалансом

Самобалансные грохоты с двухвальным шестеренчатым вибровозбудителем. Около 30 лет назад были распространены качающиеся грохоты с прямолинейными (направленными) колебаниями. В современных конструкциях для получения такого типа колебаний используют двухвальные вибрационные возбудители. Грохоты такого типа называются самобалансными, т.к. дебалансы периодически уравновешиваются в зависимости от того как они расположены друг относительно друга. Здесь прямолинейные гармонические колебания короба под углом к плоскости

сита генерируются силой инерции двух противоположно вращающихся дебалансных грузов. Короб с ситом закреплен на вертикальных упругих опорах и совершает прямолинейные колебания. Колебания короба под углом к плоскости сита обеспечивает подбрасывание и энергичное встряхивание материала. При движении в направлении a материал перемещается вперед и подбрасывается с полетом по параболе. Затем падает на сито и движется с коробом по направлению b . Принцип работы такого грохота иллюстрируется рисунком 1.15.

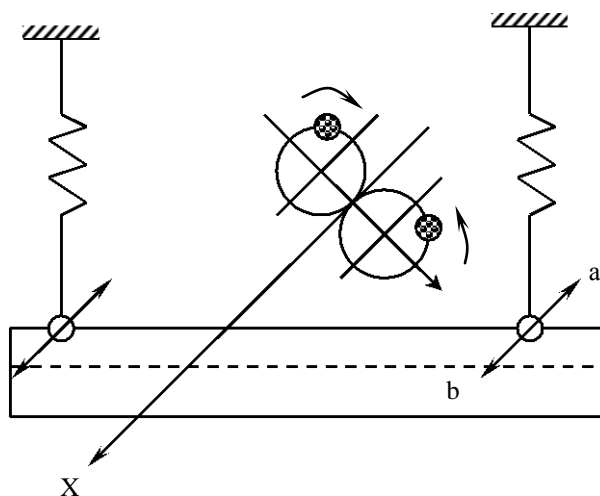


Рисунок 1.15 – Принцип действия самобалансных грохотов с двухвальным шестеренчатым вибровозбудителем (ГСЛ, ГСС, ГСТ)

Самобалансный вибратор имеет два одинаковых дебаланса, вращающихся на параллельных валах с одинаковой скоростью в противоположные стороны (рис. 1.16).

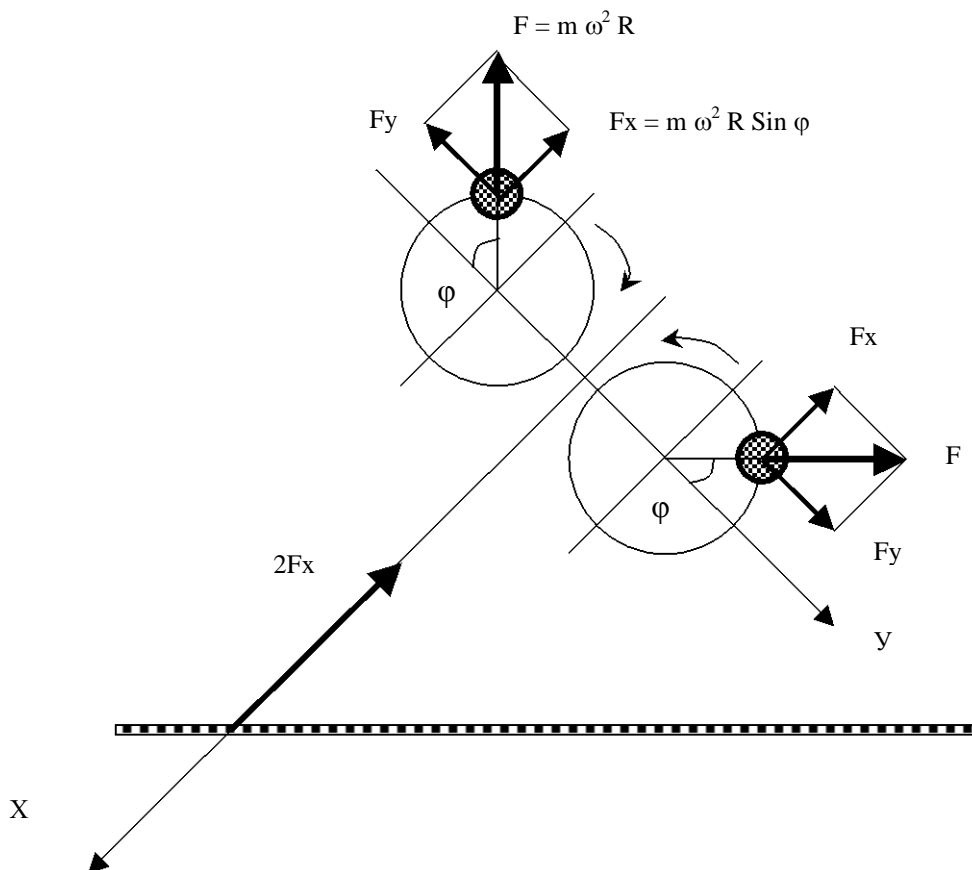


Рисунок 1.16 – Схема сил, действующих на грохот

Равнодействующая сил инерции дебалансов, направленная вдоль оси X , равна:

$$F_x = m \omega^2 R \sin\varphi, \quad (1.6)$$

где m – масса дебаланса, R – расстояние от центра тяжести груза до оси вращения вала, φ – угол поворота.

Значение равнодействующей возбуждающей силы изменяется по величине от 0 до $2F_x$ и по направлению через каждые поворота дебаланса. Поэтому короб получает от вибровозбудителя гармонические колебания в направлении оси X . Составляющие сил инерции, действующие вдоль оси Y в любом положении дебалансов взаимно уравновешиваются.

Недостатки – зубчатая передача требует ремонта и создает сильный шум. Этот недостаток устранен в самобалансных грохотах, в конструкции которых использован эффект самосинхронизации вращения кинематически несвязанных неуравновешенных роторов. Здесь имеется два независимых дебалансных вибровозбудителя не связанных между собой какой-либо передачей. Их валы вращаются отдельными электродвигателями в противоположном направлении с одной и той же угловой скоростью и одной и той же фазой (углом поворота). Синхронизация осуществляется специальным подбором всех подвижных масс, их моментов инерции и взаимного расположения. Такие вибровозбудители называются самосинхронизирующимися.

Горизонтальные резонансные грохоты работают в режиме, близком к резонансному. Изготавливаются только легкого типа, чаще двухмассными. Основными частями двухмассного грохота являются короб и тяжелая рама, связанные между собой упругими элементами. Грохот называется двухмассным, т.к. в движении принимают участие две массы. Трех (одна рама, сдвоенный короб) и четырехмассные (две рамы и сдвоенный короб) грохоты широкого применения не получили.

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

Дуговые сита применяются безнапорные и напорные, рис. 1.17.



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

Щели в дуговых ситах располагаются перпендикулярно движению пульпы. При движении по ситам материал встречается с краем каждого поперечного колосничка сита. В результате часть потока уходит под решетку, рис. 17. Толщина слоя жидкости, отделяемого слоем колосничка равна $\approx 1/4$ ширины щели. Отделяются частицы с диаметром около $\approx 0,5$ ширины щели. Щели не забиваются. Эффективность обезвоживания невысокая, что связано с небольшим значением центробежной силы. Эта сила возникает только в результате изменения направления скорости движения потока суспензии при движении по криволинейной поверхности. Для обезвоживания и классификации продуктов обогащения применяются также двухкаскадные дуговые грохоты.

Конические грохоты ГК – благодаря тангенциальному подводу питания создается вращающийся поток суспензии (рис. 1.18).

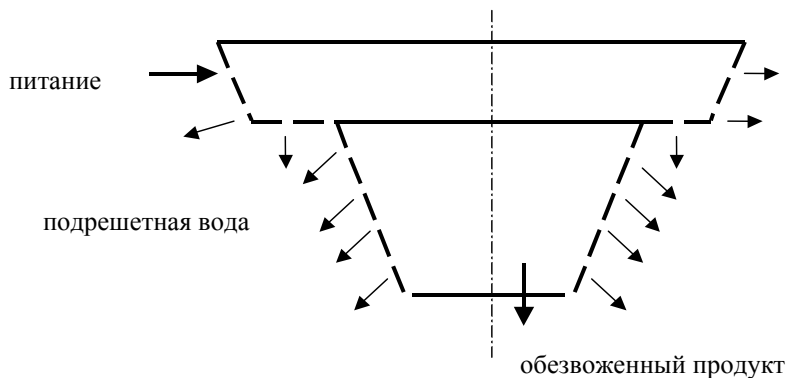


Рисунок 1.18 – Схематическое изображение конического грохота

На кольцевой обезвоживающей поверхности образуется слой материала определенной толщины. Под действием центробежной силы 80-90% воды и мелочи удаляется на верхнем сите. Оставшаяся свободная влага удаляется в пирамидальной части грохота. Удельная производительность грохотов ГК больше, чем у подвижных грохотов и составляет $\approx 80 \text{ м}^3/\text{м}^2 \text{ ч}$ по суспензии и $20 \text{ т}/\text{м}^2 \text{ ч}$ по твердому. Выпускаются грохоты ГК-1.5, ГК-3, ГК-6, цифры показывают площадь обезвоживающей поверхности, м^2 .

ТЕМА 4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ПРОЦЕССА ГРОХОЧЕНИЯ

1. Вероятность просеивания зерен через сито.
2. Скорость движения материала по ситум
3. Угол наклона и толщина просеивающей поверхности
4. Эффективность процесса грохочения
5. Кинетика процесса грохочения
6. Технологические факторы, влияющие на процесс
7. Производительность грохотов

На процесс грохочения влияют вероятность просеивания зерен через отверстия сита, скорость движения материала по ситум, угол наклона и форма просеивающей поверхности, физические свойства материала и условия грохочения.

Исходный зернистый материал разделяется на просеивающей поверхности на основании вероятностного поведения отдельных зерен (рис. 1.19).

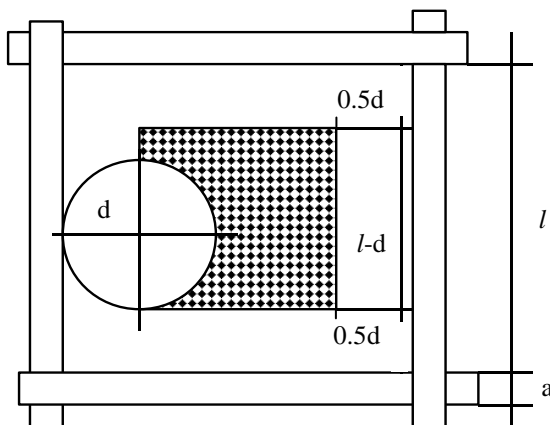


Рисунок 1.19 – Иллюстрация к вероятности прохождения зерна через сито

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

$$P = n / m, \quad (1.7)$$

где n – число случаев, благоприятствующих прохождению зерна через отверстие, m – общее число случаев падения зерна на сито. Значение n пропорционально площади $(l-d)^2$, а значение m пропорционально площади l^2 . Тогда

$$P = \frac{(l-d)^2}{l^2} = \left(\frac{l-d}{l} \right)^2 = \left(1 - \frac{d}{l} \right)^2, \quad (1.8)$$

Если учесть толщину проволоки a , из которой изготавливаются сита, то

$$P = \frac{(l-d)^2}{(l+a)^2} = \left(\frac{l}{l+a} - \frac{d}{l+a} \right)^2 \quad (1.9)$$

Вынесем левое выражение за скобки. После преобразований получим следующее соотношение:

$$b = \left(\frac{l+a}{l} \right)_s \left(1 - \frac{l}{a} \right)_s = \frac{(l+a)_s}{l_s} \left(1 - \frac{l}{a} \right)_s \quad (1.10)$$

Отсюда следует, что вероятность просеивания зерна пропорциональна живому сечению сита, значение которого определяется как $l^2 / (l + a)^2$ (см. соотношение 1.10).

Если построить график (рис. 1.20) зависимости вероятности прохождения зерен через отверстия сита от их относительного размера d/l , то можно отметить резкое падение кривой после точки $d/l \approx 0.75$.

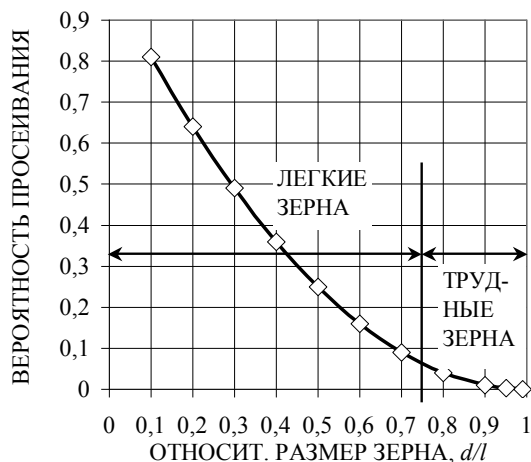


Рисунок 1.20 – Зависимость вероятности просеивания от относительного размера зерен

Таким образом, чем ближе размер зерна к размеру ячейки сита, тем меньше вероятность его просева (при конечной длине сита). Зерна, у которых отношение $d/l < 0.75$, называются легкими или легкопроходными. Зерна, приближающиеся к размеру ячейки ($0.75 < d/l < 1$), называются трудными. Зерна, размер которых превышает размер ячейки, но близок к нему ($1 < d/l < 1.25$) называются затрудняющими. Чем меньше в питании трудных и затрудняющих зерен, тем больше может быть скорость движения материала по грохоту и тем выше его производительность по исходному питанию.

Рассмотрим движение материала по ситам грохота (рис. 1.21).

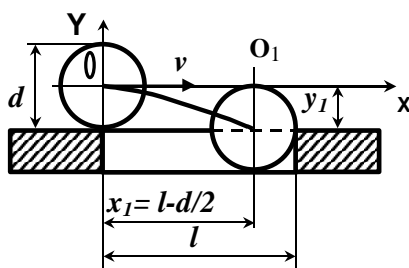


Рисунок 1.21 – Схема движения зерна по ситам грохота

Пусть сферическое зерно диаметром d движется по ситам со скоростью v . Под влиянием этой скорости и силы тяжести зерно пройдет через отверстие, если траектория движения его центра тяжести пересечет верхнюю плоскость сита не дальше точки O_1 . Если траектория движения пройдет выше, то вероятность прохождения через отверстие равна нулю. Координаты точки O_1 :

$$X_1 = v t, \quad Y_1 = g t^2 / 2, \quad (1.11)$$

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

Отсюда из выражения для y_1 имеем:

$$t = \sqrt{\frac{2 y_1}{g}} \quad (1.12)$$

Из рисунка видно, что $x_1 = l - 0.5d$, $y_1 = 0.5d$. Подставим значение y_1 в формулу для t и получим:

$$t = \sqrt{\frac{d}{g}} \quad (1.13)$$

Подставим полученное выражение в формулу для x_1 . Тогда:

$$l - 0.5d = v \sqrt{\frac{d}{g}} \quad (1.14)$$

Отсюда скорость, при которой обеспечивается прохождение зерна через отверстие сита, будет:

$$v = (l - 0.5d) \sqrt{\frac{g}{d}} \quad (1.15)$$

Для трудногрохотимого зерна, по величине близкого к размеру отверстия сита ($d \approx l$), получим:

$$v \approx 1.56 \sqrt{d} \quad , \text{ м/с} \quad (1.16)$$

Максимальная скорость подачи материала получена без учета подбрасывания его на сите. При учете подбрасывания зерно после удара о кромку отверстия сита может быть вытолкнуто на поверхность сита, т.е. срабатывает «восстанавливающий эффект». Поэтому при режиме с подбрасыванием скорость подачи может быть повышена в 2-3 раза.

Угол наклона и толщина просеивающей поверхности также влияют на процесс грохочения. Для определения соотношения между этими параметрами рассмотрим схему, представленную на рис. 1.22.

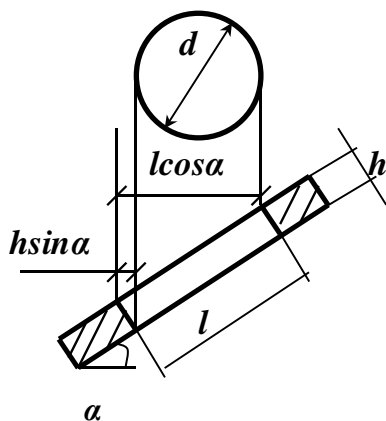


Рисунок 1.22 – Влияние угла наклона и толщины просеивающей поверхности на параметры грохочения

Из схемы, представленной на рис 1.22, следует, что:

$$d = l \cos \alpha - h \sin \alpha . \quad (1.17)$$

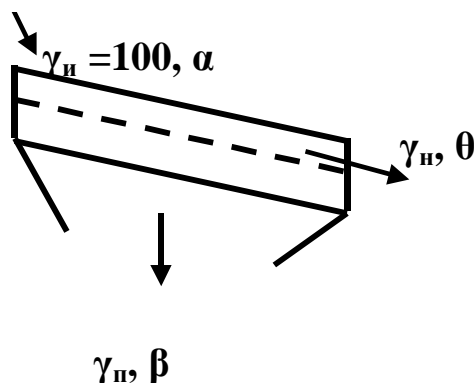
Следовательно, для того, чтобы получить подрешетный продукт одинаковой крупности при $\alpha = 20^\circ$ и $\alpha = 25^\circ$, размер отверстий наклонного сита должен быть в 1.15 и в 1.25 раза больше, чем горизонтального.

Одним из основных показателей, характеризующих работу грохота, является эффективность грохочения E . Обычно эффективность грохочения выражается в процентах. Этот параметр определяется как отношение количества нижнего класса в подрешетном продукте к количеству этого класса в питании. Нижним классом называется материал, который имеет крупность менее размера отверстий сита. Расчетная схема показана на рис. 1.23.

Другими словами можно сказать, что эффективность грохочения E представляет собой извлечение нижнего класса в подрешетный продукт и определяется из выражения:

$$E = \frac{\gamma_n \beta}{100\alpha} 100 = \frac{\gamma_n \beta}{\alpha} \quad , \% \quad (1.18)$$

Здесь $\gamma_{\text{п}}$ – выход подрешетного продукта, %; α и β – содержание нижнего класса в исходном материале и подрешетном продукте, % (см. рис. 1.23).



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

Рисунок 1.23 – Расчетная схема к определению эффективности грохочения

Составим уравнение материального баланса по количеству нижнего класса:

$$100 \alpha = \gamma_{\text{п}} \beta + (100 - \gamma_{\text{п}}) \theta . \quad (1.19)$$

исходн. подреш. надрешетный

Отсюда
$$\gamma_{\text{п}} = 100 (\alpha - \theta) / (\beta - \theta) . \quad (1.20)$$

После подстановки полученного значения $\gamma_{\text{п}}$ из уравнения (1.20) в выражение для эффективности грохочения (1.18) имеем:

$$E = 100 (\alpha - \theta) \beta / \alpha (\beta - \theta) . \quad (1.21)$$

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

$$E = 10^4 (\alpha - \theta) / \alpha (100 - \theta) , \% \quad (1.22)$$

Формулой (1.22) наиболее часто пользуются в практических расчетах.

Качество процесса грохочения необходимо характеризовать не одним, а двумя параметрами – эффективностью грохочения и замельченностью, т.к. высокая эффективность еще не гарантирует хорошего качества верхнего продукта. Замельченность – содержание нижних классов в надрешетном продукте, зависит от эффективности грохочения и содержания мелких классов в питании.

Между эффективностью и временем грохочения существует закономерная зависимость. В начале процесса грохочения его эффективность увеличивается быстро, а затем нарастание ее замедляется (рис. 1.24).

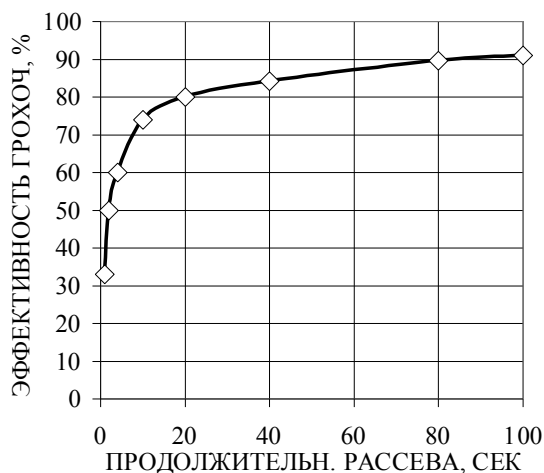


Рисунок 1.24 – Зависимость эффективности грохочения от продолжительности отсева

Этот факт объясняется тем, что скорость грохочения зависит от количества зерен, которые должны пройти через отверстия сита. Вначале проходят легкогрохотимые зерна и процесс протекает быстро. Затем с течением времени количество «легких» зерен уменьшается, а трудногрохотимые зерна требуют для своего просеивания гораздо больше времени. Поэтому эффективность грохочения стабилизируется. Проф. Перовым В.А. предложена эмпирическая формула:

$$E = 1 - e^{-kt^n} \quad (1.23)$$

Здесь e – основание натуральных логарифмов; k , t – параметры, зависящие от свойств материала и условий грохочения.

Среди технологических факторов, влияющих на процесс грохочения, следует отметить следующие основные: 1) насыпная плотность питания, 2) геометрическая форма частиц, 3) содержание глинистых и липких примесей, 4) влажность материала и др.

Влажность играет существенную роль, особенно при расसेве на ситах с мелкими отверстиями. Внешняя влага, покрывающая поверхность частиц пленкой, вызывает их слипание и замазывание отверстий сит. Рассмотрим график зависимости эффективности грохочения от влажности материала, приведенный на рис. 1.25.

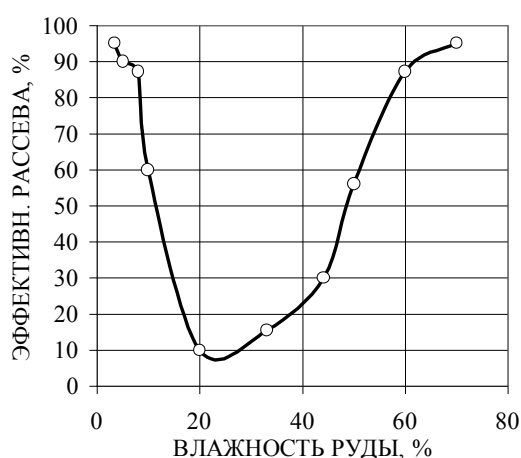


Рисунок 1.25 – Влажность материала и эффективность рассева

При низкой влажности материала эффективность грохочения высокая. При влажности от 20 до 40% процесс практически прекращается, т.к. почти весь исходный материал остается на сите. Но при дальнейшем повышении влажности (грохочение с добавкой воды) происходит переход к процессу мокрого грохочения и эффективность возрастает. При добавлении воды с поверхности крупных зерен смываются и уходят в подрешетный продукт более мелкие, часто глинистые примеси.

Производительность грохота по исходному материалу определяется соотношением:

$$Q = F q \delta k l m n o p, \text{ т/ч} \quad (1.24)$$

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

РАЗДЕЛ 2. ДРОБЛЕНИЕ

ТЕМА 5 ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

1. Способы разрушения горных пород при дроблении и измельчении.
2. Свойства горных пород, имеющие значение при разрушении.
3. Стадии дробления. Степень дробления.
4. Гипотезы дробления и измельчения.

Процессы дробления и измельчения применяются для доведения материала до необходимой крупности, гранулометрического состава или заданной степени раскрытия минералов, т.е. для получения свободных минеральных зерен. При этом куски горных пород разрушаются внешними силами. Разрушение – это процесс зарождения и роста трещин и пор. Происходит по ослабленным сечениям, имеющим трещиноватости или другие дефекты структуры. Разрушение наступает после перехода за предел прочности нормальных и касательных напряжений, возникающих в материале при его упругих деформациях: сжатии, растяжении, изгибе или сдвиге. *Предел прочности – предельное значение напряжения, выше которого образец разрушается практически мгновенно, а ниже – живет неограниченно долго.*

Различные способы дробления и измельчения отличаются видом основной необратимой деформации, вызвавшей разрушение. В соответствии с этим способы разрушения делятся на (рис. 2.1):

- 1) раздавливание – наступает после перехода напряжений за предел прочности на сжатие;
- 2) раскалывание – после перехода напряжений за предел прочности на растяжение;
- 3) излом – после перехода напряжений за предел прочности на изгиб;
- 4) срезывание – после перехода напряжений за предел прочности на сдвиг;
- 5) истирание – после перехода напряжений во внешних слоях кусков за предел прочности на сдвиг;
- 6) удар – воздействие динамических нагрузок на материал, деформации возникают те же: сжатие, растяжение, изгиб, сдвиг.

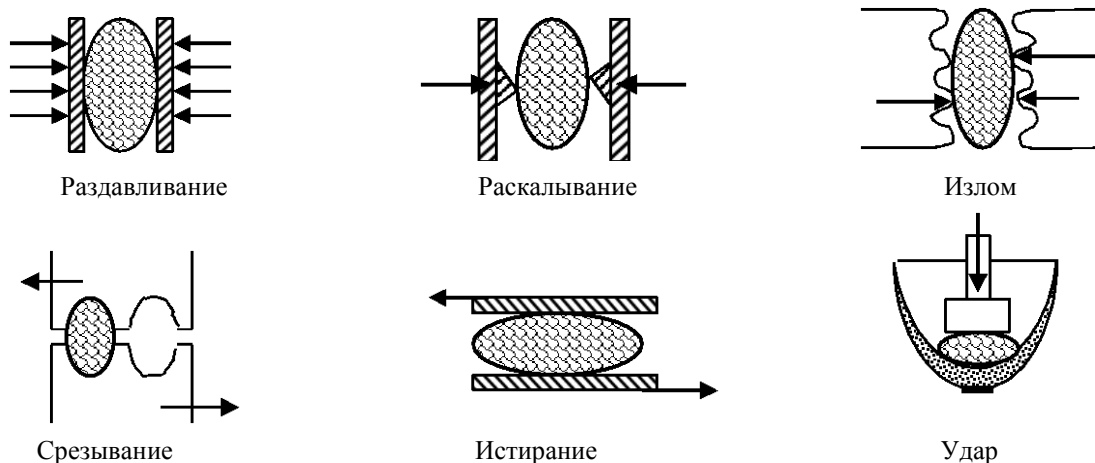


Рисунок 2.1 – Способы разрушения материалов

Эти способы разрушения являются общими и для операций дробления, и для операций измельчения, однако эти процессы различаются по своему технологическому назначению. Принято считать дроблением такой процесс разрушения, в результате которого большая часть продукта имеет крупность выше 5 мм. При измельчении получают продукт мельче 5 мм. Размер 5 мм принят условно.

Все машины, применяемые для разрушения кусков горных пород делятся по технологическому назначению на дробилки и мельницы. Отличительными особенностями этих типов машин являются:

Дробилки – 1) между дробящими телами всегда есть зазор, который свободен на холостом ходу и заполнен материалом на рабочем ходу; 2) выдают в основном кусковой продукт с преобладанием крупных фракций.

Мельницы – 1) измельчающие детали соприкасаются на холостом ходу, а на рабочем – разделены слоем материала; 2) выдают порошкообразный продукт с преобладанием мелких фракций.

В различных конструкциях машин могут использоваться сразу несколько способов разрушения, но преобладающим является один из них:

- раздавливание – в щековых, валковых и конусных дробилках;
- раскалывание – в зубчатых и игольчатых дробилках;
- удар – в молотковых дробилках и дезинтеграторах;
- истирание – в мельницах.

Для процессов разрушения наиболее важны прочность (крепость), дробимость, измельчаемость и абразивность горных пород. Прочность – способность твердого тела сопротивляться разрушению от действия внешних сил. Характеризуется предельными напряжениями, которые могут быть созданы в опасном сечении тела.

С точки зрения физико-механических свойств пород наиболее выгодно разрушать их растяжением. Но по конструктивным соображениям в основном используется раздавливание. Поэтому для сравнения прочностных свойств пород используют напряжение на сжатие или коэффициент крепости, разработанный проф. Протодьяконовым М.М. По шкале Протодьяконова все породы делятся на 10 категорий с коэффициентами крепости от 0.3 для самых слабых до 20 для наиболее прочных пород.

Дробимость – это обобщающий параметр для многих механических свойств пород и выражает энергоёмкость процесса дробления.

Измельчаемость оценивают по удельной производительности мельницы по вновь образованному расчетному классу.

Абразивность оценивают по износу материала рабочих поверхностей машин в процессе дробления (измельчения) при трении.

Оценка результатов дробления (измельчения) производится по степени дробления (измельчения) и эффективности работы машин. Степень дробления – отношение размеров кусков исходного материала к размеру кусков продукта дробления.

$$i = D / d, \quad (2.1)$$

где i – степень дробления, D , d – средний или максимальный размер куска в питании и дробленом продукте, соответственно.

Нет таких дробильных машин, которые могли бы принимать исходную руду и выдавать конечный продукт. Поэтому применяют несколько приемов (стадий) дробления (см. схему). В зависимости от крупности исходного и дробленого материала различают следующие стадии дробления и измельчения, показатели для которых приведены в табл. 2.1.

Таблица 2.1 – Стадии дробления и измельчения

Стадия	Крупность, мм		Степень дробления
	питания	продукта	
Дробление: крупное	1200-500	350-100	3-5
Среднее	350-100	100-40	3-8
Мелкое	100-40	40-10	3-8
Измельчение: грубое	30-10	5-2	
Тонкое	5-2	1-0.5	
Сверхтонкое	1-0.5	0.1-0.005	

При дроблении (измельчении) в несколько последовательных стадий общая степень дробления (измельчения) определяется как произведение всех степеней дробления в отдельных стадиях:

$$I = i_1 \cdot i_2 \cdot i_3 \cdot \dots \cdot i_n. \quad (2.2)$$

Дробилки (мельницы) могут работать в открытом или замкнутом цикле. При открытом цикле материал проходит дробилку один раз, при замкнутом - надрешетный продукт грохота непрерывно возвращается в дробилку на додробление, образуя циркулирующую нагрузку. В случае мельниц – пески (крупный продукт) гидроциклона или классификатора возвращаются на доизмельчение. Замкнутые циклы обеспечивают более высокую степень дробления (измельчения) по сравнению с открытыми.

Если продукт дробления представляет собой свободные зерна полезного минерала, то дальнейшее дробление не имеет смысла, т.к. будет только приводить к переизмельчению материала. Процесс является энергоёмким, поэтому проф. Г.О. Четч сформулировал принцип НЕ ДРОБИТЬ НИЧЕГО ЛИШНЕГО. При разрушении происходит преодоление сил сцепления между частицами и образование новой поверхности. Энергия, потребляемая при дроблении (измельчении) расходуется на: 1) упругую деформацию разрушаемых зерен, т.е. рассеивается в окружающее пространство в виде тепла; 2) образование новой поверхности, т.е. превращается в свободную поверхностную энергию измельченных зерен. При измельчении расход полезной энергии – на образование новой поверхности – составляет около 1% общего ее расхода.

Пусть разрушается зерно в виде куба с размером d , представленное на рис. 2.2.

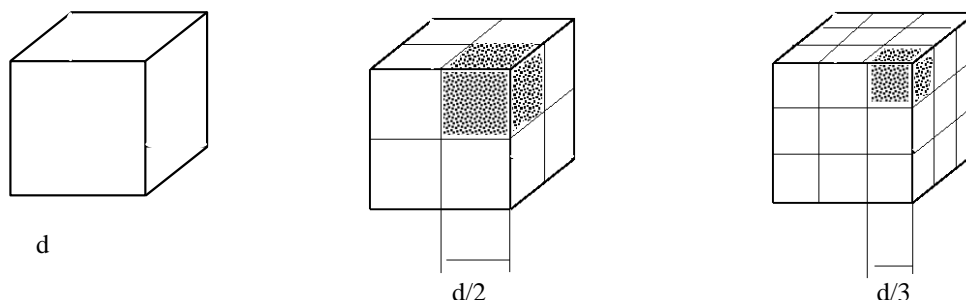


Рисунок 2.2 – Изменение суммарной поверхности зерен при дроблении

Тогда поверхность частиц будет:

$$\text{До дробления:} \quad S_1 = 6 \cdot d^2 \cdot 1 \text{ кубик.} \quad (2.3)$$

$$\text{После дробления:} \quad S_2 = 6 \cdot (d/2)^2 \cdot 8 \text{ кубиков} = 6 d^2 \cdot 2; \quad (2.4)$$

$$S_3 = 6 (d/3)^2 \cdot 27 = 6 d^2 \cdot 3; \quad (2.5)$$

$$\dots\dots\dots; \quad (2.6)$$

$$S_n = 6 d^2 \cdot n. \quad (2.7)$$

Здесь n – количество частиц.

Таким образом, при уменьшении размеров кусков руды происходит увеличение общей поверхности частиц.

Для оценки порошкообразных материалов используется понятие удельной поверхности, т.е. поверхности, приходящейся на единицу веса материала. В данном случае:

$$S_{\text{уд}} = 6 d^2 / d^3 \delta = 6 / d \delta. \quad (2.8)$$

Обозначим $6 / \delta = K$. Для частиц малого размера $K = \text{const}$.

При дроблении Q весовых единиц материала со средним размером кусков D получим столько же весовых единиц материала со средним размером d . Поверхность материала до дробления:

$$S_{1 \text{ уд}} = K Q / D. \quad (2.9)$$

После дробления:

$$S_{2 \text{ уд}} = K Q / d. \quad (2.10)$$

Вновь образованная при дроблении поверхность будет:

$$\Delta S = S_2 - S_1 = K Q / d - K Q / D = K (1/d - 1/D) Q \quad (2.11)$$

Известно несколько гипотез энергетической оценки процессов дробления и измельчения. Одна из них – гипотеза Риттингера (1867г): Расход энергии на дробление пропорционален величине вновь образованной поверхности. В математическом выражении имеет вид:

$$E = K_0 \Delta S = K_0 K (1/d - 1/D) Q. \quad (2.12)$$

Здесь E – расход энергии, K_0 – коэффициент пропорциональности, по физическому смыслу представляет собой расход энергии на образование одной квадратной единицы новой поверхности.

$$\text{Обозначим:} \quad K_0 K = K_1. \quad (2.13)$$

$$\text{Тогда} \quad E = K_1 (1/d - 1/D) Q. \quad (2.14)$$

Умножим и разделим правую часть уравнения (2.14) на D , получим

$$E = K_1 (1/d - 1/D) Q \cdot D/D = K_1 (D/d - D/D) Q/D = K_1 (i - 1) Q/D. \quad (2.15)$$

Таким образом, по Риттингеру расход энергии на дробление одной весовой единицы материала пропорционален степени дробления i минус единица.

По гипотезе Кирпичева (1874г.) и Кика (1885г.) энергия, необходимая для дробления и измельчения материала пропорциональна его весу (или объему):

$$E_1 = K_0 Q. \quad (2.16)$$

Из выражения (2.16) следует, что затрачиваемая энергия не зависит от крупности материала. Коэффициент K_0 выражает расход энергии на единицу веса при данной степени измельчения. Можно выбрать схему с одинаковыми степенями дробления в каждой стадии:

$$i_1 = i_2 = i_3 = \dots = i_n. \quad (2.17)$$

Тогда с учетом (2.17) общая степень дробления составит:

$$I = i^n, \quad (2.18)$$

где n – число стадий дробления.

При этом энергии дробления в каждой стадии будут равны между собой:

$$E_1 = E_2 = E_3. \quad (2.19)$$

С учетом выражений (2.16) и (2.19) общая энергия дробления по всей схеме будет:

$$E = K_0 Q \cdot n. \quad (2.20)$$

Для исключения степени в выражении (2.18) выполним его логарифмирование и выразим n :

$$\lg I = n \lg i, \quad (2.21)$$

$$n = \lg I / \lg i \quad (2.22)$$

Подставим соотношение (2.22) в формулу (2.20) и получим:

$$E = K_0 Q \lg I / \lg i. \quad (2.23)$$

Для одного и того же материала и при одной и той же степени дробления в каждой стадии величины K_0 и i будут постоянными, поэтому можно обозначить

$$K_2 = K_0 / \lg i, \quad (2.24)$$

тогда энергия дробления (измельчения) определится с учетом соотношения (2.23) как:

$$E = K_2 Q \lg I, \quad (2.25)$$

Математическое выражение для степени дробления (2.1) можно представить в виде

$$D / d = (1/d) / (1/D). \quad (2.26)$$

Тогда

$$\lg I = \lg [(1/d) / (1/D)] = \lg (1/d) - \lg (1/D). \quad (2.27)$$

С учетом соотношений (2.25) и (2.27) выражение для энергии дробления будет иметь вид:

$$E = K_2 [\lg (1/d) - \lg (1/D)] Q. \quad (2.28)$$

Формула (2.28) представляет собой математическое выражение гипотезы Кика-Кирпичева аналогично выражению гипотезы Риттингера. По Риттингеру расход энергии пропорционален поверхности, по Кика-Кирпичеву – объему. Соответственно эти законы носят название поверхностного и объемного законов дробления (измельчения). Данные экспериментов и промышленной практики показали, что эти законы справедливы лишь в определенных диапазонах крупности. Гипотеза Риттингера хорошо согласуется с практикой при тонком измельчении, а гипотеза Кика-Кирпичева – при крупном дроблении.

Академик Ребиндер (1941г.) предложил гипотезу, охватывающую любой случай разрушения полезных ископаемых, математическое выражение которой имеет вид:

$$A = \sigma \Delta S + K \Delta V. \quad (2.29)$$

Здесь A – работа, затрачиваемая на разрушение твердого тела, σ – поверхностная энергия на единицу твердой поверхности (σ – избыток свободной энергии в пограничном слое), ΔS – поверхность, вновь образуемая при разрушении, ΔV – часть объема тела, подвергшаяся деформации, K – работа упругой и пластической деформации, приходящаяся на единицу объема.

При крупном дроблении больших кусков руды $K \Delta V \gg \sigma \Delta S$, т.к. приращение поверхности незначительно, и работа будет в основном пропорциональна объему (гипотеза Кирпичева):

$$A_K \approx K \Delta V = K_K D^3. \quad (2.30)$$

При разрушении мелких кусков руды (измельчение) $\sigma \Delta S \gg K \Delta V$, т.к. приращение поверхности значительно. При этом работа почти пропорциональна величине новой образованной поверхности (гипотеза Риттингера):

$$A_R \approx \sigma \Delta S = K_R D^2. \quad (2.31)$$

Гипотеза Ребиндера связывает процесс разрушения с физико-механическими свойствами пород и минералов (поверхностная энергия, твердость).

Разделим обе части уравнения (2.29) на ΔS и получим:

$$A / \Delta S = \sigma \Delta S / \Delta S + K \Delta V / \Delta S, \quad (2.32)$$

отсюда

$$A / \Delta S = \sigma + K \Delta V / \Delta S. \quad (2.33)$$

Обозначим в выражении (2.33):

$$\sigma + K \Delta V / \Delta S = H_s. \quad (2.34)$$

Тогда с учетом соотношений (2.33) и (2.34) получим:

$$H_s = A / \Delta S. \quad (2.35)$$

Величину H_s надо рассматривать как коэффициент твердости, равный работе образования единицы новой поверхности. Вместе с тем величина H_s связана с поверхностной энергией соотношением (2.34). Таким образом, чем больше поверхностная энергия твердого тела, тем больше его твердость, а, следовательно, и больше работа, которую надо затратить на разрушение – образование новой поверхности.

Гипотеза Ребиндера пригодна для любого диапазона крупности, т.к. она сводится к закону Риттингера или Кирпичева при определенных значениях крупности. Эта гипотеза учитывает оба вида энергии – поверхностную и потенциальную энергию деформации в объеме дробимого тела.

Американский ученый Бонд (1950г.) предложил гипотезу, промежуточную по отношению к законам Риттингера и Кирпичева:

$$E = K_3 [(1/\sqrt{d}) - (1/\sqrt{D})] Q. \quad (2.37)$$

По гипотезе Бонда элементарная работа пропорциональна приращению параметра, являющегося среднегеометрическим между объемом и поверхностью :

$$A_B = K \Delta \sqrt{VS} = K_B D^{2.5}. \quad (2.38)$$

Практика показывает определенную связь между индексом работы по Бонду и коэффициентом крепости пород по Протодяконову.

ТЕМА 6 КОНСТРУКЦИИ ДРОБИЛЬНЫХ МАШИН

1. Классификация дробильного оборудования
2. Классификация щековых дробилок
3. Распределение усилий при дроблении в щековой дробилке
4. Угол захвата в щековой дробилке
5. Футеровка дробилок
6. Конусные дробилки для крупного, среднего и мелкого дробления
7. Угол захвата в конусной дробилке
8. Валковые дробилки
9. Угол захвата в двухвалковой дробилке
10. Молотковые дробилки

Классификация дробильно-измельчительного оборудования основана на различии в способе разрушения материала, который определяется видом энергии, используемой для разрушения. В соответствии с этим все машины делят на 4 основных типа: 1) механические дробилки, 2) механические мельницы (с мелющими телами), 3) взрывные пневматические, электрогидравлические, электроимпульсные и электротермические дробильные аппараты, 4)

аэродинамические и пневмомеханические мельницы – струйные размольные аппараты без мелющих тел. Наибольшее применение получили механические дробилки и мельницы. Все остальные типы оборудования находятся в стадии исследования. Из механических мельниц в основном применяются барабанные – шаровые, стержневые, рудногалечные и рудного самоизмельчения. Область применения отдельных конструктивных типов дробилок определяется прочностью дробимого материала и представлена в табл. 2.2.

Таблица 2.2 - Область применения различных конструктивных типов дробилок

Тип горных пород	Коэффициент крепости по шкале Протодяконова	Применяемое оборудование
Особо крепкие	$f \geq 18$	Конусные дробилки (ККД, КРД, КСД, КМД), реже щековые (ЩДП)
Крепкие	$f = 16-18$	
Средней крепости	$f = 12-16$	
Ниже средней крепости	$f = 10-12$	Конусные и роторные
Некрепкие, неабразивные	$f = 5-10$	Гладкие двухвалковые и роторные
Слабые	$f < 5$	Валковые зубчатые

Механические дробилки подразделяются на аппараты статического и динамического (ударного) действия на материал. К дробилкам статического действия относятся щековые, конусные и валковые (рис. 2.3 а); динамического – роторная, стержневая (дезинтегратор), центробежная метательного действия (рис. 2.3 б).

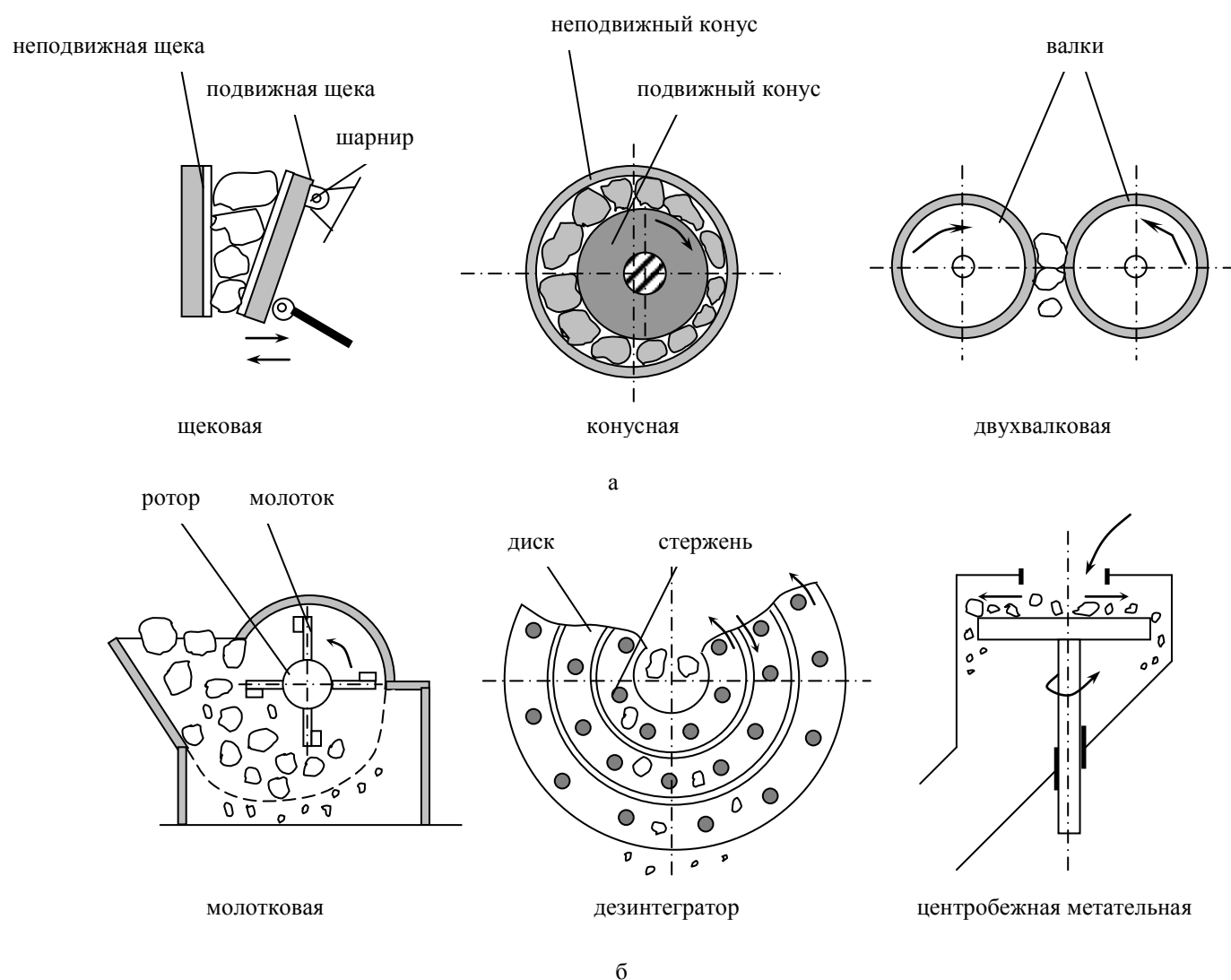
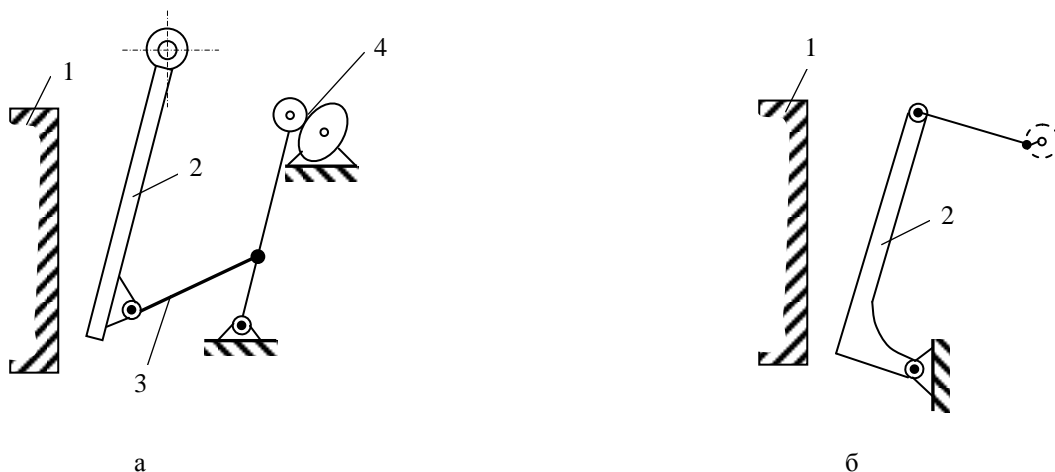


Рисунок 2.3 – Дробилки статического (а) и динамического (б) воздействия

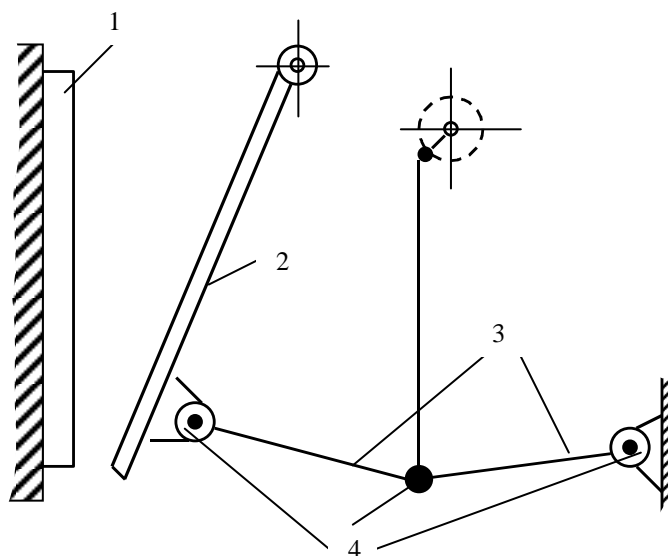
Щековые дробилки разделяются на два основных кинематических класса: с простым ЩДП и сложным ЩДС движением подвижной щеки. Дробилки с простым движением подвижной щеки отличаются способом ее крепления и подвесным механизмом: с верхним подвесом щеки (рис. 2.4, а) и с нижней шарнирной опорой (рис. 2.4, б). Последние изготавливаются только как лабораторные и полупромышленные. Дробилки с верхним подвесом имеют различные приводные устройства (рис. 2.4).



1 – неподвижная щека. 2 – подвижная щека, 3 – распорная плита; 4 – кулачковый механизм

Рисунок 2.4 – Принципиальные схемы дробилок с простым движением щеки

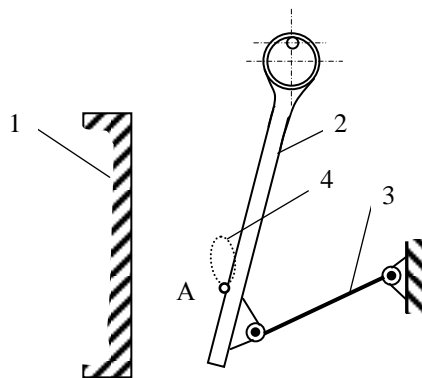
Наибольшее распространение получили дробилки с верхним подвесом щеки и с шарнирно-рычажным механизмом, изобретенные Блэком в 1858г. Принципиальная схема дробилки показана на рис. 2.5.



1 – неподвижная щека. 2 – подвижная щека, 3 – распорная плита; 4 – шарнир

Рисунок 2.5 – Принципиальная схема щековой дробилки с верхним подвесом подвижной щеки

Дробилки со сложным движением подвижной щеки имеют шарнирную подвеску щеки на эксцентриковом приводном валу (рис. 2.6).



1 – неподвижная щека. 2 – подвижная щека, 3 – распорная плита; 4 – траектория движения точки А

Рисунок 2.6 – Принципиальная схема дробилки со сложным движением щеки

Нижняя часть щеки шарнирно соединяется с распорной плитой. Траектории движения точек щеки овалообразны. Значительное вертикальное перемещение щеки при дроблении материала вызывает повышенный износ футеровочных плит. Поэтому такие дробилки применяют для малоабразивных материалов. Достоинства дробилок этого типа – простота конструкции, малая масса, компактность.

Усилия, действующие в щековой дробилке, распределяются следующим образом (рис. 2.7).

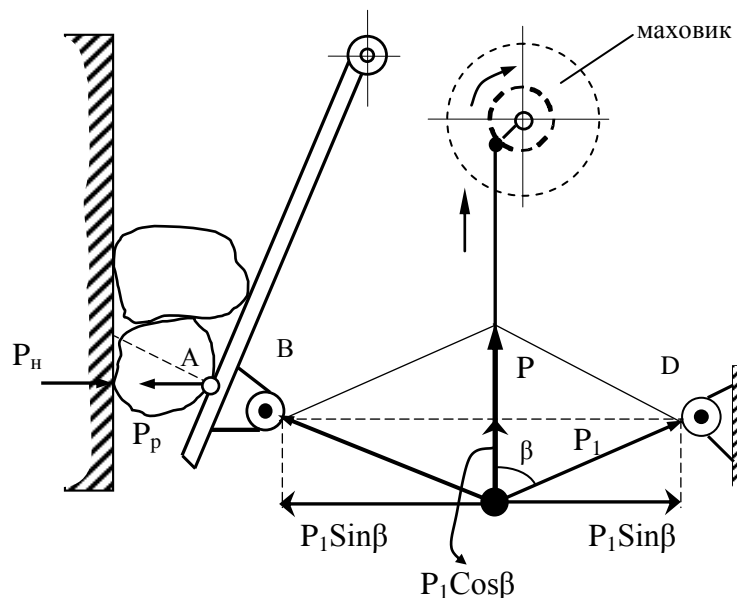


Рисунок 2.7 – Распределение усилий в щековой дробилке

Усилие P , действующее вдоль шатуна вверх на рабочем ходу, раскладывается по правилу параллелограмма на составляющие сжимающие силы по направлению распорных плит P_1 . Если точки D и B неподвижны, то каждая распорная плита находится под действием сил сжатия P_1 . Каждая из этих сил также раскладывается в свою очередь также на две составляющие – вертикальную $P_1 \cos \beta$ и горизонтальную $P_1 \sin \beta$. Тогда можно записать следующее соотношение:

$$P = 2P_1 \cos \beta . \quad (2.39)$$

Отсюда:

$$P_1 = P / 2 \cos \beta . \quad (2.40)$$

На рабочем ходу дробилки на кусок в горизонтальном направлении действуют раздавливающие силы: нормальная реакция со стороны неподвижной щеки P_n и горизонтальная составляющая силы P_1 – сила P_p . Раздавляющая сила P_p , приложенная в точке A , равна:

$$P_p = P_1 \sin \beta . \quad (2.41)$$

Подставим в соотношение (2.41) полученное значение силы P_1 из выражения (2.40), тогда:

$$P_p = P \sin \beta / 2 \cos \beta = 0.5 P \operatorname{tg} \beta . \quad (2.42)$$

При увеличении угла β распорные плиты будут приближаться к горизонтальному положению, а усилие P_p будет возрастать до бесконечности, т.к. при $\beta = 90^\circ \operatorname{tg} \beta = \infty$. На практике стараются не допускать приближения угла β к значению 90° , т.к. в таком случае возникают значительные сжимающие усилия в распорных плитах, например при попадании в дробилку твердых посторонних предметов. Для предотвращения поломки дробилки в самой конструкции распорных плит предусмотрена возможность их разрушения при превышении допустимых значений возникающих усилий. Разработаны различные варианты устройства распорных плит, некоторые из которых показаны на рис. 2.8.

1. Распорная плита литая чугунная с ослабленным по расчету средним сечением (с утонением или с отверстиями).
2. Распорная плита сборная на болтах. Болты рассчитаны на срез.
3. Распорная плита разрезная на заклепках. Заклепки рассчитаны на срез.

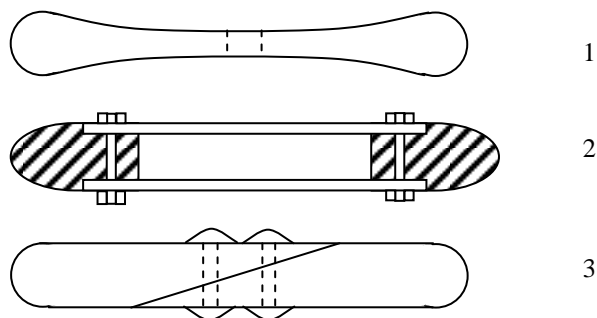


Рисунок 2.8 – Варианты конструкций распорных плит щековых дробилок

Рассмотрим усилия, действующие вдоль подвижной щеки дробилки. Рабочая схема представлена на рис. 2.9.

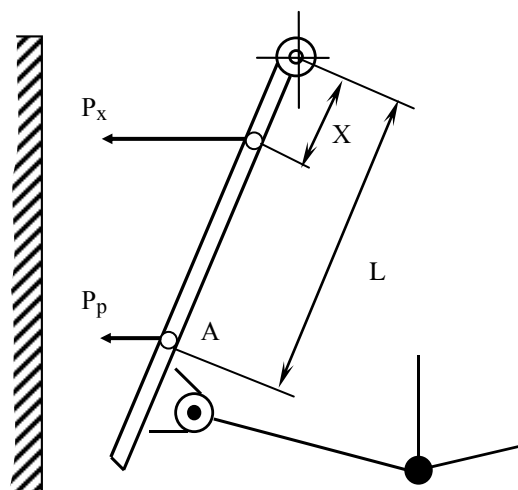


Рисунок 2.9 – Схема распределения усилий, действующих вдоль подвижной щеки дробилки

При расположении точки А на расстоянии L от точки подвеса подвижной щеки и при текущем расположении на расстоянии X для усилий, действующих на кусок в этой точке, справедливо равенство:

$$L P_p = X P_x . \quad (2.43)$$

Отсюда:

$$P_x = L P_p / X . \quad (2.44)$$

С другой стороны, $P_p = 0.5 P \operatorname{tg} \beta$. Тогда

$$P_x = L 0.5 P \operatorname{tg} \beta / X . \quad (2.45)$$

Из выражения (2.45) следует: чем меньше X , тем больше P_x , т.е. большие усилия разрушения возникают ближе к точке подвеса подвижной щеки. В щековых дробилках с верхним подвесом подвижной щеки в месте загрузки крупных кусков приложено большее усилие разрушения. В дробилках с нижним подвесом щеки наблюдается обратное явление. Это одна из причин того, что дробилки с нижним подвесом щеки не получили широкого применения (рис. 2.10).



Рисунок 2.10 – Распределение усилий при разных способах подвеса подвижной щеки

Одной из важных характеристик конструкций дробилок является угол захвата. Угол захвата – угол, образованный рабочими поверхностями подвижной и неподвижной щек дробилки. Угол захвата должен быть таким, чтобы при сближении щек дробимый кусок не выталкивался вверх. Рассмотрим силы, действующие на кусок (рис. 2.11).

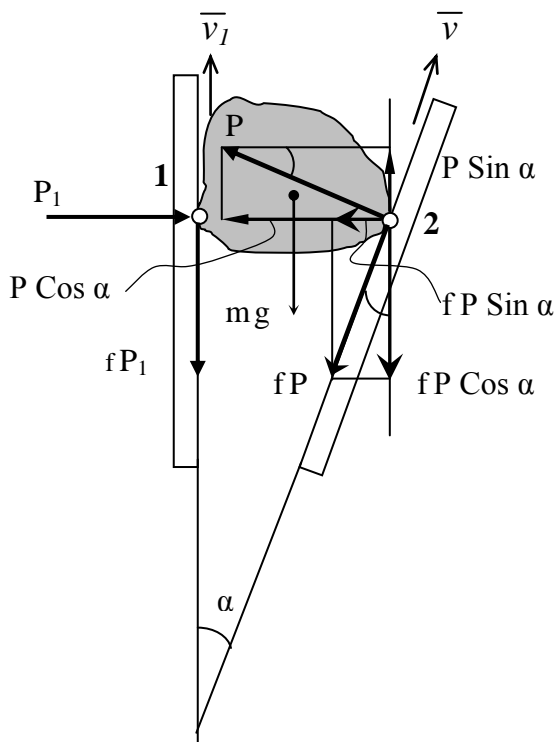


Рисунок 2.11 – Схема сил, действующих на кусок в щековой дробилке

В рабочем пространстве дробилки на кусок действуют силы:

- 1) Сила тяжести куска. Ее значением можно пренебречь по сравнению с величиной других сил.
- 2) Сжимающие силы P_1 в точке 1 и P в точке 2. Сила P всегда направлена нормально к плоскости касания - плоскости подвижной щеки.
- 3) Силы трения fP_1 и fP , лежащие в плоскости щек. Эти силы зависят от коэффициента трения $f = \text{tg } \varphi$. φ – угол трения. Силы трения действуют всегда против относительной скорости v_1 и v . Эти скорости обуславливают выталкивание куска вверх.

Силы fP и P раскладываются по правилу параллелограмма на вертикальные и горизонтальные составляющие.

Для сохранения в равновесии защемленного куска руды должны соблюдаться следующие условия:

1. Равенство горизонтальных составляющих сил:

$$P_1 = P \cos \alpha + f P \sin \alpha . \quad (2.46)$$

Умножим обе части равенства (2.46) на f и тогда значение силы трения будет:

$$f P_1 = (P \cos \alpha + f P \sin \alpha) f . \quad (2.47)$$

2. Чтобы кусок не выбрасывался вверх, должно выполняться следующее условие

$$f P \cos \alpha + f P_1 \geq P \sin \alpha . \quad (2.48)$$

Но из (2.47)

$$f P_1 = f P \cos \alpha + f^2 P \sin \alpha . \quad (2.49)$$

Тогда подставим значение $f P_1$ из соотношения (2.49) в условие (2.48) и получим:

$$f P \cos \alpha + \underbrace{f P \cos \alpha + f^2 P \sin \alpha}_{f P_1} \geq P \sin \alpha . \quad (2.50)$$

$$2f P \cos \alpha + f^2 P \sin \alpha \geq P \sin \alpha . \quad (2.51)$$

Сократим P , получим:

$$2f \cos \alpha + f^2 \sin \alpha \geq \sin \alpha ; \quad (2.52)$$

$$2f \cos \alpha \geq \sin \alpha - f^2 \sin \alpha ; \quad (2.53)$$

$$2f \cos \alpha \geq \sin \alpha (1 - f^2). \quad (2.54)$$

Разделим обе части неравенства (2.54) на $\cos \alpha$ и получим:

$$2f \geq \operatorname{tg} \alpha (1 - f^2); \quad (2.55)$$

$$\operatorname{tg} \alpha \leq 2f / (1 - f^2) . \quad (2.56)$$

Но $f = \operatorname{tg} \varphi$. Тогда:

$$\operatorname{tg} \alpha \leq 2 \operatorname{tg} \varphi / (1 - \operatorname{tg}^2 \varphi). \quad (2.57)$$

Из тригонометрии известно, что

$$2 \operatorname{tg} \varphi / (1 - \operatorname{tg}^2 \varphi) = \operatorname{tg} 2\varphi. \quad (2.58)$$

Тогда

$$\operatorname{tg} \alpha \leq \operatorname{tg} 2\varphi ; \quad (2.59)$$

$$\alpha \leq 2\varphi . \quad (2.60)$$

Таким образом, угол захвата между подвижной и неподвижной щеками дробилки должен быть меньше двойного угла трения. Коэффициент трения между куском руды и стальной щекой равен 0.3, что соответствует углу трения $\varphi \approx 16^\circ$. Тогда $\alpha \leq 32^\circ$. На практике угол захвата щековых дробилок составляет $\alpha = 18 - 22^\circ$.

Для предохранения щек дробилки от износа их покрывают футеровочными плитами из чугуна, стали (редко), марганцовистой стали. Чугунная футеровка применяется при дроблении мягких пород, марганцовистая – для твердых. Футеровка из марганцовистой стали во много раз дороже, но в 3-10 раз долговечнее чугунной. Расход марганцовистой футеровки – 0.004 – 0.026, чугунной – 0.009-0.088 кг на 1 т дробимой руды.

Рабочая поверхность футеровочных плит снабжена продольными зубьями (рис. 2.12 а). Зуб одной щеки входит во впадину другой щеки. Важно, чтобы футеровочная плита была плотно пригнана к щеке. Плотная посадка достигается прокладкой листового (рольного) свинца. Футеровочная плита на неподвижной щеке изнашивается быстрее из-за большой жесткости (рис.2.12 б). Разгрузочная щель дробилки по мере износа увеличивается. При значительном износе плиты переворачивают другим концом к разгрузочной щели (рис. 2.12 в). Часто плиты выполняют со срезом у разгрузочной щели (рис. 2.12 г).

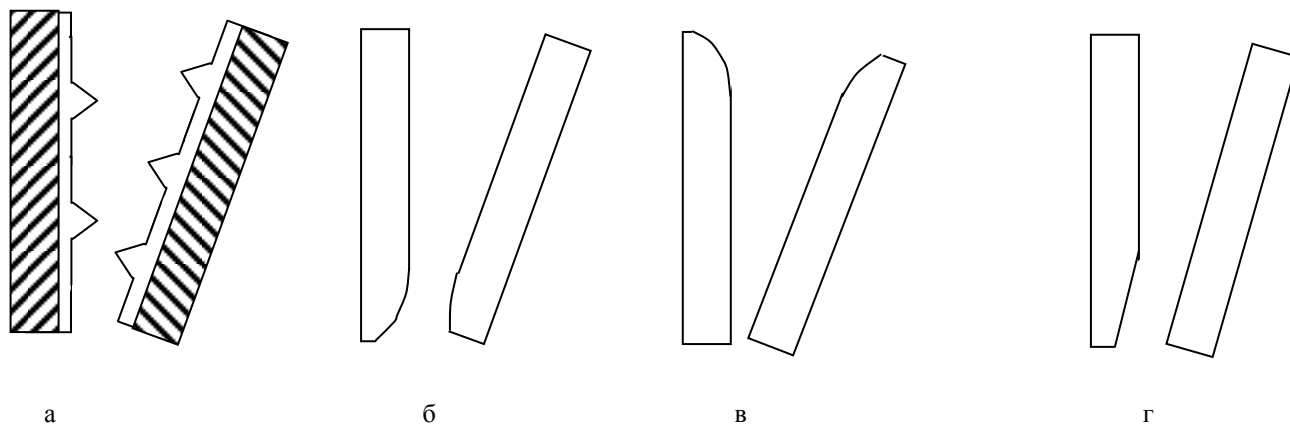


Рисунок 2.12 – Износ и типы футеровочных плит щековых дробилок

Конусные дробилки применяются практически в тех же случаях, что и щековые – для дробления особо крепких и крепких руд, а также для руд средней крепости (рис. 2.13).

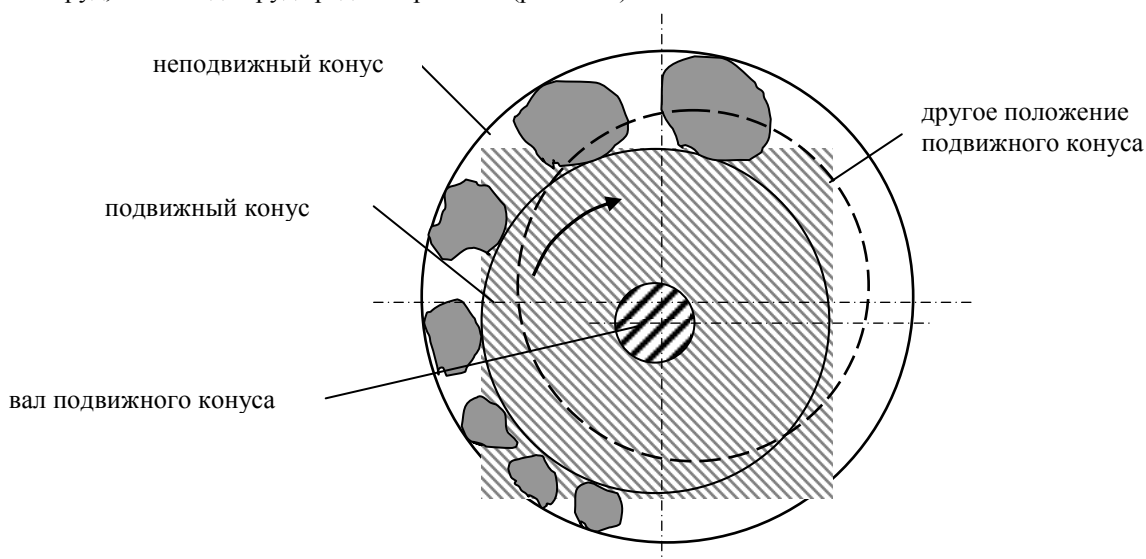
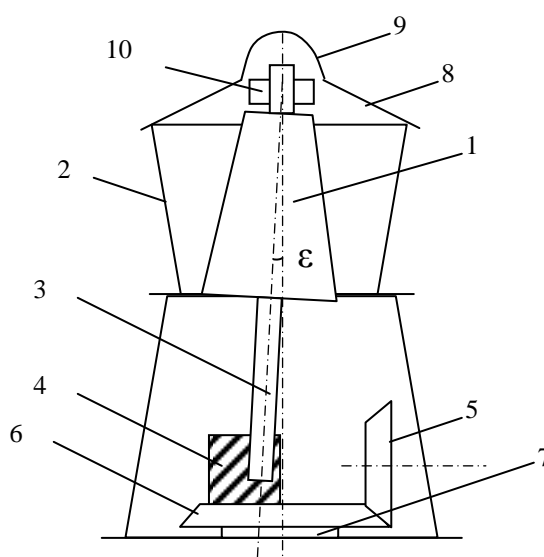


Рисунок 2.13 – Схема конусной дробилки (поперечный разрез)

Рабочими органом конусной дробилки является подвижный дробящий конус, помещенный эксцентрично внутри неподвижного конуса (чаши). Подвижный конус перекачивается по внутренней поверхности неподвижного конуса. Между конусами образуется кольцевое пространство неодинаковой ширины, в котором осуществляется дробление руды. Дробление происходит непрерывно при последовательном перемещении зоны дробления по окружности конусов. Дробленый материал под действием собственной тяжести разгружается через выходную щель. Крупность дробленого продукта и производительность дробилки зависят от ширины выходной щели. Вертикальная ось подвижного конуса в нижней своей части описывает окружность.

Существует большое разнообразие конструкций конусных дробилок. Конусные дробилки различаются: кинематикой движения рабочего конуса, способом его опирания, приводным механизмом машины, способом возбуждения дробящего усилия, способом разгрузки дробленого продукта. По кинематическому признаку различают дробилки с неподвижным вертикальным валом (зарубежные модели) и с подвижным валом. Здесь ось вала образует малый угол ε с осью симметрии дробилки. Наиболее широко применяются следующие три кинематических типа: 1) с верхним подвесом вертикального вала дробилки, 2) вал с опорой внизу 3) с консольным валом, опирающимся в центральной части на сферический подшипник.

Схема конусной дробилки крупного дробления ККД с верхним подвесом вала подвижного конуса приведена на рис. 2.14.



1 – подвижный конус, 2 – неподвижный конус, 3 – вертикальный вал, 4 – эксцентриковый стакан, 5 – малая коническая шестерня, 6 – большая коническая шестерня, 7 – подпятник, 8 – траверса, 9 – колпак, 10 – гайка

Рисунок 2.14 – Схема конусной дробилки для крупного дробления с верхним подвесом вала

Нижний конец вала вставлен в эксцентриковый стакан, к которому прикреплена коническая шестерня. Эта шестерня находится в зацеплении с другой (малой) конической шестерней, расположенной на горизонтальном валу. Этот вал приводится во вращение от электродвигателя через шкив клиноременной передачи.

Для обозначения размеров конусных дробилок пользуются размером приемного отверстия и шириной выходной щели. Размер записывается в виде дроби, например: ККД-1500/300 – конусная дробилка крупного дробления, ширина приемного отверстия 1500 мм, ширина выходной щели 300 мм.

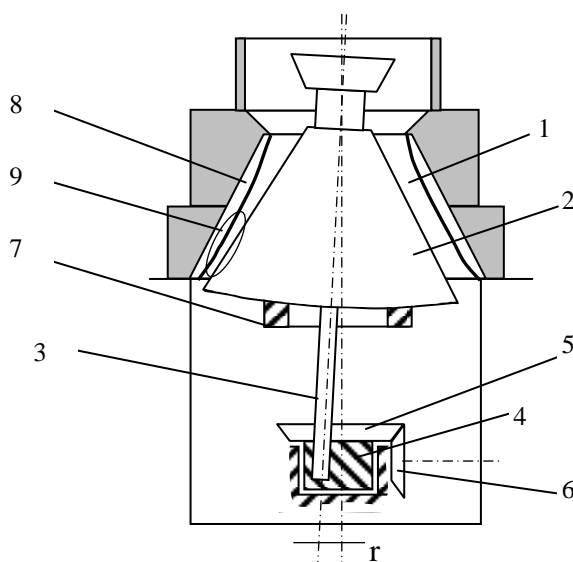
Продукт дробилок ККД может подаваться на вторичное крупное дробление (поддразбивание, редуционное дробление) перед подачей его в дробилки среднего дробления КСД. Для этого применяют редуционные дробилки КРД (конусная, редуционного дробления). Дробилки типа КРД могут применяться и как самостоятельные для крупного дробления. Дробилки ККД и КРД изготавливаются в двух вариантах, отличающихся способом изменения ширины выходной щели:

1) с механическим подъемом дробящего конуса. При этом подтягивается гайка, соединяющая вертикальный вал с внутренней втулкой узла подвески.

2) с гидравлическим регулированием щели. При этом вал вместе с конусом приподнимается под давлением масла, которое нагнетается в гидравлический домкрат, находящийся под нижней частью вала. Такие дробилки имеют маркировку ГРЩ (гидравлическое регулирование щели).

Самая большая конусная дробилка крупного дробления установлена на ЮГОКе (г. Кривой Рог) – диаметр загрузочного отверстия 7200 мм, высота 14м, вес 700т. Часто такие дробилки располагают под землей.

Конусные дробилки для среднего и мелкого дробления изготавливаются с валом, опирающимся на сферический подпятник. Схема такой дробилки представлена на рис. 2.15.



1 – неподвижный конус, 2 – подвижный конус, 3 – вал, 4 – эксцентриковый стакан, 5,6 – конические шестерни, 7 – сферический подпятник, 8 – футеровка неподвижного конуса, 9 – параллельная зона

Рисунок 2.15 – Схема дробилок типа КСД, КМД

Дробилки среднего и мелкого дробления изготавливаются трех типов: 1) для среднего дробления – дробилки с короткой параллельной зоной и широкой выходной щелью КСД-Гр, 2) для нижесреднего дробления – с уменьшенной выходной щелью марки КСД-Т, 3) для мелкого дробления – с длинной параллельной зоной и малой щелью КМД. Индекс Гр – сокращение названия «для грубого дробления», индекс Т – для тонкого дробления. В обозначение дробилок входит диаметр основания дробящего конуса, например: КСД-2200Гр – конусная дробилка среднего дробления с большой выходной щелью, диаметр конуса 2200 мм.

Образующая дробящего конуса имеет весьма пологий уклон. Из-за этого дробилки такого типа называют грибовидными. Конусные дробилки для среднего дробления обеспечивают высокую степень дробления: 5-15. В верхней зоне рабочего пространства разрушаются более крупные куски руды, а затем материал переходит в параллельную зону. Здесь материал дополнительно измельчается в длинной и узкой щели. Вследствие большего времени пребывания руды между конусами (в параллельной зоне) в таких дробилках получается более равномерный по крупности продукт. Наличие параллельной зоны исключает возможность загрузки крупных классов.

Размер разгрузочной щели регулируется подъемом или опусканием дробильной чаши. При опускании дробильной чаши (неподвижного конуса) разгрузочная щель дробилки уменьшается.

Сферический подпятник защищают от попадания пыли гидравлическим пылевым затвором. Трущиеся поверхности смазываются принудительной подачей масла. Рабочие поверхности конусов покрывают футеровочными плитами.

Различают нормальные и короткоконусные дробилки (рис. 2.16).

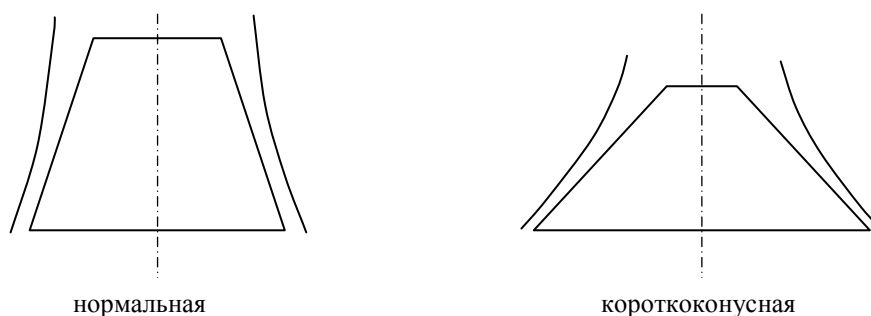


Рисунок 2.16 – Нормальная и короткоконусная дробилки

Нормальные дробилки применяют для среднего дробления. Короткоконусные дробилки для мелкого дробления имеют следующие отличия от нормальных дробилок для мелкого дробления:

1. Параллельная зона между рабочими конусами значительно удлинена
3. Дробящий конус имеет меньшую высоту (укорочен).
4. Образующая конуса имеет больший угол наклона
5. Иной профиль дробящей зоны
6. Дробилка снабжена специальным распределительным устройством

За счет этих конструктивных особенностей короткоконусная дробилка имеет следующие технологические особенности: материал большее время находится в рабочем пространстве между конусами, что дает более равномерный по крупности дробленый продукт; степень дробления здесь составляет 10-12; число оборотов эксцентрикового стакана $435-580 \text{ мин}^{-1}$ (у нормальных – в 1.5 раза меньше).

Уменьшение высоты дробящего конуса позволило установить более совершенное распределительное устройство без увеличения высоты машины (рис. 2.17).

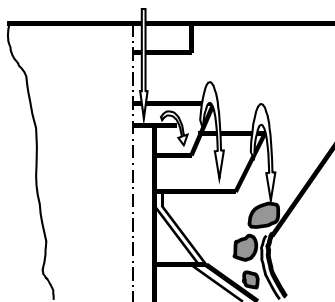


Рисунок 2.17 – Схема распределительного устройства

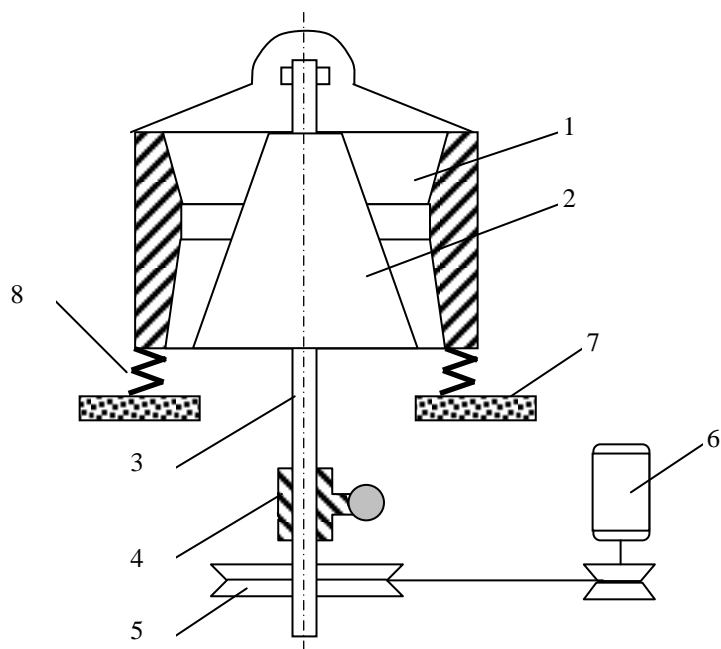
Такое устройство обеспечивает равномерную подачу руды в рабочее пространство дробилки и предохраняет его от забивания. Короткоконусные дробилки питают зернистым материалом, мелкие классы предварительно отсеивают на грохотах. Эти дробилки всегда работают в замкнутом цикле с грохотами и устанавливают их в третьей стадии дробления.

При работе дробилки КМД в замкнутом цикле с грохотом средняя крупность питания снижается по сравнению с питанием дробилки при работе в открытом цикле. Вследствие этого производительность дробилки увеличивается.

Для мелкого дробления применяются также конусные инерционные дробилки КИД (рис. 2.18). Основное их отличие – в качестве привода дробящего конуса вместо эксцентрикового механизма используется вибровозбудитель дебалансного типа. Это позволяет подвижному конусу перекачиваться по неподвижной чаше даже при некотором износе футеровок. Вал малого конуса так же как и в других конструкциях конусных дробилок образует небольшой угол с осью симметрии машины.

Дробилка виброизолирована от фундамента системой мягких амортизаторов. Электродвигатель через специальную приводную систему сообщает круговое движение дебалансу. Под действием центробежной силы инерции дебаланса дробящий конус прижимается к чаше и обкатывается по ней. При дроблении приближению конуса к чаше препятствует сопротивление слоя материала, которое уравнивает дробящую силу. Сопротивление зависит от крупности, до которой издроблен материал. Меняя величину центробежной (дробящей) силы, можно регулировать крупность дробленого продукта. Таким образом, в дробилках типа КИД крупность продукта не регулируется шириной разгрузочной щели.

Эти конструктивные особенности определяют технологические преимущества дробилок КИД: степень дробления 15-18, крупность дробленого продукта не повышается при износе футеровок, дробилка может работать под завалом, обеспечивается пуск и остановка под нагрузкой, нет перегрузки механизма при попадании недробимых тел, нет необходимости в сооружении мощных фундаментов.



1 – неподвижный конус (чаша), 2 – подвижный конус, 3 – вал, 4 – вибровозбудитель, 5 – шкив, 6 – привод, 7 – фундамент, 8 – амортизаторы

Рисунок 2.18 – Принципиальная схема конусной инерционной дробилки

Принцип дробления в конусных дробилках аналогичен дроблению в щековых и здесь также одним из важных параметров является угол захвата. Рабочая схема для определения угла захвата в конусных дробилках представлена на рис. 2.19.

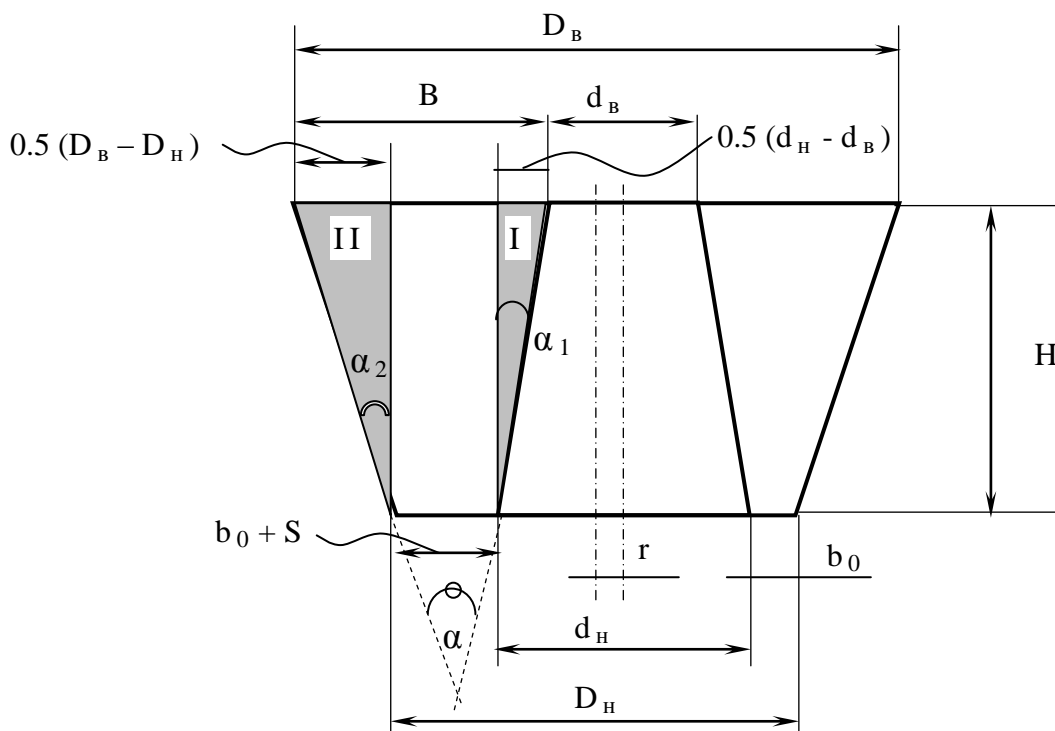


Рисунок 2.19 – Схема для определения угла захвата в конусных дробилках

На рис. 2.19 введены следующие обозначения: B – ширина загрузочного отверстия, D_B – верхний диаметр неподвижного конуса, d_B – верхний диаметр подвижного конуса, D_H – нижний диаметр неподвижного конуса, d_H – нижний диаметр подвижного конуса, α – угол захвата, α_1 – угол наклона к вертикали подвижного конуса, α_2 – угол наклона к вертикали неподвижного конуса, b_0 – минимальный размер разгрузочной щели, $b_0 + S$ – максимальный размер разгрузочной щели, H – высота конусов, S – размах качаний конуса.

В соответствии с изображением на рис. 2.19 имеем следующие соотношения. Из треугольника II:

$$(D_B - D_H) / 2 = H \operatorname{tg} \alpha_2. \quad (2.61)$$

Отсюда $H = (D_B - D_H) / 2 \operatorname{tg} \alpha_2. \quad (2.62)$

Из треугольника I:

$$(d_B - d_H) / 2 = H \operatorname{tg} \alpha_1. \quad (2.63)$$

Отсюда $H = (d_B - d_H) / 2 \operatorname{tg} \alpha_1. \quad (2.64)$

Приравняем выражения (2.62) и (2.64) для H:

$$(D_B - D_H) / 2 \operatorname{tg} \alpha_2 = (d_B - d_H) / 2 \operatorname{tg} \alpha_1. \quad (2.65)$$

Отсюда: $\operatorname{tg} \alpha_1 / \operatorname{tg} \alpha_2 = (d_B - d_H) / (D_B - D_H). \quad (2.66)$

Таким образом, между углами наклона образующих конусов существует зависимость, описываемая выражением (2.66). Кроме того, из рассмотрения геометрических соотношений можно доказать, что угол захвата α равен сумме углов α_1 и α_2 (рис. 2.20).

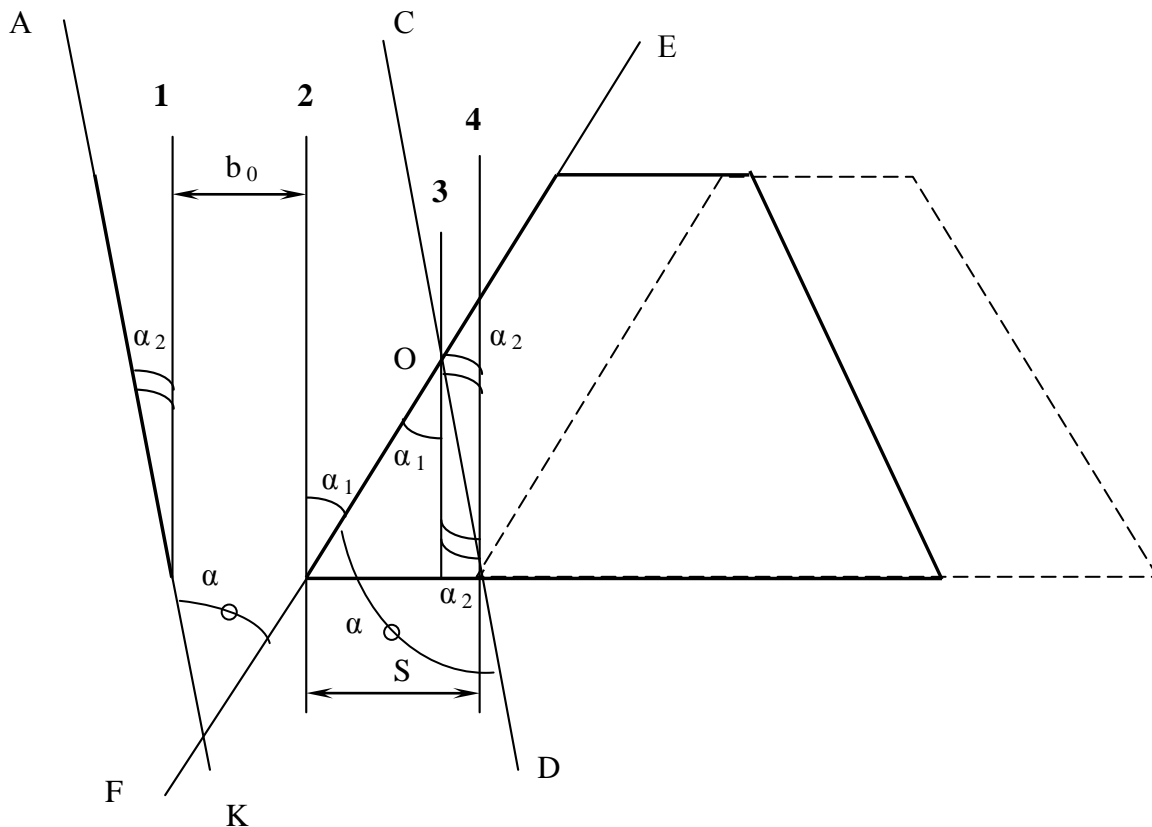


Рисунок 2.20 – Соотношение между углами образующих подвижного и неподвижного конусов

Действительно, линия $AK \parallel CD$, FE - секущая. Тогда $\angle AKE = \angle KOD = \alpha$. Угол между линией AK и линией 1 равен углу между линией CD и линией 4 и равен α_2 , т.к. $AK \parallel CD$, линия 1 \parallel линии 4. Углы между линиями CD и 3, а также между линиями CD и 4 равны как накрест лежащие и равны α_2 . Углы между линиями 2 и FE и 3 и FE равны как накрест лежащие и равны α_1 . Но $\angle KOD = \alpha$, т.е. $\alpha = \alpha_1 + \alpha_2$.

По аналогии со щекowymi дробилками можно доказать, что угол захвата должен быть меньше двойного угла трения $\alpha < 2\varphi$. По сравнению со щекowymi дробилками угол захвата для конусных дробилок принимается несколько большим и составляет на практике $23-27^\circ$.

Приведем сравнительные данные для щекowych и конусных дробилок:

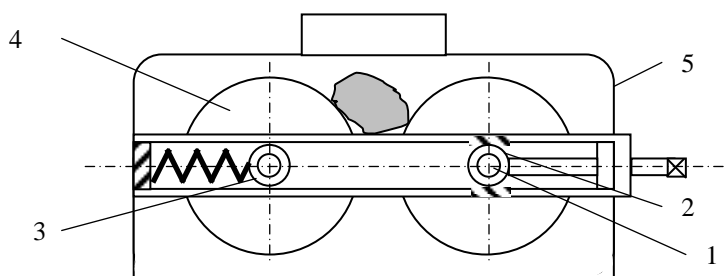
1. При большой производительности для крупного дробления конусные дробилки экономичнее и производительнее щекowych. При использовании конусных дробилок ниже расход электроэнергии на 1 т руды.

2. Конусные дробилки образуют меньше пыли и дают более равномерный по крупности продукт. Щековые дробилки выдают много плоских тонких кусков.
3. Щековые дробилки при работе сильно вибрируют. Поэтому для них необходим более мощный фундамент.
4. При дроблении вязких пород (не хрупких) конусные дробилки чаще забиваются. В этом случае предпочтительнее применять щековые дробилки.
5. Щековые дробилки проще в конструктивном отношении и в эксплуатации.
6. Регулирование выпускной щели для щековых дробилок проще, чем для конусных.
7. Конусные дробилки тяжелее и имеют большие габаритные размеры.
8. Конусные дробилки требуют большего времени для ремонта.

Кроме конусных и щековых дробилок довольно широко используются валковые дробилки. В зависимости от свойств дробимого материала применяются валковые дробилки различных типов:

1. Тихоходные валковые дробилки ($15-25 \text{ мин}^{-1}$) – для крупнокускового мягкого материала.
2. Быстроходные валковые ($100-300 \text{ мин}^{-1}$) – для дробления твердых руд при большой производительности. Этот тип валковых дробилок наиболее распространен.
3. Зубчатые валковые дробилки – для дробления хрупких материалов (антрацит, уголь, каменная соль и др).
Поверхность барабанов у этих дробилок покрыта зубьями.

Принципиальная схема наиболее распространенной двухвалковой дробилки представлена на рис. 2.21.



1 – вал валка, 2 – неподвижный подшипник, 3 – подвижный подшипник, 4 – валок, 5 – кожух

Рисунок 2.21 – Принципиальная схема двухвалковой дробилки

Для двухвалковых дробилок угол захвата также является важной характеристикой. Рабочая схема для определения угла захвата представлена на рис. 2.22.

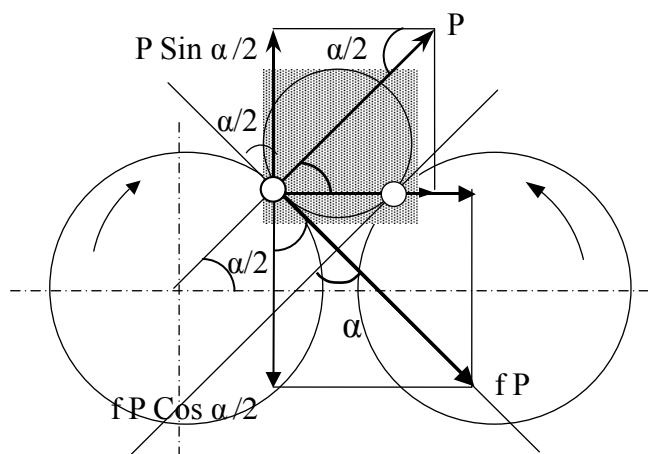


Рисунок 2.22 – Схема сил, действующих на кусок в рабочем пространстве двухвалковой дробилки

В точке 1 на кусок действуют давление валка P и сила трения fP . Обе эти силы раскладываются на вертикальные и горизонтальные составляющие. Такие же силы действуют на кусок в точке 2 (на чертеже силы не показаны). Вертикальные составляющие давления валка $2 P \sin(\alpha/2)$ стремятся вытолкнуть кусок из рабочего пространства дробилки. Вертикальные составляющие силы трения $2 f P \cos(\alpha/2)$ стремятся втянуть кусок в дробилку. Условие захвата куска полезного ископаемого в рабочее пространство дробилки будет:

$$2 f P \cos(\alpha/2) \geq 2 P \sin(\alpha/2) . \quad (2.67)$$

Сократим $2R$. Тогда:

$$f \cos(\alpha/2) \geq \sin(\alpha/2), \quad (2.68)$$

$$f \geq \operatorname{tg}(\alpha/2). \quad (2.69)$$

Но $f = \operatorname{tg} \varphi$. Тогда

$$\operatorname{tg} \varphi \geq \operatorname{tg}(\alpha/2), \quad (2.70)$$

$$\alpha/2 \leq \varphi, \quad (2.71)$$

$$\alpha \leq 2\varphi. \quad (2.72)$$

Для гладких валковых дробилок принимают $\alpha = 33^\circ$.

Рассмотрим, как размер валков и куса соотносятся между собой. Пусть кусок размером d дробится в дробилке с валками диаметром D (рис. 2.23).

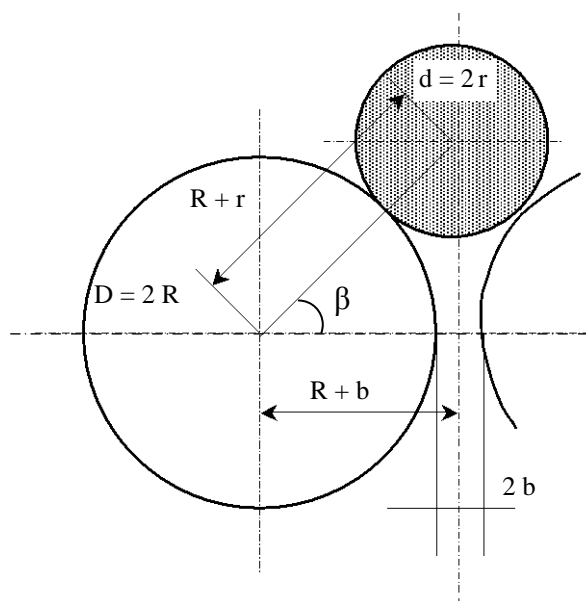


Рисунок 2.23 – Соотношение размеров валков и куса руды

Из рис. 2.23 справедливо равенство:

$$R + b = (R + r) \cos \beta, \quad (2.73)$$

$$R + b = R \cos \beta + r \cos \beta, \quad (2.74)$$

$$R(1 - \cos \beta) + b = r \cos \beta. \quad (2.75)$$

Умножим обе части соотношения (2.75) на 2 и получим:

$$2R(1 - \cos \beta) + 2b = 2r \cos \beta, \quad (2.76)$$

$$D(1 - \cos \beta) + 2b = d \cos \beta. \quad (2.77)$$

Отсюда :

$$d = [D(1 - \cos \beta) + 2b] / \cos \beta. \quad (2.78)$$

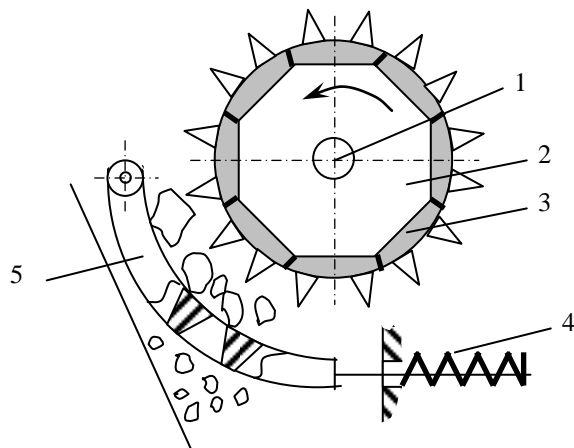
При сдвинутых валках $2b = 0$. Тогда

$$d = D(1 - \cos \beta) / \cos \beta. \quad (2.79)$$

При $\beta = 18^\circ$: $d = D (1 - \cos 18^\circ) / \cos 18^\circ = D / 19.5$. На практике принимают $D = (20 - 25) d$.

При случайном попадании в дробилку металлических деталей подвижный валок отодвигается. В этом случае и при ударах вибрации передаются на станину и фундамент. Привод валковой дробилки может быть одинарным – один двигатель для двух валков - и двойным – каждый валок приводится во вращение от своего двигателя.

Для дробления углей и сланцев используют зубчатые валковые дробилки. Эти дробилки могут дробить гораздо более крупный материал, чем того же размера гладкие валки. Зубчатые валковые дробилки малочувствительны к влажности материала, выдают относительно равномерный продукт, меньше образуют мелких классов. Маркируются по диаметру валков и длине вала: ДДЗ 1500х600 – $D = 1500$ мм, $L = 600$ мм. Принципиальная схема одновалковой зубчатой дробилки приведена на рис. 2.24.



1 – вал, 2 – шестигранная ступица, 3 – сегменты с зубьями, 4 – пружина для защиты от поломки при попадании металлических деталей, 5 – колосниковая решетка

Рисунок 2.24 – Принципиальная схема одновалковой зубчатой дробилки

Для дробления мягких материалов – уголь, соль, известняк, мел, гипс и др. – используют молотковые дробилки. Наибольшее распространение получили однороторные молотковые дробилки (см. рис.2.3). Ротор дробилки набирается из ряда дисков, насаженных на вал дробилки неподвижно (рис. 2.25).

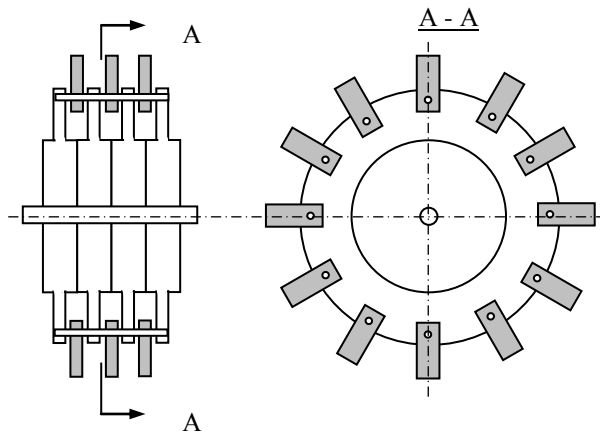


Рисунок 2.25 – Устройство ротора молотковой дробилки

Молотки подвешены шарнирно между дисками. Форма молотков самая разнообразная. Дробление осуществляется за счет кинетической энергии вращающихся молотков. Степень измельчения в молотковых дробилках достигает 48. Дробилки маркируются по диаметру и длине ротора: ДРК 8х6 – дробилка роторная крупного дробления, диаметр ротора 800 мм, длина ротора 630 мм.

ТЕМА 7. СХЕМЫ ДРОБЛЕНИЯ

1. Построение технологических схем дробления. Разновидности схем.
2. Циркулирующая нагрузка в замкнутых циклах.

При выборе или построении технологических схем дробления решают следующие вопросы: 1) о числе стадий дробления в технологической схеме; 2) о типе цикла дробления (открытый или замкнутый); 3) о необходимости контрольного грохочения; 4) об общей степени дробления руды по схеме.

Различают следующие разновидности одностадиальных схем дробления (рис. 2.26):

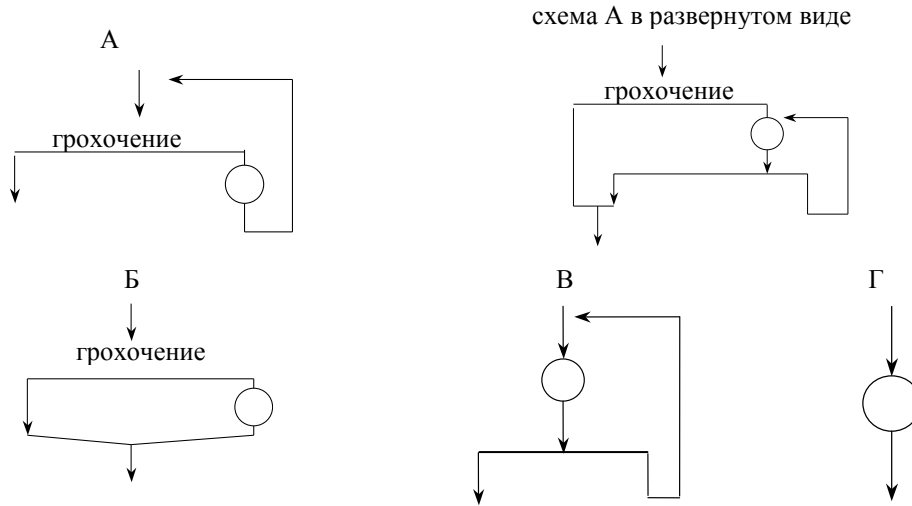


Рисунок 2.26 – Варианты построения одностадиальных схем дробления

Каждый вариант одностадиальной схемы, показанной на рис. 2.26, можно дополнить любой из четырех приведенных разновидностей А, Б, В, Г. Тогда получим двухстадиальные схемы, некоторые примеры которых представлены на рис. 2.27. Из четырех вариантов одностадиальных схем можно построить 16 вариантов двухстадиальных схем и 64 варианта трехстадиальных (рис. 2.28).

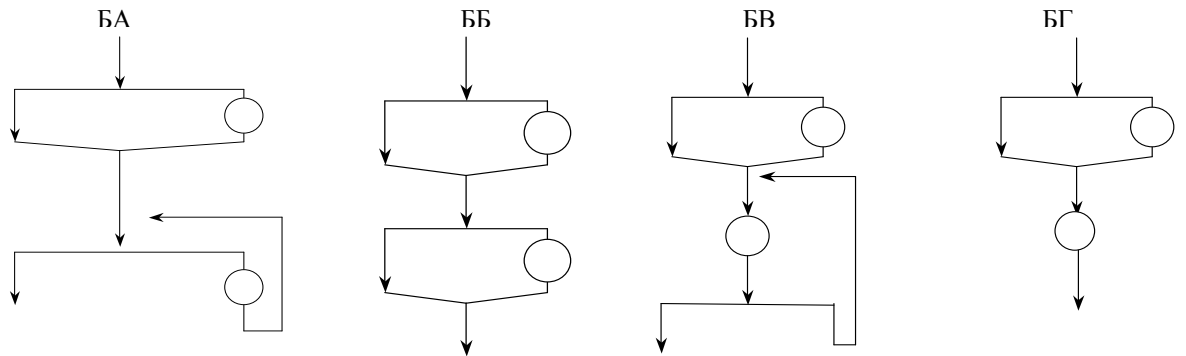


Рисунок 2.27 – Некоторые варианты построения двухстадиальных схем дробления

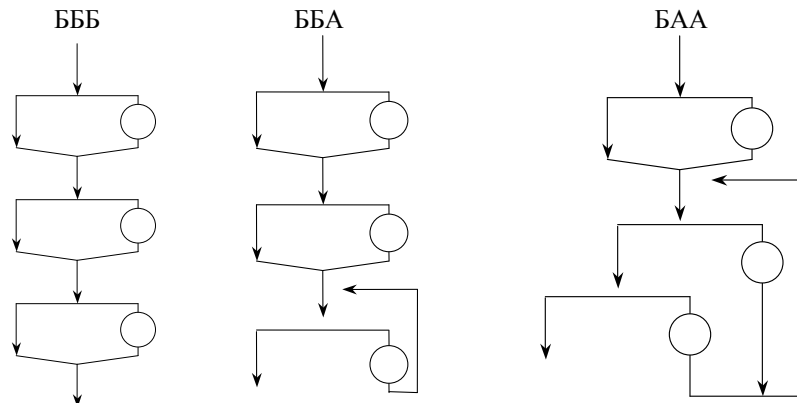


Рисунок 2.28 – Некоторые варианты построения трехстадиальных схем дробления

На практике чаще применяют схемы, соответствующие следующим требованиям: 1) число стадий дробления обычно 2 или 3 (редко 4); 2) обычно дроблению предшествует операция грохочения (в первой стадии дробления грохочения может не применяться); 3) контрольное грохочение чаще всего используется только в последней стадии дробления. Исходя из этих требований рекомендуются следующие рациональные схемы дробления в 2 и 3 стадии: БА, ББ, БВ, БГ; БББ, БАА, БАА. Из этих вариантов в промышленности чаще всего используют варианты БА, ББ, БББ, БАА.

Число стадий дробления определяется начальной и конечной крупностью максимальных кусков дробимого материала. Максимальная крупность кусков руды определяется способом ведения горных работ. При открытом способе добычи (карьер) максимальные куски имеют размер до 1.5-2 м, при подземном – 0.3-4 м.

К открытым циклам относятся схемы без циркулирующих нагрузок, показанные на рис. 2.29.

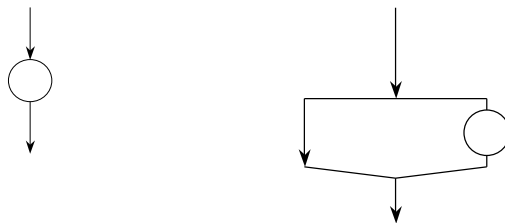


Рисунок 2.29 – Примеры открытых циклов дробления

К замкнутым циклам относятся схемы, имеющие возвратные потоки (рис. 2.30).

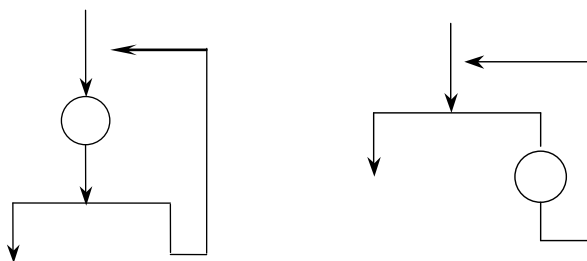


Рисунок 2.30 – Примеры построения одностадиальных замкнутых циклов дробления

Для определения циркулирующей нагрузки в замкнутых циклах, рассмотрим следующую схему (рис. 2.31, а) и введем для этой схемы обозначения:

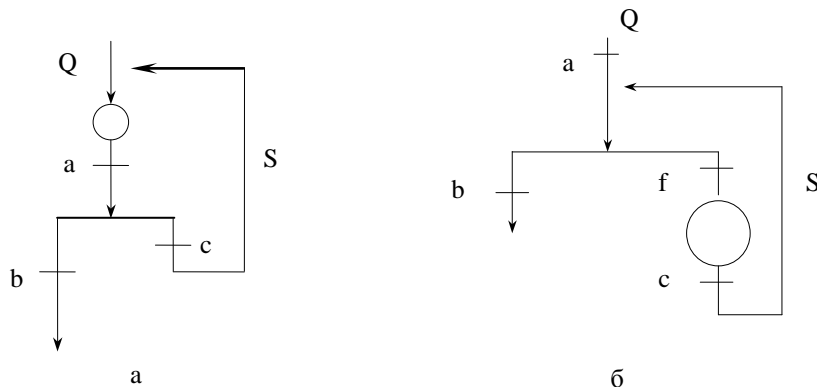


Рисунок 2.31 – Варианты замкнутых циклов дробления

a, b, c – содержание класса (d-0) мм в соответствующих продуктах, %; Q – питание дробилки, т/ч; S – циркулирующая нагрузка, т/ч; $(Q+S)a$ – количество класса (d-0) мм в питании грохота, т/ч; Qb – количество класса (d-0) мм в подрешетном продукте, т/ч; Sc – количество класса (d-0) мм в надрешетном продукте, т/ч.

Уравнение материального баланса по количеству класса (d-0) мм в схеме (рис. 2.31, а):

$$(Q+S)a = Qb + Sc. \quad (2.80)$$

Выполним преобразования:

$$Qa + Sa = Qb + Sc, \quad (2.81)$$

$$Qa - Qb = Sc - Sa, \quad (2.82)$$

$$Q(a-b) = S(c-a), \quad (2.83)$$

Отсюда

$$S = Q(a-b) / (c-a). \quad (2.84)$$

Циркулирующая нагрузка может выражаться в т/ч, в %, в долях единицы в зависимости от того, в каких единицах выражается питание дробилки Q.

При другом варианте схемы (рис.2.31, б) введены обозначения: a, b, c, f – содержание класса (d-0) мм в соответствующих продуктах, %; Qa – количество класса (d-0) мм в питании грохота, т/ч; Qb – количество класса (d-0) мм в подрешетном продукте, т/ч; Sf – количество класса (d-0) мм в надрешетном продукте, т/ч; Sc – количество класса (d-0) мм в циркулирующей нагрузке, т/ч.

Аналогично составляется уравнение материального баланса по количеству класса (d-0) мм в схеме:

$$Qa + Sc = Qb + Sf. \quad (2.85)$$

После преобразований получено:

$$S = Q(a-b) / (f-c). \quad (2.86)$$

Как следует из приведенных выше соотношений (2.84) и (2.86), аналитические выражения для циркулирующей нагрузки являются индивидуальными и зависят от построения схемы. Для получения выражения для расчета циркулирующей нагрузки необходимо запомнить принцип составления уравнения материального баланса по количеству класса (d-0) мм в схеме и в соответствии с ним выполнять алгебраические выкладки и вычисления.

РАЗДЕЛ 3. ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ ТЕМА 8. КОНСТРУКЦИИ МЕЛЬНИЦ

1. Классификация мельниц.
2. Способы разгрузки мельниц. Маркировка мельниц.

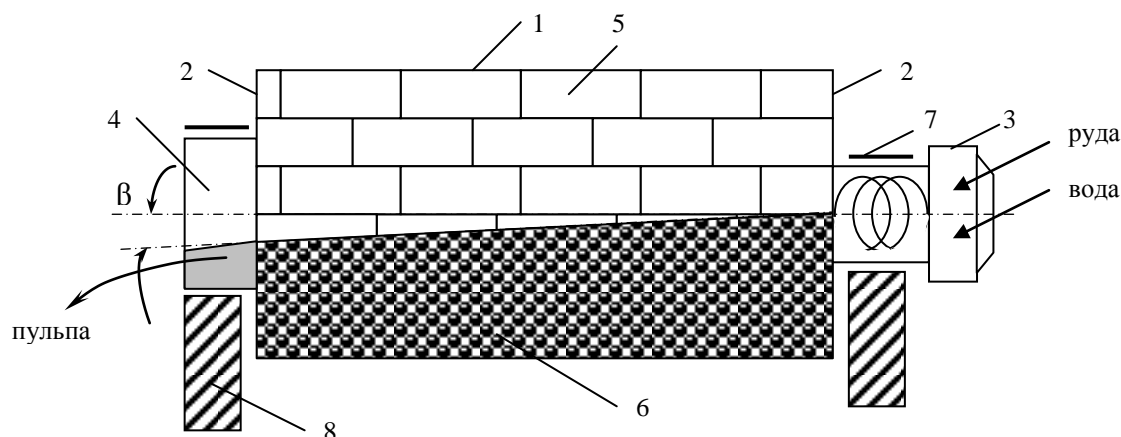
Исходным продуктом для измельчения является конечный продукт дробления. Для тонко вкрапленных руд измельчение – последний этап раскрытия зерен полезных минералов перед обогащением. Измельчение производится как в водной среде – мокрое измельчение, так и в воздушной среде – сухое измельчение. Основным оборудованием являются мельницы различных типов: механические (с мелющими телами), струйные (без мелющих тел), непрерывного и периодического действия. Наибольшее распространение получили барабанные мельницы: с вращающимся барабаном, вибрационные и центробежные. В горнорудной промышленности наиболее широко применяются мельницы с вращающимся барабаном. Классификация мельниц представлена в виде табл.3.1.

Таблица 3.1 – Классификация мельниц

Тип мельницы	Измельчающие тела	Форма барабана	Способ разгрузки материала
Шаровые	Шары стальные кованные, чугунные	Цилиндрическая	Центральная разгрузка Разгрузка через решетку
		Коническая	
Стержневые	Стержни стальные	Цилиндрическая	Центральная разгрузка
Галечные	Галька кремневая	Трубные (цилиндрические)	Разгрузка через решетку
		Конические	
Рудногалечные	Куски твердых пород	Цилиндроконическая	
Самоизмельчения	Крупные куски руды	Цилиндроконическая	
Полусамо-измельчения	Смесь крупных кусков руды и крупных стальных шаров	Цилиндроконическая	

В зависимости от формы барабана различают мельницы цилиндрические и цилиндроконические. Цилиндрические мельницы бывают короткие: $L \leq D$, длинные: $D < L < 3D$ и трубные: $L > 3D$.

Схема конструкции барабанной мельницы приведена на рис. 3.1. При вращении барабана измельчающие тела благодаря трению увлекаются внутренней поверхностью барабана и поднимаются на некоторую высоту. Затем свободно падают или перекатываются вниз. Измельчаемая руда подается через центральное отверстие в одной из крышек внутрь барабана и, продвигаясь вдоль него, измельчается. Измельчение происходит под действием удара падающих измельчающих тел и от истирания и раздавливания частиц между телами. Стержневые мельницы дают более равномерный по крупности продукт, чем шаровые, т.к. соприкосновение стержней во время удара происходит по линии (шары соприкасаются в точке). Диаметр стержней 60-100 мм, длина на 25-50 мм меньше длины барабана. Диаметр шаров меньше или равен 0.042-0.056 диаметра барабана.



1 – барабан, 2 – торцевые крышки, 3 – загрузочная цапфа с ленточной спиралью, 4 – разгрузочная цапфа, 5 – футеровка, 6 – шаровая или стержневая загрузка, 7 – подшипники, 8 – фундамент.

Рисунок 3.1 – Принципиальная схема барабанной мельницы

Вес шаровой загрузки определяется из соотношения:

$$Q_{ш} = 0.815 \delta R^2 L, \quad (3.1)$$

где δ – удельный вес шаров, кг/м³; R – радиус барабана мельницы, м; L – длина барабана, м.

На показатели работы шаровой мельницы значительное влияние оказывает гранулометрический состав шаровой загрузки. Разноразмерные шары работают более эффективно по сравнению с одноразмерными. При первоначальной загрузке в мельницу загружают шары определенного гранулометрического состава, который зависит от крупности руды (табл. 3.2).

Таблица 3.2 – Гранулометрический состав шаровой загрузки

Диаметр шаров, мм	% соотношение размеров при крупности исходной руды	
	0 - 10 мм	0 - 40 мм
125	-	45
100	-	30
75	35	25
50	35	-
40	30	-
Всего	100	100

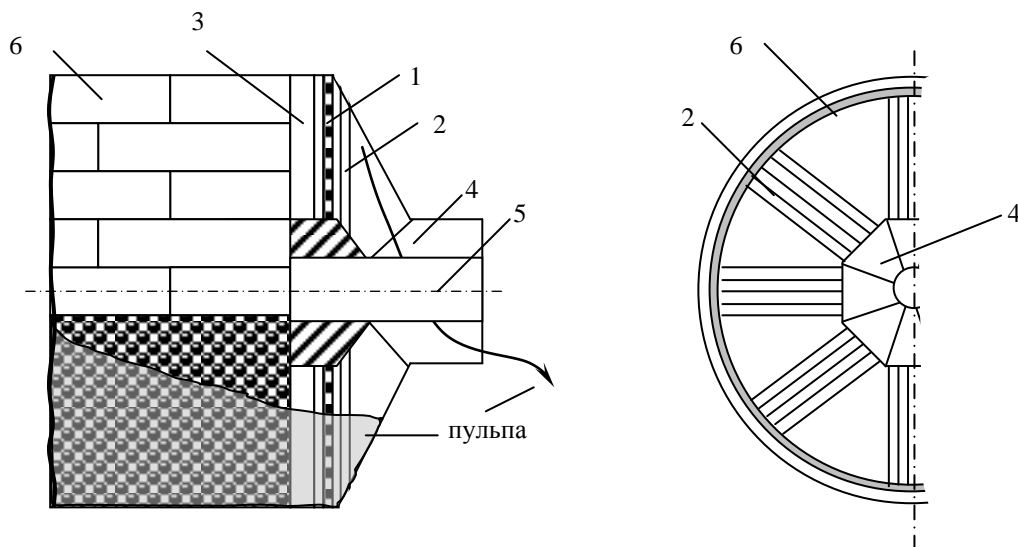
Из данных табл. 3.2 следует, что при снижении крупности измельчаемой руды в шаровой загрузке должны преобладать более мелкие шары. При постоянной шаровой нагрузке с уменьшением размера шаров число ударов в мельнице увеличивается. Поэтому стремятся применять измельчающие тела наименьших размеров, которые еще способны измельчать материал данной крупности и твердости.

В мельницу загружают дробленую руду вместе с водой. Вода подается в количестве 25-40 % по весу, т.е. соотношение количества твердой и жидкой фаз изменяется в пределах: $T : Ж = 75:25 = 3:1$; $T : Ж = 60:40 = 1.5:1$. Вода способствует загрузке и распределению руды в мельнице, обеспечивает быстрое прохождение материала, облегчает его выгрузку из мельницы, предохраняет мельницу от перегрева, вызванного ударами шаров по футеровке барабана мельницы.

Разгрузка измельченного продукта (слив мельниц) производится различными способами: 1) через центральное отверстие в разгрузочной крышке, 2) через решетку со щелевидными или круглыми отверстиями, 3) через отверстия на конце цилиндрической части барабана.

При центральной разгрузке пульпа самотеком (свободным сливом) выходит из мельницы в результате непрерывного поступления воды и руды со стороны загрузочной цапфы. Так как диаметр разгрузочной цапфы значительно меньше диаметра барабана, то в мельнице поддерживается высокий уровень пульпы. Поэтому мельницы с центральной разгрузкой называют мельницами с высоким уровнем пульпы или мельницами сливного типа. Такие мельницы используются для шарового и стержневого измельчения. У стержневых мельниц патрубki загрузочной и разгрузочной цапф выполняются с большим диаметром отверстий, чем у шаровых мельниц того же типоразмера. Это позволяет повысить пропускную способность мельницы и уменьшить время пребывания руды в барабане стержневой мельницы.

При разгрузке через решетку (рис. 3.2) измельченный материал сначала проходит через решетку, а затем поднимается специальными устройствами (радиальными лопастями, элеваторными подъемниками, лифтерами) к центру разгрузочной цапфы.



1 – диафрагма с отверстиями, 2 – радиальные лопасти, 3 – колосниковая решетка для предохранения диафрагмы, 4 – цапфа, 5 – труба, 6 – футеровка

Рисунок 3.2 – Барабанная мельница с разгрузкой слива через решетку

При разгрузке слива мельницы через решетку разность уровней пульпы между загрузочным и разгрузочным концами барабана значительна, скорость движения материала вдоль мельницы высокая. Поэтому в этом случае получается более грубый продукт, чем в мельницах с центральной разгрузкой. Кроме того, используются мельницы с разгрузкой пульпы через окна в конце цилиндрической части барабана.

Мельницы маркируются по диаметру и длине барабана. Например: МШР 900x1000 – мельница шаровая с разгрузкой через решетку, внутренний диаметр барабана (без футеровки) 900мм, длина барабана 1000мм; МШЦ – мельница шаровая с центральной разгрузкой, МСЦ – мельница стержневая с центральной разгрузкой, МГР – мельница галечного измельчения с разгрузкой через решетку, МШРГУ – мельница шаровая с разгрузкой через решетку универсальная может выполняться и как мельница рудногалечная, ММС – мельница мокрого самоизмельчения.

ТЕМА 9. СКОРОСТНЫЕ РЕЖИМЫ РАБОТЫ МЕЛЬНИЦ

1. Скоростные режимы работы мельниц
2. Траектория движения измельчающих тел при водопадном режиме.
3. Скорость падения измельчающих тел
4. Рудное самоизмельчение. Футеровка мельниц.

Механический режим работы мельницы характеризуют два основных параметра: относительное заполнение мельницы измельчающими телами и относительная частота вращения барабана. Относительное заполнение мельницы измельчающими телами равно отношению объема измельчающих тел к внутреннему объему барабана мельницы:

$$\varphi = V_{и} / V. \quad (3.2)$$

Здесь $V_{и}$ – объем измельчающих тел, V – внутренний объем барабана, m^3 .

В свою очередь указанные объемы определяются из соотношений:

$$V_{и} = M_{и} / \gamma_{и}; V = \pi D^2 L / 4. \quad (3.3)$$

Здесь $M_{и}$ и $\gamma_{и}$ – масса и удельный вес измельчающих тел (для краткости далее рассматриваются шары); D и L – диаметр и длина барабана мельницы.

Тогда с учетом соотношений (3.3) имеем:

$$\varphi = 4 M_{и} / \gamma_{и} \pi D^2 L. \quad (3.4)$$

Относительная частота вращения барабана Ψ равна отношению фактической частоты вращения к условной критической частоте вращения:

$$\Psi = n / n_{кр}. \quad (3.5)$$

Критическая частота вращения барабана соответствует такой частоте, при которой сила инерции вращательного движения шара равна его силе тяжести. При этом шар, поднятый в самую верхнюю точку барабана, вращается вместе с ним как одно целое (центрифугирует), т.е. находится в динамическом равновесии и не отрывается от внутренней стенки барабана. При этом отсутствуют удары измельчающих тел по поверхности барабана и измельчение материала не происходит. Рассмотрим схему сил, действующих на измельчающее тело (шар, стержень, галю), в барабане мельницы (рис. 3.3).

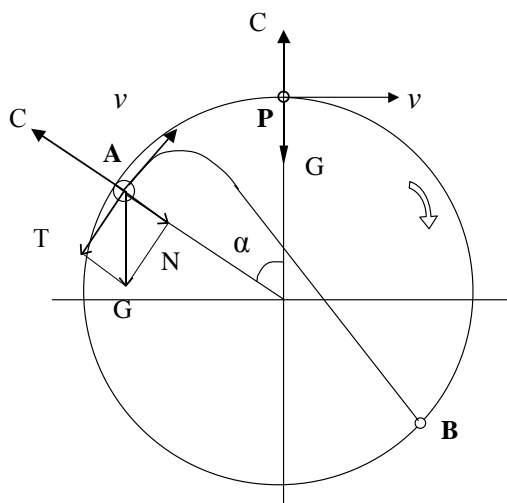


Рисунок 3.3 – Силы, действующие на измельчающие тела в барабане мельницы при его вращении

На шар при вращении барабана мельницы действуют следующие силы:

- центробежная сила

$$C = m v^2 / R ; \quad (3.6)$$

- радиальная составляющая силы тяжести

$$N = G \cos \alpha ; \quad (3.7)$$

- тангенциальная составляющая силы тяжести

$$T = G \sin \alpha . \quad (3.8)$$

В соотношениях (3.6 - 3.8) приняты обозначения: v – окружная скорость вращения барабана, м/с; R – радиус вращения центра тяжести шара, м; α – угол между радиусом, на котором находится измельчающее тело (шар), и вертикальным диаметром барабана.

При неизменной частоте вращения барабана и отсутствии скольжения шаров относительно барабана центробежная сила C сохраняет свое значение и направление на всех участках круговой траектории (линия ВА). Величина и направление радиальной составляющей силы тяжести N изменяются и зависят от положения шара на круговой траектории (линия ВА). При некоторой скорости движения в точке А радиальная сила может сравняться с центробежной. Тогда шар под действием силы тяжести будет двигаться по параболической траектории АВ. Положение точки отрыва шара А зависит от угла α , который определяется скоростью вращения и размерами барабана.

В точке А:

$$C = N, \quad (3.9)$$

$$m v^2 / R = G \cos \alpha = m g \cos \alpha , \quad (3.10)$$

$$v^2 = R g \cos \alpha . \quad (3.11)$$

Но окружная скорость может быть определена из соотношения:

$$v = \pi R n / 30. \quad (3.12)$$

Тогда после подстановки соотношения (3.12) в выражение (3.11) получим:

$$\pi^2 R^2 n^2 / 30^2 = R g \cos \alpha, \quad (3.13)$$

$$n^2 = 30^2 g \cos \alpha / (\pi^2 R); \quad (3.14)$$

$$n = (30 \sqrt{g \cos \alpha}) / (\pi \sqrt{R}). \quad (3.15)$$

При достижении критической скорости вращения шар будет стремиться перейти на параболическую траекторию не в точке А, а в точке Р. Здесь $\alpha = 0$, $\cos \alpha = 1$. В этом случае

$$n = n_{кр} = (30 \sqrt{g}) / (\pi \sqrt{R}). \quad (3.16)$$

Но $\sqrt{g} \approx \pi$. Значит

$$n_{кр} = 30 / \sqrt{R}. \quad (3.17)$$

С учетом того, что $R = D / 2$, получим из выражения (3.17):

$$n_{кр} = 30 \sqrt{2} / \sqrt{D} \approx 42.3 / \sqrt{D}. \quad (3.18)$$

Выразим скорость вращения n через $n_{кр}$, используя выражения (3.17) и (3.15). Заменим в выражении (3.15) соотношение $30 / \sqrt{R}$ на $n_{кр}$. Тогда получим:

$$n = n_{кр} \sqrt{g \cos \beta} / \pi. \quad (3.19)$$

Здесь β – это такое значение угла α , при котором начинают отрываться шары внешнего слоя, непосредственно прилегающего к футеровке барабана мельницы.

С учетом того, что $\sqrt{g} \approx \pi$ будем иметь:

$$n = n_{кр} \sqrt{\cos \beta}. \quad (3.20)$$

На практике принимают $n = (0.55-0.85) n_{кр}$. Существуют специальные расчетные таблицы значения критической частоты вращения барабана в зависимости от его размеров.

Относительная частота вращения барабана будет (см. выражение 3.5):

$$\Psi = n / n_{кр} = \sqrt{\cos \beta}. \quad (3.21)$$

При многослойном заполнении барабана измельчающими телами в зависимости от частоты вращения возможен один из следующих скоростных режимов движения измельчающих тел: 1) каскадный; 2) смешанный; 3) водопадный; 4) сверхкритический или махового колеса (рис. 3.4).

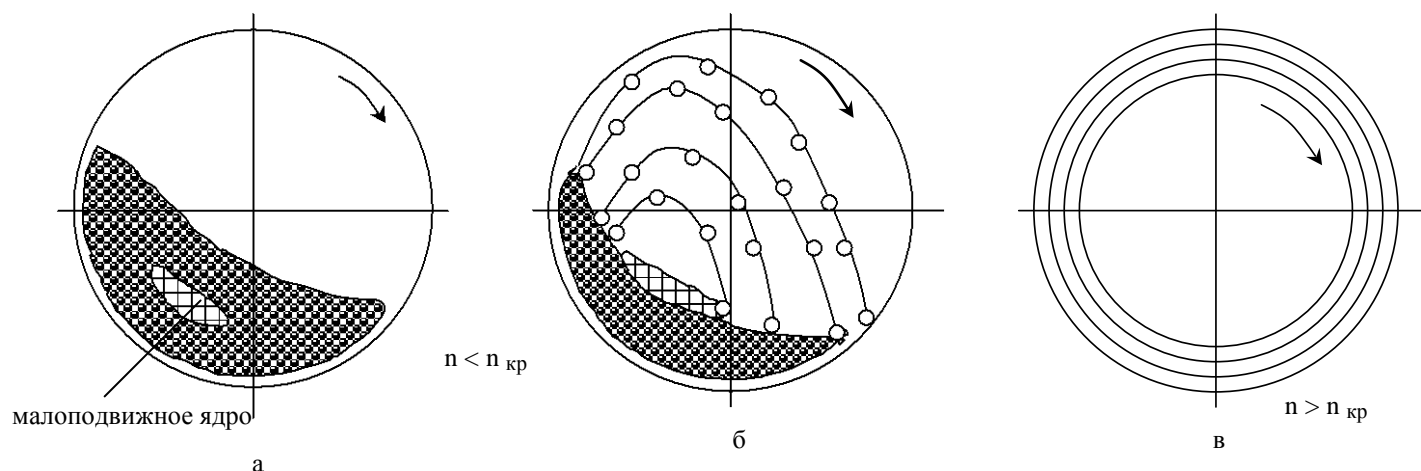


Рисунок 3.4 – Скоростные режимы работы мельниц

Каскадный режим (рис. 3.4, а) возникает при небольшом числе оборотов барабана. Измельчающие тела (шары, стержни, куски руды или галля) непрерывно циркулируют, поднимаясь по круговым траекториям и скатываясь каскадом

вниз. При этом происходит перекачивание без полета. В центральной части шаровой загрузки образуется ядро, остающееся малоподвижным. Руда измельчается из-за раздавливающего и истирающего действия измельчающих тел.

Водопадный режим (рис. 3.4, б) возникает при частоте вращения барабана, обеспечивающей переход большинства слоев измельчающих тел с круговой траектории движения на параболическую с преимущественным полетом шаров. Измельчение происходит за счет удара падающих тел и только частично за счет истирания и раздавливания. Такой режим используется наиболее широко. Частным случаем водопадного является субкритический режим, образующийся при частоте близкой или равной критической. При этом режим движения внешнего слоя приближается к центрифугированию, шары движутся по круговым траекториям, высота их падения незначительна.

Смешанный режим – частично с перекачиванием, частично с полетом шаров.

Сверхкритический режим (рис. 3.4, в) или режим махового колеса появляется при частоте вращения барабана больше критической, с центрифугированием всего объема шаров. При этом работа измельчения равна нулю.

Траекторию движения тел при водопадном режиме необходимо знать для рационального профилирования футеровки барабана, выбора и расчета загрузочных и разгрузочных устройств, рационального заполнения барабана мелющей средой и пульпой, расчета прочности барабана. В качестве основной гипотезы движения принимается гипотеза Дэвиса. В соответствии с ней движение мелющих тел представляет собой цикл, состоящий из двух фаз: движение по параболической траектории (линия АВ) и движение по круговой траектории (линия ВА, рис.3.5).

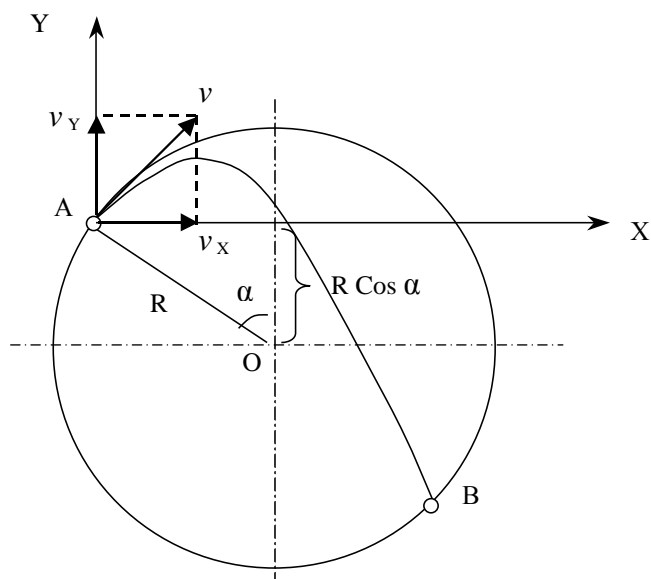


Рисунок 3.5 – Схема движения мелющих тел при водопадном режиме работы мельницы

Скорость в точке А - точке отрыва от круговой траектории - можно разложить на две составляющие v_x и v_y . Вдоль оси Y шар движется со скоростью $v_y = v \sin \alpha$, вдоль оси X – со скоростью $v_x = v \cos \alpha$. Здесь α – угол отрыва, образованный вертикальным диаметром барабана и радиусом в точке А. Текущие координаты параболы:

$$y = (v \sin \alpha) t - g t^2 / 2, \quad (3.22)$$

$$x = (v \cos \alpha) t. \quad (3.23)$$

Здесь α - угол отрыва, t - время от начала полета тела. Из выражения (3.23) для x имеем:

$$t = x / v \cos \alpha. \quad (3.24)$$

Подставим выражение (3.24) в соотношение (2.22):

$$y = (v \sin \alpha) t - g t^2 / 2 = (v \sin \alpha x / v \cos \alpha) - (g x^2 / 2 v^2 \cos^2 \alpha). \quad (3.25)$$

Но $v^2 = R g \cos \alpha$ (см. соотношение 3.11), тогда

$$y = x \operatorname{tg} \alpha - x^2 / 2 R \cos^3 \alpha. \quad (3.26)$$

Уравнение окружности с началом координат в центре барабана О имеет вид:

$$X^2 + Y^2 = R^2 \quad (3.27)$$

Уравнение окружности с началом координат в точке А имеет вид:

$$(x - R \sin \alpha)^2 + (y + R \cos \alpha)^2 = R^2. \quad (3.28)$$

После преобразований выражения (3.28) получим:

$$x^2 + y^2 - 2 R x \sin \alpha + 2 R y \cos \alpha = 0. \quad (3.29)$$

Положение тела в момент перехода с круговой траектории на параболическую определяется углом отрыва α . Положение точки падения В определяется ее координатами, которые можно определить, решив совместно уравнения параболы и окружности:

$$x_B = 4 R \cos^2 \alpha \sin \alpha, \quad (3.30)$$

$$y_B = -4 R \sin^2 \alpha \cos \alpha. \quad (3.31)$$

На параболической траектории движения есть несколько характерных точек (рис. 3.6): точка А – точка отрыва шара от круговой траектории; точка В – точка падения шара на круговую траекторию; точка F – вершина параболы; точка E – пересечение параболы с вертикальным диаметром; точка С – пересечение параболической траектории с осью x; точка D – пересечение параболы с горизонтальным диаметром. Координаты этих точек находятся из анализа уравнений круговой и параболической траекторий или путем их совместного решения.

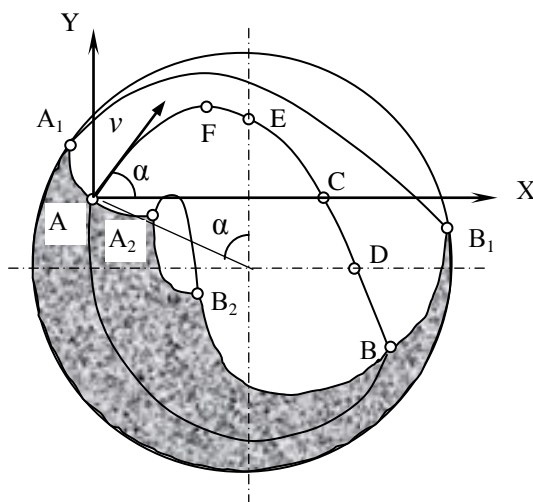


Рисунок 3.6 – Характерные точки при движении измельчающих тел (к гипотезе Дэвиса)

Гипотеза Дэвиса дает удовлетворительное совпадение с результатами практики. Действительное движение измельчающих тел на участке перехода с параболической на круговую траекторию отличается от теоретического. Здесь наблюдается образование «пяты» (линия $B_1 B_2$), которая в реальных условиях имеет поверхность, близкую к плоской. Попытки усовершенствовать гипотезу Дэвиса не дали положительного результата.

Рассмотрим соотношение скоростей мелющих тел при их движении в мельнице (рис. 3.7). В точке А при переходе с круговой траектории движения на параболическую шар имеет скорость v . Удар происходит в точке В. При водопадном режиме работы на измельчение материала расходуется только часть кинетической энергии ударяющихся шаров, которой они обладают в точке В. При падении шара на поверхность барабана или на другой слой шаров линия удара совпадает с направлением радиуса барабана OB . Линия удара – это прямая, проходящая через точку касания соударяющихся тел нормально к поверхности соприкосновения. Скорость падения $v_{пад}$ можно разложить на две составляющие: радиальную $v_{рад}$, направленную по линии удара OB , и тангенциальную $v_{кас}$, направленную перпендикулярно к линии удара, по касательной к круговой траектории. Шары в мельнице падают на подвижную, вращающуюся с окружной скоростью v , поверхность футеровки или на другой слой шаров с относительной скоростью $v_{отн}$. Относительная скорость связана с окружной скоростью и углом отрыва α зависимостью:

$$v_{отн} = 4 v \sin^2 \alpha. \quad (3.32)$$

Направление относительной скорости проходит через точку отрыва А, т.е. через начало параболической траектории (по прямой линии АВ, см. рис.3.7). Составляющими относительной скорости также являются радиальная $v_{рад}$ и тангенциальная ($v_{кас} - v$) скорости.

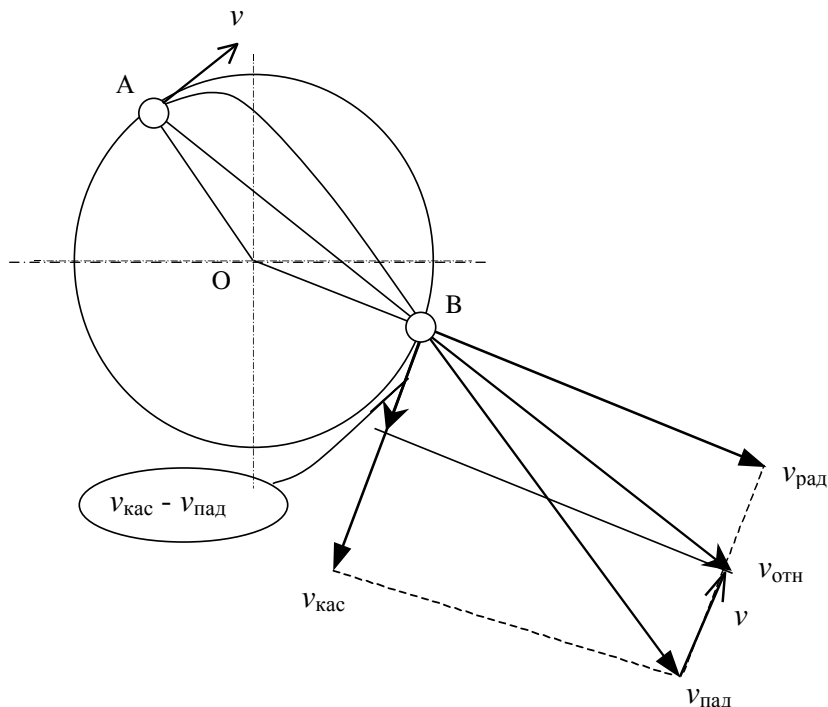


Рисунок 3.7 – Соотношение скоростей мелющих тел при их движении

Радиальная скорость равна:

$$v_{\text{рад}} = 4 v \sin^2 \alpha \sin 2\alpha . \quad (3.33)$$

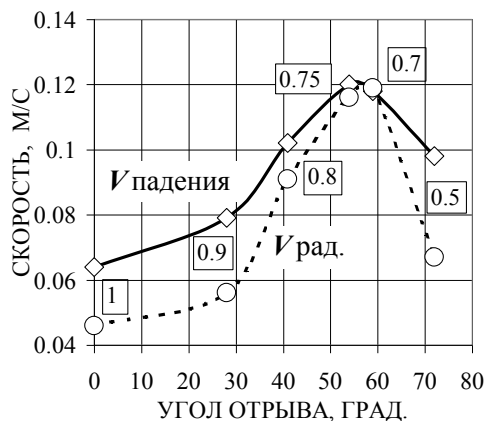
Измельчение материала ударом шара происходит только за счет прямого удара, обусловленного радиальной скоростью $v_{\text{рад}}$, действующей по линии удара. Тангенциальная скорость удара не производит и способствует только перемещению шара вдоль круговой траектории, если ее направление совпадает с направлением вращения барабана. При этом измельчение руды происходит за счет раздавливания и истирания. Вся кинетическая энергия шара в конце параболического пути равна:

$$E = m v_{\text{пад}}^2 / 2 . \quad (3.34)$$

Из этого количества энергии на измельчение ударом тратится только часть, равная:

$$E_{\text{удара}} = m v_{\text{рад}}^2 / 2 . \quad (3.35)$$

Величины составляющих скорости падения мелющего тела зависят от относительной скорости вращения барабана мельницы ψ . Тангенциальная составляющая изменяется не только по величине, но и по направлению. На графике (рис. 3.8) представлено изменение величин скоростей падения и радиальной для стержневой мельницы с диаметром барабана 3200 мм.

Рисунок 3.8 – Изменение скоростей падения и радиальной в зависимости от угла отрыва при различных значениях ψ (приведены в рамках)

Относительная скорость вращения изменялась в пределах $\psi = (0.53 - 1) n_{кр}$; $n_{кр} = 24.5$ об/мин для мельницы этого размера, угол отрыва при этом изменялся в пределах от 72 до 0° , соответственно. Как следует из графика, представленного на рис. 3.8, максимальные значения скоростей находятся в интервале $\psi = (0.71-0.75) n_{кр}$, при $\alpha = 59-54^\circ$. При таком режиме максимальна и энергия удара.

Рудное самоизмельчение производится в мельницах большого диаметра и малой длиной ($D =$ до 12 м, $L = 0.3-0.5D$). При этом крупные куски руды являются измельчающими телами для более мелких и, разрушаясь, постепенно превращаются в готовый продукт. Процесс самоизмельчения принципиально не отличается от шарового измельчения. Основное конструктивное отличие мельниц самоизмельчения – наличие футеровки с высокими радиальными лифтерами (рис. 3.9).

Наличие лифтеров исключает скольжение крупных кусков по футеровке барабана, способствует их подъему на большую высоту при частоте вращения барабана $75-80\%$ от критической. Барабан с высокими лифтерами работает как элеваторное колесо. В барабане мельницы самоизмельчения, так же как и в шаровых мельницах, существует практически неподвижное ядро и наблюдается сегрегация материала в поперечном сечении. При этом крупные куски концентрируются во внутренних слоях (II и III зоны), а мелкие – во внешних слоях загрузки (I и лифтерная зона).

Футеровка барабанных мельниц предназначается для: 1) защиты от износа барабана мельницы; 2) передачи энергии измельчающей среде; 3) сообщения траектории движения измельчающим телам, обеспечивающей наибольшую эффективность измельчения.

Профиль футеровки барабана зависит от крупности измельчаемой руды и размеров используемых мелющих тел, от частоты вращения и от диаметра барабана. Для мельниц, работающих в различных стадиях измельчения, необходим различный профиль футеровки. От профиля футеровки зависит величина скольжения мелющей загрузки и траектория движения шаров. Это отражается на мощности, потребляемой мельницей, и на эффективности ее работы. Основной задачей при выборе профиля футеровки является обеспечение максимальной производительности мельницы при минимальном износе и минимально допустимой толщине футеровки. Применяется стальная и резиновая футеровка различного профиля. Волнистую и унифицированную футеровки применяют при грубом измельчении, гладкую – при тонком. Срок службы стальной футеровки в зависимости от условий эксплуатации $1.5-5$ лет. Срок службы резиновых футеровок дольше в $1.5-4$ раза, а уровень шума шаров при мокром измельчении ниже в $2-3$ раза. Масса резиновой футеровки меньше массы стальной в $4-6$ раз.

ТЕМА 10. ТЕХНОЛОГИЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

1. Схемы измельчения.
2. Определение циркулирующей нагрузки в схемах измельчения
3. Классификация в схемах измельчения

Схемы измельчения изображают в линейном виде или в виде схемы цепи аппаратов (схемы оборудования). Барабанные мельницы обычно работают в сочетании с операциями классификации, которые по назначению делятся на несколько разновидностей (аналогично операциям грохочения в схемах дробления). Классификация пульпы по крупности твердой фазы выполняется в механических спиральных классификаторах или в гидроциклонах. На практике применяют разнообразные одно-, двух- и трехстадиальные схемы измельчения. Многостадийные схемы могут иметь открытый или замкнутый цикл измельчения в первой стадии. Разновидности применяемых схем зависят от крупности и свойств измельчаемой руды, а также последующей технологии обогащения. Существует большое разнообразие построения схем циклов измельчения. Рассмотрим некоторые примеры построения схем измельчения. На рис. 3.11 показаны некоторые варианты открытых одностадиальных циклов измельчения, а на рис. 3.12 - замкнутых. Рис. 3.12, б представляет собой схему оборудования для варианта 1-3 (рис. 3.12, а). На рис. 3.13 изображены замкнутые двухстадиальные циклы измельчения, на рис. 3.14 – трехстадиальный.

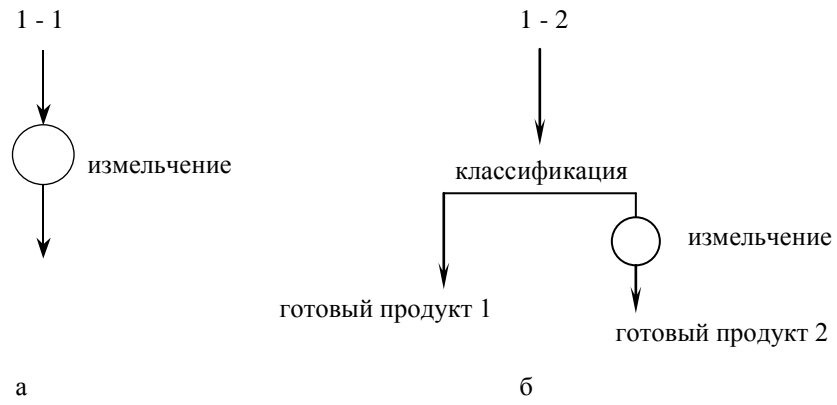


Рисунок 3.11 – Открытые циклы измельчения

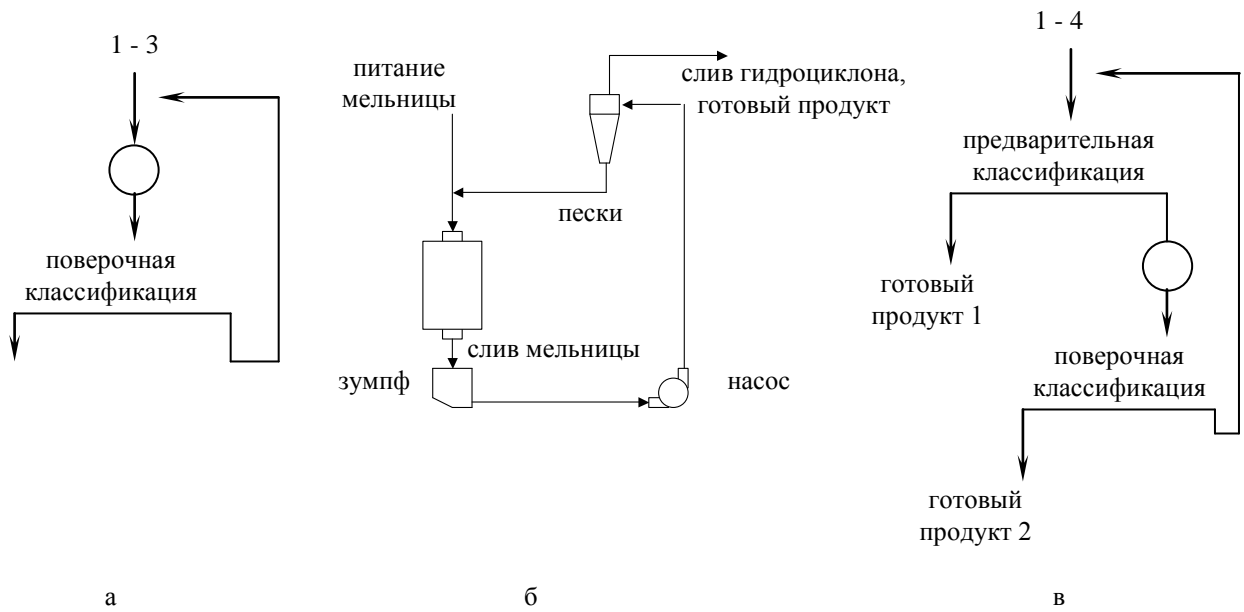


Рисунок 3.12 – Примеры построения замкнутых циклов одностадийного измельчения

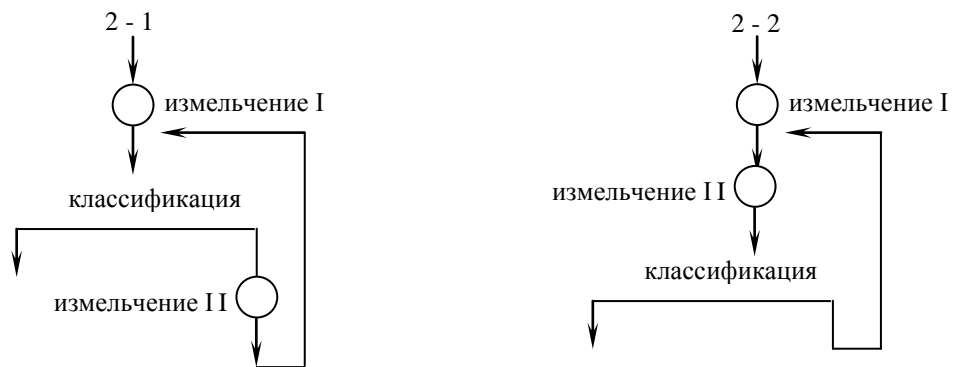


Рисунок 3.13 – Замкнутые двухстадийные циклы измельчения с открытым циклом в первой стадии

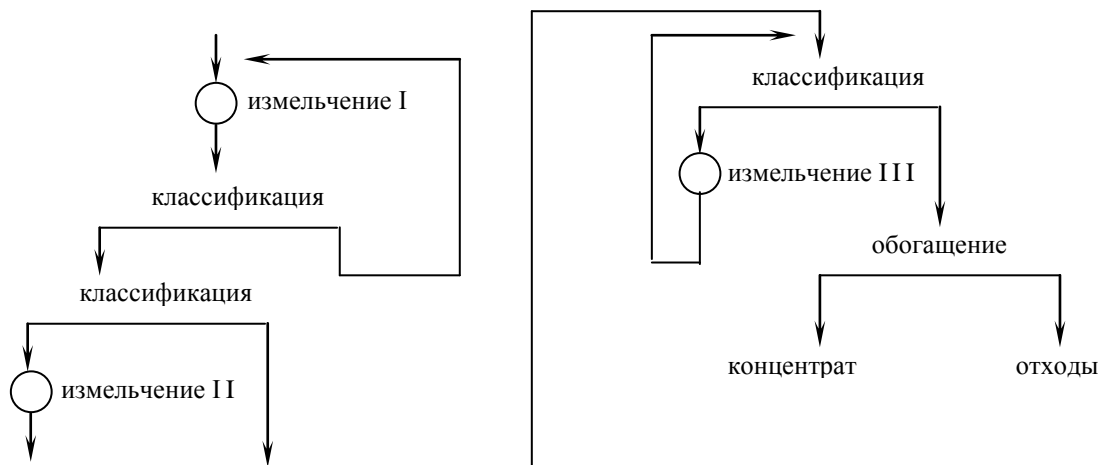


Рисунок 3.14 – Замкнутый трехстадиальный цикл измельчения

При установившемся режиме в замкнутых циклах циркулирует постоянное количество материала – циркулирующая нагрузка. Величиной циркулирующей нагрузки можно регулировать тонкость слива классификатора. Рассмотрим в качестве примера двухстадийную схему измельчения с замкнутым циклом в первой стадии, вариант 2 - 5 в технологическом (рис. 3.15, а) и аппаратурном изображении (рис. 3.15, б).

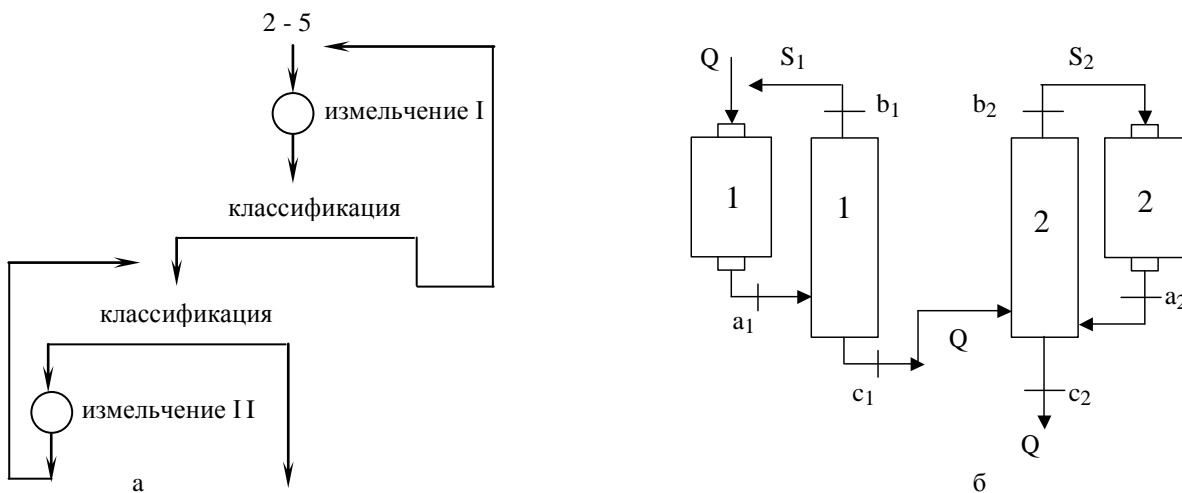


Рисунок 3.15 – Двухстадийная схема измельчения с замкнутым циклом в первой стадии

Слив мельницы первой стадии измельчения (рис. 3.15) направляется на классификацию в классификатор. Пески классификатора (зернистый продукт) возвращаются на доизмельчение – циркулирующая нагрузка. Слив классификатора первой стадии измельчения поступает в классификатор второй стадии измельчения. Пески классификатора 2 направляются на измельчение в мельницу второй стадии измельчения, а слив является готовым по крупности продуктом. Слив мельницы 2 идет на классификацию в классификатор 2. Введем обозначения: a_1, b_1, c_1 – содержание класса – 74 мкм (0.074 мм) в соответствующих продуктах первой стадии измельчения, %; a_2, b_2, c_2 – содержание класса – 0.074 мм в соответствующих продуктах второй стадии измельчения, %. Обычно именно этот размер принимается за расчетный, т.к. готовый продукт должен содержать до 70-90 % класса – 74 мкм (200 меш) в зависимости от вкрапленности и свойств полезного минерала и дальнейшей технологии обогащения.

Уравнение материального баланса по количеству класса – 0.074 мм первого цикла измельчения:

$$(Q + S_1) a_1 = S_1 b_1 + Q c_1, \quad (3.36)$$

Отсюда после несложных преобразований:

$$S_1 = Q (c_1 - a_1) / (a_1 - b_1). \quad (3.37)$$

Уравнение материального баланса по количеству расчетного класса для II цикла измельчения:

$$(Q + S_2) a_2 = S_2 b_2 + Q c_2, \quad (3.38)$$

Отсюда:

$$S_2 = Q (c_2 - a_2) / (a_2 - b_2). \quad (3.39)$$

Математические зависимости для величины циркулирующей нагрузки являются индивидуальными и зависят от построения схемы.

Если обозначить относительную производительность мельницы при $S = 100\%$ как $Q = 1$, то зависимость между производительностью мельницы и величиной циркулирующей нагрузки будет иметь вид кривой, асимптотически приближающейся к $Q = 1.4$ (рис. 3.16).

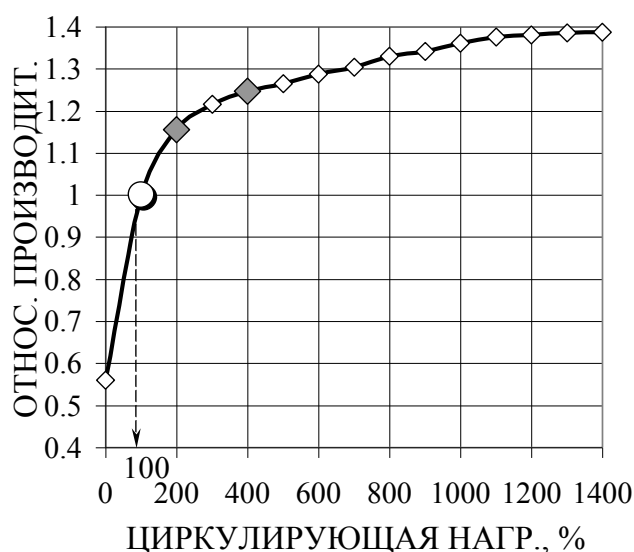
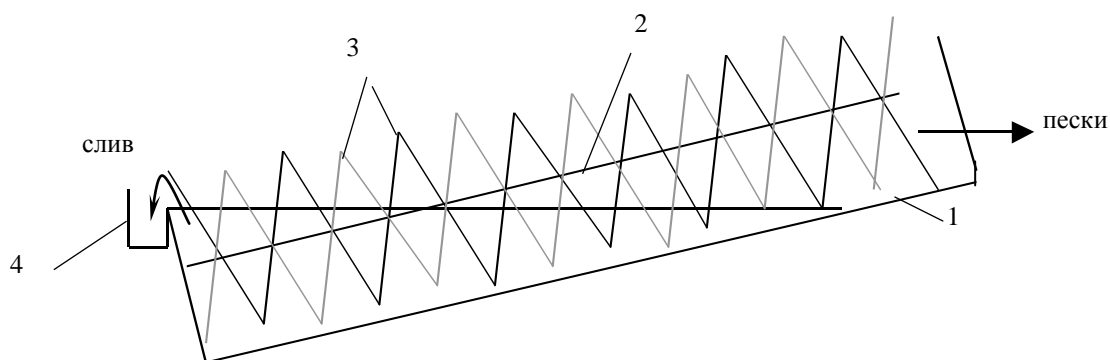


Рисунок 3.16 – Зависимость производительности мельницы от величины циркулирующей нагрузки

Циркулирующая нагрузка S может достигать 1200 %. При увеличении S от 0 до 400 % производительность мельницы по готовому продукту заметно возрастает. Затем при больших приращениях S производительность изменяется мало. Рекомендуемая циркулирующая нагрузка для первой стадии до 300 %, для второй – до 700 %.

Классификация в цикле измельчения применяется для разделения шлама мельницы на два продукта по крупности. Механические классификаторы работают по принципу разделения твердой фазы пульпы в горизонтальном потоке на крупную фракцию – пески и на мелкую – шлам. Разгрузка песков производится спиралью. Принципиальная схема спирального классификатора представлена на рис. 3.17.



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

Рисунок 3.17 – Схема устройства классификатора с непогруженной спиралью и высоким сливным порогом

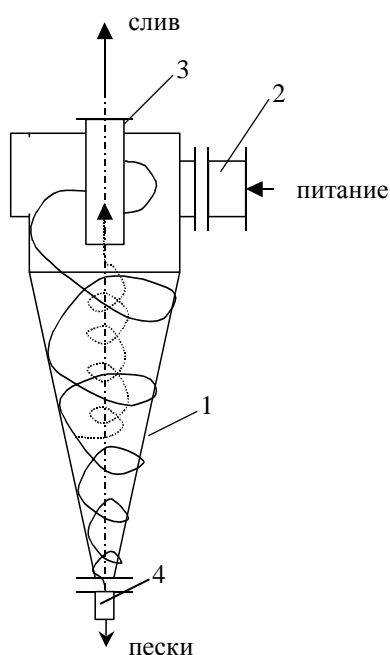
Корыто классификатора наклонено под углом не более 18° . Вал вращается со скоростью 4-20 мин⁻¹. Маркируются классификаторы по диаметру спирали и длине корыта. Бывают одно- и двухспиральные классификаторы в зависимости от необходимой производительности, могут работать в открытом или замкнутом цикле с мельницей. Различают классификаторы:

1) с непогруженными спиралями – вся верхняя половина витка спирали выступает над зеркалом пульпы. Применяются при крупности разделения 0.2 мм и выше.

2) с погруженными спиралями - участок спирали, находящийся вблизи сливного порога, целиком погружен в пульпу. Применяются для получения более тонкого слива (с содержанием более 65 % класса –74 мкм). С 1980 г. сняты с производства и заменяются более компактными гидроциклонами.

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

Кроме спиральных классификаторов для классификации пульп применяются гидроциклоны – цилиндрикоконические аппараты для классификации тонкоизмельченных материалов в центробежном поле. Маркируются по диаметру цилиндрической части аппарата (ГЦ-75, диаметр 75 мм). Принципиальная схема гидроциклона представлена на рис. 3.18.



1 – корпус, 2 -питающий патрубок, 3 – сливной патрубок, 4 – песковый патрубок (насадка)

Рисунок 3.18 – Принцип действия гидроциклона

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

Вблизи оси аппарата тангенциальная скорость потока увеличивается настолько, что вдоль оси образуется столб воздуха. Скорость вращения потока вблизи оси аппарата одинакова по всей высоте. Поэтому воздушный столб имеет цилиндрическую форму.

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

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

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

К технологическим факторам относятся:

- 1) объемная производительность аппарата,

- 2) содержание твердого в питании,
- 3) гранулометрический состав питания,
- 4) вещественный состав питания.

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

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

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

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

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

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

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

Давление на входе (напор) в гидроциклон при заданной объемной производительности и параметрах насосной установки в основном определяется диаметрами сливного и питающего отверстий. Обычно на обогатительных фабриках работают с напором в пределах 0.05 – 0.15 МПа (0.5 – 1.5 кг/см²). Для получения тонкого слива с высоким содержанием твердого необходимо поддерживать более высокие значения давления на входе.

Одной из характерных особенностей использования гидроциклонов в замкнутых циклах измельчения и классификации является то, что с увеличением циркулирующей погрузки на мельницу уменьшается извлечение расчетного (готового) класса в слив и эффективность классификации, однако удельная производительность мельницы растет.

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

Для классификации рудных пульп используются гидроциклоны маленького диаметра небольшой производительности, которые объединяются в батарею. Обычное расположение гидроциклонов относительно питающей трубы - радиальное. Это обеспечивает более равномерное распределение питания. В практике углеобогащения используют низконапорные гидроциклоны диаметром от 350 до 1000 мм для сгущения, расположенные под небольшим углом к горизонту.

СПИСОК РЕКОМЕНДОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Андреев С. Е., Перов В. А., Зверевич В. В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. - М.: Недра. - 1980. - 416с.
2. Серго Е. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. - Киев. : Вища школа. - 1986. - 285с.
1. 3. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. - М. : Недра. - 1982. – 368 с.