

**МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО
СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН**

**ТАШКЕНТСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ АБУ РАЙХАНА БЕРУНИ**

С.И.АМИНЖАНОВА, Д.Б. МАХМАРЕЖАБОВ

**ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Рекомендовано Министерством высшего и среднего специального
образования Республики Узбекистан в качестве учебника

Ташкент 2022

УДК 622.7

БКК

Рецензенты: доц. Валиев Х.Р. (АФ НИТУ "МИСиС");
Умарова И.К.- доцент кафедры «Горное дело», к.х.н.,
ТашГТУ

Аминжанова С.И., Д.Б Махмарежабов. Подготовительные процессы
обогащения полезных ископаемых. Учебник / - Т.: 2022.-189 с.

В учебнике изложены основы теории процессов грохочения, дробления, измельчения и классификации. Рассмотрено наиболее распространенное современное оборудование, которое применяется на обогатительных фабриках Узбекистана, а именно, на Навоийском и Алмалыкском ГОКе. Даны рекомендации по выбору схем дробления, измельчения, грохочения и классификации, а также соответствующего оборудования. Показаны основные направления совершенствования и повышения эффективности процессов рудоподготовки. Приведены основные правила эксплуатации оборудования.

Учебник предназначено для студентов, обучающихся по направлению образования 60721500- «Горное дело» (Обогащение полезных ископаемых) и «Металлургия».

В учебнике рассмотрены роль обогащения в народном хозяйстве, характеристики руд на обогатимость, схемы и технологические показатели обогащения. Описаны устройства и принцип действия основного обогатительного оборудования. Приведены теория и практика и обогащения полезных ископаемых различных видов. В необходимом объеме изложены вопросы обезвоживания на обогатительных фабриках.

Mazkur darslikda foydali qazilmalarni boyitishning xalq xo'jaligidagi o'rni, ruda va boyitmalarga qo'yiladigan talablar, boyitish usullari, sxemalari va boyitishning texnologik ko'rsatkichlari ko'rib chiqilgan. Asosiy boyitish dastgohlarining tuzilishi va ishlash printsiplari berilgan. Turli xildagi foydali qazilmalarni boyitish nazariyasi va amaliyoti keltirilgan. Imkon darajasida boyitish fabrikalarida boyitish maxsulotlarini suvsizlantirish masalalari bayon qilingan.

In the book characteristics of ores on enriched, schemes and technological indicators of enrichment are considered an enrichment role in national economy. Devices and a principle of action of the basic concentrating equipment are described. The theory and practice and enrichments of minerals of various kinds are resulted. In necessary volume questions of dehydration at concentrating factories are stated.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Узбекистан занимает одно из ведущих мест в мире по добыче и переработке полезных ископаемых. Рациональное использование минерально-сырьевых ресурсов, максимальное извлечение всех ценных компонентов из руд – главная задача обогащения науки и практики.

На решение этой задачи направлены усилия специалистов обогатителей, создающих и совершенствующих процессы обогащения полезных ископаемых и обогатительное оборудование. В связи с постепенным ухудшением качества минерального сырья, вовлечением в переработку труднообогатимых тонковкрапленных руд технологические схемы обогатительных фабрик часто являются комбинированными, включающими традиционные методы механической обработки полезных ископаемых в сочетании с гидрометаллургическими процессами. Это позволяет в определенной мере нейтрализовать отрицательное влияние на технико-экономические показатели работы обогатительных фабрик.

Новые и более сложные задачи стоят перед обогатителями XXI века в свете решений Правительства об ускорении научно-технического прогресса и внедрения новейших технологий в технический процесс.

Повышение эффективности обогатительного производства требует разработки и внедрения новых технологических процессов и оборудования, обеспечивающих получение высоких технико-экономических показателей в условиях постепенного снижения качества исходного материального сырья.

Технологические процессы должны совершенствоваться в направлении сокращения энергозатрат и материалов на производство концентратов, обеспечивать наиболее полное использование в народном хозяйстве всех компонентов сырья, устранять вредное влияние обогатительного производства на окружающую среду.

В конспекте лекций рассмотрены теоретические основы процессов рудоподготовки, описано современное оборудование, показаны возможные направления совершенствования процессов рудоподготовки и оборудования.

Настоящий конспект лекций написан в соответствии с учебной программой специальности 60721500 «Горное дело» по курсу «Подготовительные процессы обогащения полезных ископаемых» для высших учебных заведений.

ВВЕДЕНИЕ

Основными направлениями экономического и социального развития Узбекистана на ближайшие годы является дальнейшее развитие и повышение эффективности обогатительных процессов. Процессы дробления, измельчения, грохочения и классификации, а также флотации, гравитации, магнитной и электрической сепарации и т.д. являются наиболее энергоёмкими и дорогостоящими. Капитальные и эксплуатационные затраты на дробление, измельчение и грохочение могут достигать 70% всех затрат на обогащение. Поэтому совершенствование дробильно-измельчительного оборудования, применение наиболее эффективных и экономичных способов измельчения, упрощение схем и компоновочных решений цехов дробления и измельчения, а также модернизация всего обогатительного оборудования имеют важное народнохозяйственное значение.

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

В учебнике рассмотрены принципы раскрытия полезных ископаемых, показаны пути и тенденции развития технологии и техники рудоподготовки и обогащения; описаны типы просеивающих поверхностей, новые конструкции грохотов, дробилок, мельниц, флотомашин и концентрационных столов, магнитных и электрических сепараторов; приведены последние данные по теории процессов; освещен опыт применения самоизмельчения руд в Узбекистане и за рубежом. Описаны принцип действия и схемы устройства наиболее распространенных грохотов,

дробилок, мельниц, всего обогатительного оборудования, а в технических характеристиках приведены данные и по другим конструктивным разновидностям и типоразмерам оборудования.

В учебнике даны рекомендации по выбору и расчету схем дробления, измельчения и обогащения. Приведены основные правила эксплуатации и рекомендации по автоматизации работы этих машин.

Глава 1. СВЕДЕНИЯ О ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1.1. Сведения о полезных ископаемых. Значение обогащения в народном хозяйстве. Понятие о рудах и минералах, их физико – химических свойствах. Роль горнодобывающей промышленности в экономике страны

Полезными ископаемыми называют природные минеральные образования, добываемые из земных недр и используемые для производства промышленных продуктов. Под недрами понимают верхнюю часть земной коры, в пределах которой при современном уровне развития техники и технологии возможна добыча полезных ископаемых. На современном этапе развития человечество использует в своей практике преобладающее большинство химических элементов Периодической системы Д. И. Менделеева в чистом виде и огромное количество их соединений, поэтому потребность в полезных ископаемых непрерывно возрастает. Некоторые элементы и их соединения производятся и потребляются в огромных масштабах, измеряемых сотнями миллионов тонн в год. К числу этих элементов относятся углерод, кремний, железо, алюминий, азот, фосфор, калий и др. На основе углерода производят твердое, жидкое, газообразное топливо (каменный уголь, природный газ, нефть) и огромное количество его соединений, которые применяются в органическом синтезе для получения пластических масс, синтетических волокон, резинотехнических изделий, лаков, взрывчатых веществ, красок и др. На основе кремния производят строительные материалы – цемент, кирпич, керамические изделия, стекло и т. п. На основе железа – чугун, сталь, и сплавы различных марок, являющиеся важнейшими конструкционными материалами. Соединения азота, фосфора и калия используются главным образом для получения минеральных удобрений, потребность в которых измеряется сотнями миллионов тонн в год. В то же время потребность в других элементах на несколько порядков ниже, однако, без этих элементов современное народное хозяйство функционировать не может. К числу этих элементов относятся редкоземельные и радиоактивные элементы, благородные металлы и др.

Вследствие роста промышленного производства и увеличения ассортимента выпускаемой продукции возникает необходимость изыскания новых видов полезных ископаемых, совершенствование их добычи и переработки. Таким образом, полезные ископаемые являются одним из важнейших источников сырья, используемого для производства продукции понятие «сырье» носит более общий характер по сравнению с понятием «полезные ископаемые». Под сырьем подразумеваются все виды природных материалов, используемых для получения продукции. В связи с этим сырье классифицируют по различным признакам. По происхождению сырье подразделяется на минеральное, растительное и животное. В наибольших масштабах потребляется минеральное сырье – полезные ископаемые, добываемые из земной коры. По агрегатному состоянию сырье подразделяют на твердое (уголь, руды металлов, горно-химическое и др.), жидкое (нефть, рассолы, минеральные воды) и газообразное (воздух, природный газ). По составу сырье подразделяется на органическое и неорганическое. Минеральное сырье подразделяется на рудное, нерудное и горючее. Рудным минеральным сырьем называют горные породы, содержащие металлы, которые могут быть экономически выгодно извлечены в технически чистом виде. Это железные руды, руды цветных и редких металлов и т. д. В этих рудах металлы содержатся в виде оксидов, сульфидов и некоторых солей. Руды, содержащие несколько металлов в количествах, достаточных для их извлечения, называются полиметаллическими, например медно-цинковые, свинцово-цинковые, никель-кобальт-молибденовые и др. Нерудным или неметаллическим сырьем называют все неорганическое сырье, используемое в производстве химических, строительных и других неметаллических материалов, но не являющееся источником для получения металлов. Большая часть нерудного сырья также содержит металлы в виде различных солей (фосфаты, сульфаты, хлориды, алюмосиликаты и др.), однако получение чистых металлов из этих видов сырья представляет большие технические трудности. Горючее минеральное сырье представляет собой органические

ископаемые – уголь, сланец, торф, нефть, природные газы и др. Эти виды сырья используют как энергетическое топливо и как химическое сырье. Такая классификация носит условный характер, так как часть природных материалов, не используемых для получения металлов, также называют рудами (фосфатные руды, калийные руды и др.). Ценность сырья определяется многими факторами: потребностью народного хозяйства в том или ином элементе, его содержанием в руде, доступностью для добычи и переработки, уровнем развития техники. Химические элементы распространены в природе крайне неравномерно. На основе результатов специальных геологических и геохимических исследований к настоящему времени рассчитаны запасы всех химических элементов в земной коре на глубине до 16 км, включая атмосферу. Их содержание представлено в таблице 1.1.

Таблица 1.1 Содержание химических элементов в земной коре

Элемент	Содержание, %	Элемент	Содержание, %	Элемент	Содержание, %
Кислород	49,13	Титан	0,66	Стронций	0,035
Кремний	26,0	Углерод	0,35	Хром	0,03
Алюминий	7,45	Хлор	0,20	Цирконий	0,02
Железо	4,20	Фосфор	0,12	Ванадий	0,02
Кальций	3,25	Сера	0,10	Никель	0,02
Натрий	2,40	Марганец	0,10	Цинк	0,02
Магний	2,35	Фтор	0,08	Медь	0,01
Калий	2,35	Барий	0,05	Прочие	0,06
Водород	1,0	Азот	0,04		

Таким образом, 25 элементов составляют 99,4% массы земной коры. На долю остальных элементов, включая такие широко используемые элементы, как свинец, ртуть, мышьяк и др., приходится лишь 0,06% массы земной коры. По масштабам производства и потребления химические элементы располагаются в следующий ряд: углерод, кремний, железо, алюминий, натрий, кальций, сера, магний, медь, свинец, калий, марганец, фосфор и

цинк. Из этих данных видно, что для большинства химических элементов наблюдается явное несоответствие между запасами и потреблением. Кроме того, химические элементы крайне неравномерно распределены по поверхности земного шара. Ряд из них образуют мощные залежи в определенных точках земного шара, а другие рассеяны по всей поверхности. Так, например, содержание титана в земной коре примерно в 2 раза больше, чем углерода, однако он рассеян по поверхности земли и не образует крупных залежей, поэтому отнесен к редким элементам. В то же время углерод сконцентрирован в мощных залежах каменного угля, нефти, карбонатов, которые легко доступны для добычи. Природное скопление полезного ископаемого называют месторождением полезного ископаемого. При оценке месторождения определяют запасы полезного ископаемого, его свойства, химический состав, условия залегания и доступность для разработки. По степени изученности месторождений запасы полезных ископаемых делятся на разведанные (категории А, В, С1) и предварительно оцененные (категория С2). В категорию А включаются детально разведанные, опробованные и подготовленные для эксплуатации запасы, которые служат для обоснования производственного планирования объема добычи. В категорию В включают запасы сырья, установленные геологоразведочными работами, качество которых проверено лишь лабораторными исследованиями. К категории С1 относят запасы, определенные на основании экстраполяции по геологическим и геофизическим данным. Условия, определяющие ведение эксплуатационных работ, выяснены в общих чертах. К категории С2 относят запасы, предварительно оцененные по геологическим данным. Контур категории принят по данным примыкающих участков. По пригодности к промышленному освоению запасы делят на балансовые и забалансовые. К балансовым запасам относятся запасы полезных ископаемых, которые по своему качеству соответствуют требованиям промышленности и по условиям залегания могут быть добыты и переработаны в настоящее время

экономически эффективными методами. Запасы сырья, характеризующиеся низким содержанием полезного вещества, присутствием вредных примесей и сложными условиями залегания, вследствие чего они не могут в настоящее время эффективно эксплуатироваться, относятся к забалансовым. Экономический потенциал любой страны в большой степени определяется природными ресурсами полезных ископаемых, масштабами и качественной характеристикой их месторождений, а также уровнем развития сырьевых отраслей промышленности. На территории Узбекистана разведаны месторождения бурого угля, железных руд, сланцев, фосфатов и др., однако эти месторождения не осваивались из-за низкого содержания полезных компонентов и неблагоприятных условий залегания и поэтому они были отнесены к забалансовым. В настоящее время назрела необходимость вернуться к этим вопросам и более внимательно оценить собственную сырьевую базу и возможности ее вовлечения в промышленную эксплуатацию. Этими вопросами начали вплотную заниматься научные учреждения республики.

1.2. Классификация продуктов обогащения.

Классификация продуктов обогащения

Природное минеральное сырье, добываемое из недр земли, в большинстве случаев не может быть в естественном виде использовано в народном хозяйстве, поскольку не удовлетворяет требованиям по качеству. Непосредственная металлургическая или химическая переработка добываемых руд из-за низкого содержания полезного компонента экономически невыгодна. Поэтому возникает необходимость предварительного повышения их качества. Кроме того, в добытых полезных ископаемых часто содержатся вредные компоненты. Например, кремнезем, сера и фосфор — в железных рудах, фосфор — в рудах титана и ниобия, железо — в циркониевых рудах, сера — в углях и т.д. Вредные примеси должны быть максимально удалены из руды до металлургической переработки, так как они ухудшают качество получаемого металла. В связи с

отмеченными обстоятельствами более 80 % добываемых полезных ископаемых подвергается обогащению.

Обогащение полезных ископаемых – это совокупность технологических процессов предварительной обработки минерального сырья с целью придания ему качеств, удовлетворяющих требованиям металлургической, химической или иной его переработки. Эти процессы основаны на использовании физических свойств природных минералов или физико-химических свойств их поверхности. При обогащении химический состав и внутреннее строение минералов остаются неизменными, поэтому обогащение принято называть **механической обработкой полезных ископаемых**. Исключение составляют лишь процессы магнетизирующего обжига и выщелачивания.

При обогащении полезных ископаемых решаются следующие основные задачи:

- повышается содержание полезного компонента в сырье;
- из сырья удаляется большая часть вредных примесей;
- достигается однородность сырья по крупности и вещественному составу.

Обогащение полезных ископаемых осуществляется на обогатительных фабриках, которые являются самостоятельными структурами или входят в состав горно-обогатительных или горно-металлургических комбинатов.

В результате обогащения из руды получают один концентрат (или несколько в случае полиметаллических руд), отвальные хвосты и промежуточные продукты (пром. продукты).

Концентратом называется продукт обогащения, имеющий более высокое по сравнению с рудой содержание полезного компонента и пригодный для дальнейшей переработки или непосредственного применения в народном хозяйстве. По содержанию основного полезного компонента, примесей, влаги и по гранулометрическому составу концентраты должны удовлетворять требованиям соответствующих ГОСТов, ОСТов или

технических условий. Концентраты получают свое название по основному металлу или минералу (медный, свинцовый, рутиловый, лопаритовый и т.д.), концентрирующемуся в них в процессе обогащения.

Отвальными хвостами называются отходы обогащения, состоящие в основном из пустой породы и с незначительным содержанием полезных компонентов, извлечение которых технологически невозможно или экономически невыгодно.

Промежуточные продукты по минеральному или химическому составу занимают среднее положение между концентратами и хвостами. В отличие от хвостов промежуточный продукт дорабатывается механическими способами или подвергается гидрометаллургической переработке.

Качество продуктов обогащения (концентратов) определяется содержанием в них ценных компонентов (полезных минералов), примесей и гранулометрическим составом.

Велика роль обогащения в народном хозяйстве страны. В цветной металлургии оно способствовало развитию алюминиевой, молибденовой, вольфрамовой и других подотраслей промышленности, т.к. руды этих металлов не могут без обогащения поступать в металлургическую переработку вследствие низкого содержания металлов.

Применение обогащения позволяет расширить ресурсы цветных металлов за счет более бедных руд. Благодаря обогащению стало возможным полное использование многокомпонентных руд, т.к. каждый содержащийся в них металл может быть выделен в отдельный продукт для самостоятельной металлургической переработки.

Обогащение помогает уменьшить расходы на перевозку минерального сырья, т.к. из него предварительно удаляется большой объем пустой породы.

В результате обогащения достигается значительное повышение содержания полезных компонентов в концентратах по сравнению с рудой.

На ряде фабрик цветной металлургии в концентраты извлекаются более 14–25% содержащейся в исходной руде меди, 55–70% свинца и цинка, 60–

65% никеля, вольфрама, молибдена, олова и др. металлов.

Так, например, если в свинцовой руде содержится много цинка, то обычными металлургическими способами извлечь из нее цинк нельзя. При плавке такой руды цинк теряется. Кроме того, усложняется плавка свинца, в связи с чем, он удорожается и увеличиваются его потери. То же самое происходит и при плавке медно-цинковых руд. Поэтому при обогащении свинцово-цинковых или медно-цинковых руд недостаточно отделить свинцовые, цинковые и медные минералы от пустой породы, а необходимо еще разделить их и сконцентрировать в отдельных продуктах, из которых свинец, медь и цинк могут быть выгодно извлечены при металлургической переработке.

Часто встречаются полиметаллические руды, из которых при обогащении выделяют в отдельные продукты концентраты трех, четырех и более металлов.

При обогащении полезных ископаемых важным является правильное установление глубины обогащения, определяющей содержания ценных компонентов в хвостах и продуктах обогащения. Для каждого вида сырья оптимальная глубина обогащения определяется путем технико-экономического обоснования с учетом технологических, экономических и экологических факторов.

На обогатительных фабриках полезные ископаемые подвергаются ряду последовательных процессов обработки, которые по своему назначению делятся на подготовительные, основные обогатительные, вспомогательные и процессы производственного обслуживания.

Подготовительные процессы. К подготовительным относятся процессы дробления и измельчения, при которых достигается раскрытие минералов в результате разрушения сростков полезных минералов с пустой породой (или сростков одних полезных минералов с другими) с образованием механической смеси частиц и кусков разного минерального состава, а также процессы грохочения и классификации, применяемые для

разделения по крупности полученных при дроблении и измельчении механических смесей. Задача подготовительных процессов — доведение минерального сырья до крупности, необходимой для последующего обогащения, а в некоторых случаях — получение конечного продукта заданного гранулометрического состава для непосредственного использования в народном хозяйстве, (сортировка руд и углей).

К подготовительным относятся:

- дробление;
- измельчение;
- грохочение;
- классификация.

Назначение подготовительных процессов – разъединение минералов.

Основные обогатительные процессы. К основным обогатительным процессам относятся те физические и физико-химические процессы разделения минералов, при которых полезные минералы выделяются в концентраты, а пустая порода— в хвосты. Процессы разделения минералов при обогащении полезных ископаемых весьма многочисленны и классифицируются по их принадлежности к тому или иному методу обогащения, разделительному признаку, характеру разделяющих сил и конструктивному исполнению аппаратов.

Назначение основных процессов - разделение минералов, позволяющих выделить из полезного ископаемого концентраты и хвосты.

Методы обогащения классифицируют в зависимости от того, какое свойство минералов используется в качестве разделительного признака и каковы основные разделяющие силы. Различают следующие методы обогащения (рис. 2.1).

1. Метод гравитационного обогащения (гравитационное обогащение), основанный на различии в плотности разделяемых зерен минералов, осуществляемый в поле гравитационных сил.

2. Метод магнитного обогащения (магнитное обогащение), основанный на различии в магнитной восприимчивости разделяемых минералов, осуществляемый в поле магнитных сил.

3. Метод электрического обогащения (электрическое обогащение), основанный на различии электропроводности разделяемых минералов, осуществляемый в поле электрических сил.

4. Метод флотационного обогащения (флотационное обогащение, или флотация), основанный на различии физико-химических свойств (смачиваемости) разделяемых минералов.

5. Специальные методы обогащения, основанные на различии комбинаций свойств разделяемых минералов. К последним относятся разделение по различию радиоспектроскопических свойств, растворимости, механической прочности, декрипитации, форме и трению, упругости отскока и др. Наибольшее значение имеют методы радиометрического и химического обогащения.

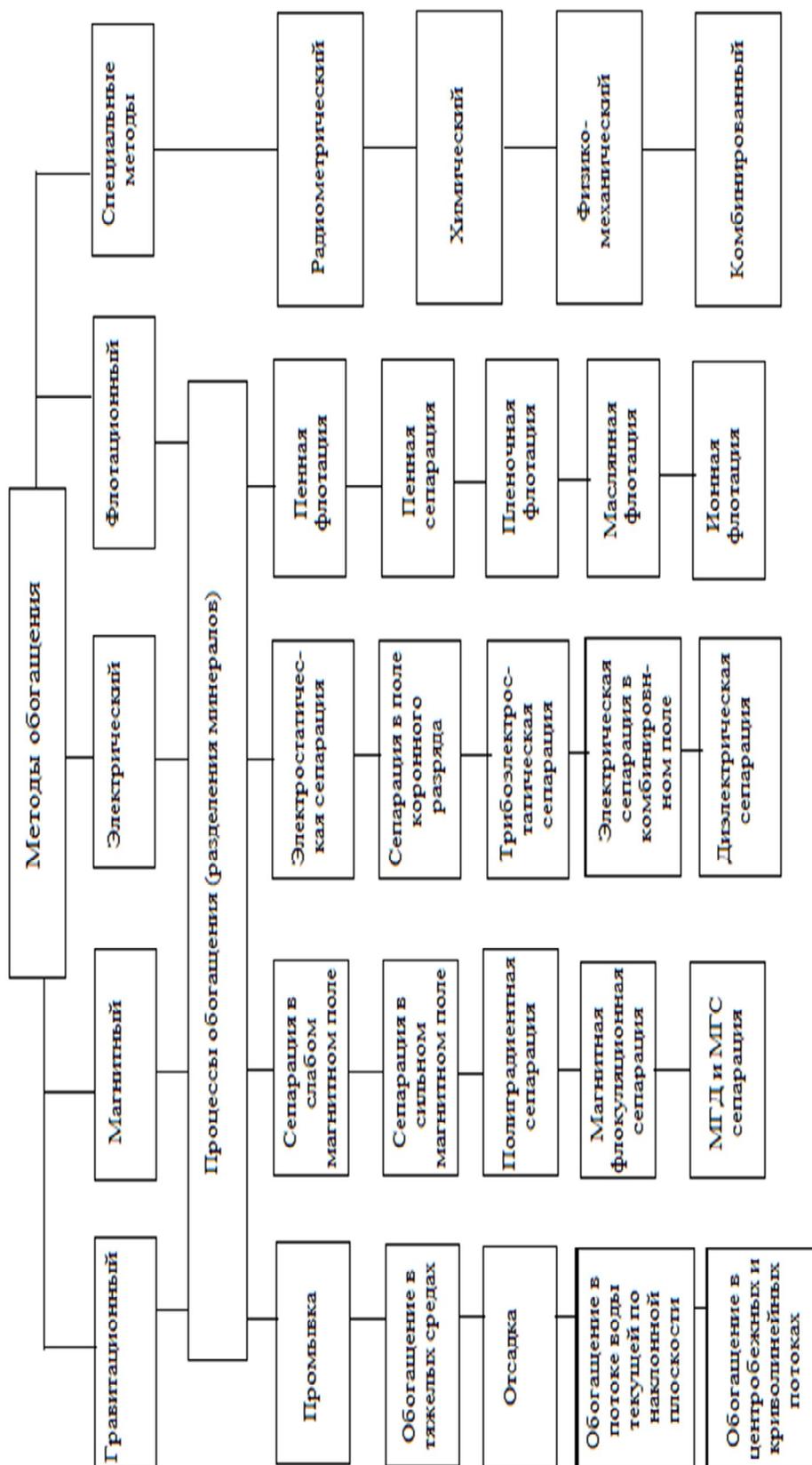
5.1. Метод радиометрического обогащения (радиометрическое обогащение), основанный на различии радиоспектроскопических свойств разделяемых минералов, осуществляемый с использованием механических разделяющих сил.

5.2. Метод химического обогащения (химическое обогащение), основанный на различии химических свойств (растворимости) разделяемых минералов или вредных примесей.

5.3. Метод механического обогащения (механическое обогащение), основанный на различии физико-механических свойств минералов (механической прочности, форме и трению, упругости отскока и др.).

Процессы обогащения, относящиеся к тому или иному методу обогащения, отличаются разнообразием дополнительно используемых разделяющих сил, а также конструктивным исполнением машин и аппаратов (см. рис. 1.1).

Рис. 1.1



Классификация методов и процессов обогащения полезных ископаемых

Вспомогательные процессы. К вспомогательным относятся процессы обезвоживания продуктов обогащения (путем их сгущения, фильтрования и сушки) для доведения их влажности до установленной нормы или для получения оборотной воды; процессы облагораживания продуктов и подготовки их к металлургическому или химическому переделу (агломерация, окомкование, брикетирование и др.).

Назначение вспомогательных процессов – обработка концентрата и хвостов.

Вспомогательные процессы, способствующие повышению эффективности основных процессов и дальнейшей переработке: обеспыливание, обезвоживание, обесшламливание.

Процессы производственного обслуживания. К процессам производственного обслуживания относятся операции, обеспечивающие непрерывность и стабильность технологических процессов: внутризаводской транспорт сырья и продуктов обогащения, водоснабжение, электроснабжение, снабжение сжатым воздухом, механизация и автоматизация, технический контроль и др.

1.3. Технологические показатели обогащения. Степень обогащения

Технологические результаты обогащения того или иного полезного ископаемого нельзя оценить при помощи одного какого-либо показателя. Необходимо учитывать несколько основных показателей, характеризующих процесс обогащения в целом. К основным показателям относят: содержание компонента в исходном сырье и продуктах обогащения; выходы продуктов обогащения; извлечение компонентов в продукты обогащения; степень концентрации полезного компонента и степень сокращения, достигаемые при обогащении; эффективность обогащения.

Содержанием компонента называется отношение массы компонента к массе продукта, в котором он находится (в пересчете на сухое вещество).

Содержание компонентов обычно определяется химическими анализами и выражается в процентах (%), долях единицы или для драгоценных металлов в граммах на тонну (г/т). Содержание компонентов принято обозначать греческими буквами: α (альфа) — содержание металла в исходной руде; β (бета) — содержание металла в концентрате или промпродукте; ϑ (тэта) — содержание металла в хвостах.

Выходом продукта обогащения называется отношение массы полученного продукта к массе переработанного исходного сырья. Выход выражается в процентах или долях единицы и обозначается греческой буквой γ (гамма).

Извлечением компонента в продукт обогащения называется отношение массы компонента в продукте к массе того же компонента в исходном полезном ископаемом. Извлечение выражается обычно в процентах или долях единицы и обозначается греческой буквой ε (эпсилон). Извлечение полезного компонента в концентрат характеризует полноту его перехода в этот продукт в процессе обогащения.

Степенью концентрации или степенью обогащения называется отношение содержания полезного компонента в концентрате к содержанию его в исходном сырье. Степень концентрации (или степень обогащения) показывает, во сколько раз увеличилось содержание полезного компонента в концентрате по сравнению с содержанием его в исходном сырье. Степень концентрации обозначается буквой K . Чем выше степень концентрации и извлечение, тем выше эффективность процесса обогащения.

Степенью сокращения называют величину, обратную выходу концентрата. Степень сокращения показывает, во сколько раз масса концентрата меньше массы сырья, из которого он получен. Этот показатель определяет, какую массу исходного сырья необходимо переработать для получения единицы массы концентрата. Степень сокращения обозначается буквой R .

Эффективностью обогащения называют отношение приращения массы ценного компонента в концентрате при реальном обогащении к приращению массы концентрата при теоретически достижимом обогащении, когда в концентрат выделяется весь ценный компонент. Эффективность обогащения характеризует степень приближения реального процесса обогащения к идеальному. Этот показатель выражается в процентах или долях единицы и обозначается буквой E .

Все технологические показатели обогащения полезных ископаемых взаимосвязаны. Поэтому зная значения одних, можно расчетным путем получить значения других. Если нам известно содержание полезного компонента в исходном сырье и продуктах обогащения, то можно подсчитать выходы продуктов обогащения, извлечение полезного компонента в концентрат и т. д.

Если обозначим массу исходного сырья Q_c , массу полученных продуктов обогащения концентрата Q_k и хвостов Q_x , то выход концентрата γ_k (%) и хвостов γ_x (%) можно определить по формулам:

$$\gamma_k = 100Q_k/Q_c; \quad \gamma_x = 100Q_x/Q_c.$$

Так как сумма выходов конечных продуктов обогащения равна выходу исходного сырья, принимаемому обычно за 100%, можно составить баланс переработанного материала:

$$Q_c = Q_k + Q_x, \quad \text{или} \quad \gamma_c = \gamma_k + \gamma_x.$$

Зная, что $\gamma_c = 100\%$, запишем

$$\gamma_k + \gamma_x = 100$$

Суммарная масса ценного компонента в продуктах обогащения должна соответствовать массе его в исходном сырье. Это условие принято называть балансом ценного компонента:

$$100\alpha = \gamma_k \beta + \gamma_x \vartheta.$$

Так как $\gamma_x = 100 - \gamma_k$, получим

$$\gamma_k = 100(\alpha - \vartheta) / (\beta - \vartheta).$$

Из условия $\gamma_k = 100 - \gamma_x$, получим

$$\gamma_x = 100(\beta - \alpha) / (\beta - \vartheta).$$

Извлечение полезного компонента в концентрат ε_k (%) определяется по формуле:

$$\varepsilon_k = \gamma_k \beta / \alpha.$$

Формула для извлечения в хвосты ε_x (%) имеет вид

$$\varepsilon_x = \gamma_x \vartheta / \alpha.$$

Если выходы концентрата концентрата и хвостов неизвестны, то формулы извлечений принимают вид:

$$\varepsilon_k = 100\beta(\alpha - \vartheta) / [\alpha(\beta - \vartheta)]$$

$$\varepsilon_x = 100\vartheta(\beta - \alpha) / [\alpha(\beta - \vartheta)].$$

Степень концентрации

1.4. Гранулометрический состав

Гранулометрический состав — состав материала, выраженный через содержание в нем частиц различных классов крупности в процентном отношении к целому. Крупность частиц принято характеризовать средним диаметром d_{cp} , зависящим от длины l , ширины b и высоты h частицы:

$$d_{cp} = (l + b + h) / 3, d_{cp} = \sqrt{lbh}, \quad (1)$$

Для определения гранулометрического состава полезного ископаемого проводят ситовый седиментационный и микроскопический анализ с разделением на классы крупности, ограниченные размерами максимального и минимального зерен в них.

Классом крупности называют совокупность кусков с размерами, определяемыми размерами отверстий сит, которые применяют для выделения этих кусков.

Принятое обозначение класса крупности $(-a + b)$ означает, что вес зерна в этом классе по размеру меньше, чем a , но больше, чем b .

Средняя крупность класса определяется среднеарифметическим диаметром:

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

где d_1 и d_2 — соответственно минимальный и максимальный размеры частиц класса, мм.

Средняя крупность частиц сыпучей смеси определяется среднеарифметическим диаметром

$$d_{\text{cp}} = \frac{\gamma_1 d_1 + \gamma_2 d_2 + \dots + \gamma_n d_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n} = \frac{\sum \gamma d}{\sum \gamma}, \quad (3)$$

где $\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_n$ — выход классов, %; d_1, d_2, \dots, d_n — средняя крупность соответствующих классов, мм.

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

Масса пробы для ситового анализа принимается в зависимости от крупности наибольшего куска в пробе.

Размер наибольшего куска, мм...	0,1	0,3	0,5	1	3	5	10
Минимальная масса пробы, кг...	0,025	0,05	0,1	0,2	0,3	2,25	18

Пробы рассеивают сухим или мокрым способом в зависимости от крупности материала и необходимой точности ситового анализа.

Материал крупнее 25 мм рассеивают на качающихся горизонтальных грохотах и ручных ситах, а мельче 25 мм — на лабораторных ситах.

В практике обогащения для ситового анализа применяют контрольные сита, изготовленные из проволочных или синтетических тканых сеток с квадратными отверстиями. Соотношение размеров отверстий сит в наборе (комплекте) может быть постоянным и непостоянным. Обычно набор сит для проведения отсева руды включает сита с размерами отверстий: 60; 40; 30;

20; 10; 5; 2,5; 1 мм; для отсева угля 150; 100; 50; 25; 13; 6; 3; 1; 0,5 мм. Крупные контрольные сита, с размерами ячеек в свету от 2,5 до 1 мм, соответствуют 10-му нормальному ряду чисел в машиностроении, а более мелкие – 20-му ряду.

Для проведения ситового анализа используют стандартный набор сит с модулем $\sqrt[20]{10}$ для руд, $\sqrt[10]{10}$ для углей или $\sqrt{2}$ по шкале Тейлора.

Выход классов определяют, деля их массу на массу пробы. Например, для угля класса крупности 50—100 мм выход составляет $(60,21:640,5)100 = 9,4\%$. Суммарный выход надрешетного продукта определяют последовательным суммированием выходов классов сверху.

Результаты ситового анализа записывают в таблицу, подобную табл. 2. Вычисляют суммарные выходы, представляющие собой сумму выходов всех классов крупнее (суммарный выход «по плюсу») и мельче (суммарный выход «по минусу») отверстий данного сита.

Определение гранулометрического состава часто сопровождается анализом распределения отдельных элементов в различных классах крупности, зольности, а также соотношения между свободными зёрнами и сростками в них при различной степени измельчения полезных ископаемых.

По результатам ситового анализа строят характеристики крупности исследуемого материала.

Таблица 2

Результаты ситового анализа (пример)

Классы, мм	Выход			
	кг	%	суммарный «по плюсу», %	суммарный «по минусу», %
-16+12	4,5	15	15	100
-12+8	6,0	20	35	85
-8+4	9,0	30	65	65
-4+2	4,5	15	80	35
-2+0	6,0	20	100	20
Итого	30,0	100	---	---

Характеристикой крупности называется графическое изображение гранулометрического состава сыпучего материала.

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

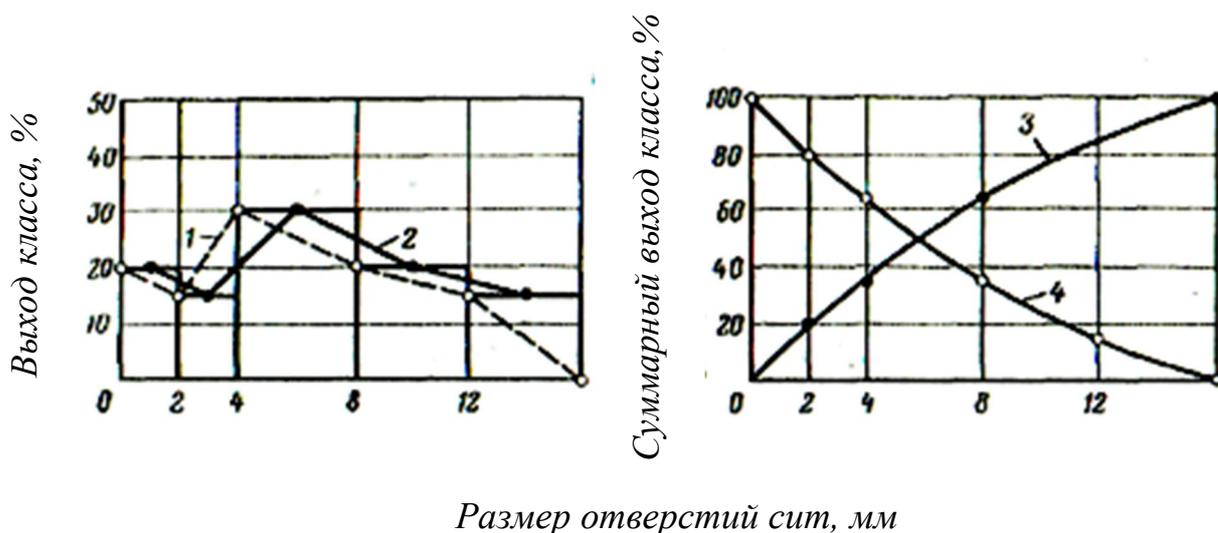


Рис. 2. Характеристика крупности: 1 – на меньшем диаметре класса, 2 – на среднем диаметре класса, 3 – «по минусу», 4 – «по плюсу»

При построении *частной характеристики* по оси абсцисс откладывают размер отверстий сит, применявшихся при ситовом анализе, а по оси ординат — выходы соответствующих классов в процентах.

По выходам отдельных классов можно также построить график, называемый в статистике столбиковой диаграммой. Последняя составляется из прямоугольников, высота которых пропорциональна выходам классов, а основанием служит интервал крупности классов. Пример построения частной характеристики крупности по выходам отдельных классов и столбиковая диаграмма (по данным табл. 2) показаны на рис. 2, а.

Суммарную характеристику крупности строят как обыкновенную кривую $y = f(d)$, т.е. по точкам, положение которых находят по абсциссам d

— диаметрам кусков и ординатам — суммарным выходам мельче или крупнее d .

Если по оси ординат отложены выходы материала крупнее данного диаметра, то характеристика построена «по плюс d », если мельче данного диаметра, то «по минус d ». Обе кривые характеристик зеркально отражают одна другую и, будучи построены на одном графике, пересекаются в точке, соответствующей выходу материала, равному 50 %. Пример построения суммарных характеристик показан на рис. 1, б. Выход какого-либо класса ($d_x + d_z$) по суммарной характеристике определяется разностью ординат, построенных на диаметрах d_1 и d_2 .

По виду кривой можно судить о преобладании крупных или мелких классов в исследуемом продукте: выпуклая кривая 1 (см.рис.2) свидетельствует о том, что в этом продукте значительно больше крупных частиц, чем в продуктах, характеризующихся вогнутыми кривыми. По кривой суммарной характеристики можно также определить теоретический выход любого класса крупности при грохочении материала по заданному размеру.

Суммарные характеристики крупности продуктов при дроблении и измельчении могут быть описаны аналитически, например, уравнением Розина—Раммлера:

$$R = 100 \exp(-bd^n), \quad (4)$$

где R — суммарный выход класса крупнее d (остаток на сите), %; d — размер отверстий сита; b и n — параметры, зависящие от свойств материала.

Данные гранулометрического состава используют при разработке технологии переработки и обогащения полезных ископаемых.

Пример:

По результатам ситового анализа угля (табл. 3) построить кривые гранулометрического состава и определить выход и зольность класса 6—10 мм.

Решение:

1. Определяем суммарные выходы и зольность классов «по плюсу» (см. табл. 3, графы 4 и 5):

$$15,0 + 27,5 = 42,5 \text{ \%};$$

$$(15,0 \cdot 29,5 + 27,5 \cdot 20,5) / 42,5 = 23,7 \text{ \%};$$

$$42,5 + 22,5 = 65,0 \text{ \%};$$

$$(42,5 \cdot 23,7 + 22,5 \cdot 16,3) / 65,0 = 21,2 \text{ \% и т.д.}$$

Таблица 3

Результаты ситового анализа угля и его зольность

Класс, мм	γ , %	A^d , %	Суммарно («по плюсу»), %	
			γ	A^d
50-100	15,0	29,5	15,0	29,5
25-50	27,5	20,5	42,5	23,7
10-25	22,5	16,3	65,0	21,2
1-10	35,0	13,0	100,0	18,3
Исходный	100,0	18,3	---	---

2. Строим кривую гранулометрического состава a . На оси ординат (рис. 2) откладываем в масштабе суммарные выходы (данные графы 4, см. табл. 3) и проводим вспомогательные линии, параллельные оси абсцисс. На этих линиях откладываем в масштабе размер отверстия сит (данные графы 1). Полученные точки соединяем кривой.

3. Строим кривую средней зольности β . На вспомогательных линиях откладываем в масштабе среднюю зольность классов (данные графы 5). Полученные точки соединяем плавной кривой β .

4. Определяем выход класса 6-10 мм. На оси абсцисс (см. рис. 2) откладываем в масштабе размер отверстий сит 6 и 10 мм и проводим вспомогательные линии, параллельные оси ординат, до пересечения с кривой. Через точки пересечения проводим линии I и II, параллельные оси абсцисс. Определяем выход класса 6—10 мм:

$$\gamma_{6-10} = \gamma_{>6} - \gamma_{>10} = 78,5 - 65,0 = 13,5\% \quad (5)$$

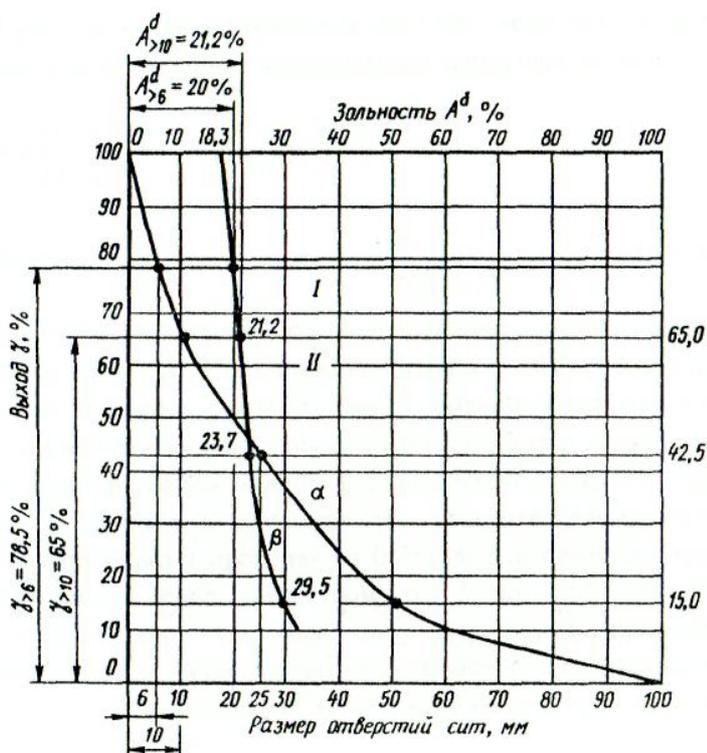


Рис. 3. Кривые гранулометрического состава к примеру.

Определяем зольность класса 6—10 мм. Графически зольность класса 6 мм будет равна расстоянию от оси ординат до точки пересечения линии I с кривой β, т.е. $A_{>6}^d = 20,0\%$; аналогично находим зольность класса более 10 мм по линии II $A_{>10}^d = 21,2\%$.

Зольность класса 6—10 мм

$$A_{6-10}^d = \frac{\gamma_{>6} A_{>6}^d - \gamma_{>10} A_{>10}^d}{\gamma_6 - \gamma_{10}} = \frac{78,5 \cdot 20,0 - 65,0 \cdot 21,2}{78,5 - 65} = 14,2\% \quad (6)$$

Вопросы по пройденной теме

1. Что характеризует гранулометрический состав руды?
2. Что называется шкалой грохочения?
3. Что означает вогнутая, выпуклая или прямолинейная кривая характеристики крупности?
4. Что такое грохочение?
5. Дайте характеристику промышленных промышленных

месторождений.

6. Что называется обогащением полезных ископаемых и какие продукты получают в результате обогащения?

Глава 2. ПРОЦЕСС ГРОХОЧЕНИЯ

2.1. Просеивающие поверхности

Грохочением называется операция разделения дробленной или исходной руды на различные классы по крупности путем просеивания материала через колосники, решета или сита с отверстиями одинакового размера. При пропускании материала через решето с определенным размером отверстий образуется два продукта: верхний с размером зерен большим, чем размеры отверстий, который сыпается с решета, и нижний с размером зерен меньшим, чем размеры отверстий, который проваливается через решето. Если грохочение производится на грохоте, оборудованном двумя или несколькими решетами с различными убывающими размерами отверстий, то при двухдековом грохоте получают три продукта, а при n деках – $n + 1$ классов по крупности. При длительном грохочении из дробленной руды можно полностью выделить зерна с размером частиц меньшим, чем размер отверстий сита. Однако в практических условиях добиться полного выделения этих зерен невозможно. В верхнем продукте всегда будет присутствовать зерна с размером частиц меньшим, чем размер отверстий сита. Поэтому для оценки работы грохота введено понятие эффективности грохочения. Эффективность грохочения представляет собой отношение массы фактически отгрохоченного продукта с размером частиц меньшим, чем размер отверстий сита к общему содержанию этого продукта в дробленной руде. Обозначим массу руды, поступающей на грохочение, как Q , т, размер отверстий сита – d , мм, содержание частиц в руде с размером меньшим, чем d – через α , %, массу верхнего продукта – q , т.

Тогда масса частиц в руде m_1 , т, с размером d составит

$$m_1 = Q\alpha / 100\%,$$

а масса нижнего продукта m_2 , т, составит

$$m_2 = Q - q.$$

Эффективность грохочения будет равна

$$D = (Q - q) / Q\alpha / 100 \cdot 100 = 10\,000(Q - q) / Q\alpha.$$

В практических условиях эффективность грохочения всегда меньше 100%. Эффективность грохочения зависит от целого ряда факторов: формы зерен, содержания в материале «трудных» зерен, влажности руды, времени грохочения. Наиболее легко поддаются грохочению зерна шарообразной и многогранной формы, в то время как плоские и игольчатые зерна очень трудно поддаются грохочению. При встряхивании грохота в слое материала происходит стратификация, в результате чего плоские зерна переходят в верхний слой и не проваливаются через сито, а уходят с верхним продуктом, в связи с чем, эффективность грохочения падает. К «трудным» зернам относится класс зерен с размером $(0,83-1,1)d$, т. е. близким к размеру отверстий сита. Эти зерна задерживаются на сите и уходят в верхний продукт, снижая эффективность грохота. В присутствии влаги эффективность грохочения также падает, так как влага распределяется по поверхности зерен и основное ее количество абсорбируется на мелких зернах. В результате влажные мелкие зерна слипаются друг с другом и прилипают к более крупным зернам, поэтому при содержании влаги в руде более 4–5% эффективность грохочения резко падает. При высокой влажности руду необходимо сушить или подвергать мокрому грохочению.

Просеивающие поверхности изготавливаются из различных материалов и имеют сквозные отверстия различной формы и размеров.

Сущность процесса грохочения заключается в том, что частицы исходного материала размерами меньше отверстий сита под действием силы тяжести и колебаний грохота проходят через эти отверстия. Частицы размерами больше отверстий сита остаются на нем и удаляются с грохота (рис. 3).

Материал, поступающий на грохочение, называется *исходным*, остающийся на сите — *надрешетным* (верхним) продуктом, проваливающийся

через отверстия сита - *подрешетным* (нижним) продуктом.

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

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

Модуль **шкалы классификации** — постоянное отношение размера отверстий предыдущих сит к размеру отверстий последующих. Например, для шкалы классификации 100; 50; 25; 12,5; 6,25 мм модуль равен 2 ($100/50 = 50/25 = 25/12,5 = 12,5 / 6,25$).

Размер наибольших зерен (кусков) подрешетного продукта такой же, как и размер отверстий сита, через которое осуществляется просеивание материала.

Соответственно обозначают: подрешетный продукт $-d$ (минус d); надрешетный продукт $+d$ (плюс d).

Классом крупности называется материал, прошедший через сито с отверстиями d_1 и оставшийся на сите с отверстиями d_2 , при чем $d_2 < d_1$. Крупность класса обозначают: $-d_1 + d_2$, или $d_1 - d_2$, или $d_2 - d_1$. Например, класс $-25 + 10$ мм, класс $25 - 10$ мм, класс $10 - 25$ мм.

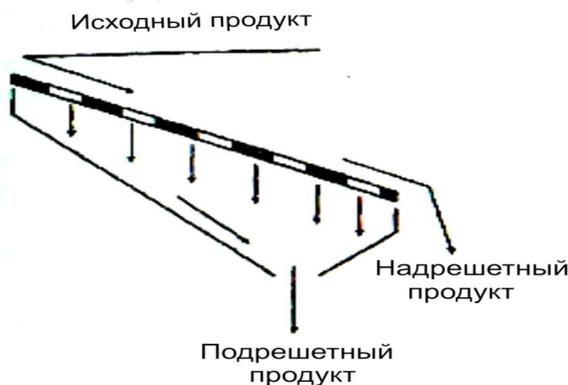


Рис. 3 Схема грохочения

Операции грохочения широко применяются на обогатительных фабриках и сортировках при производстве строительных материалов, а также в химической, абразивной и многих других отраслях промышленности.

2.2. Виды грохочения

В зависимости от назначения грохочение бывает самостоятельным, подготовительным, вспомогательным и с целью обезвоживания.

Самостоятельное грохочение — процесс разделения материала на продукты заданной крупности, являющиеся конечными товарными продуктами, предназначенными для отправки потребителям.

Подготовительное грохочение — процесс разделения материала на два или несколько классов, подвергаемых отдельной переработке на данной фабрике, например, перед отдельным обогащением классов крупности на различных аппаратах.

Вспомогательное грохочение предусматривается в схемах дробления и измельчения с целью выделения мелких классов, не подлежащих дроблению (измельчению).

Грохочение с целью обезвоживания — операция обезвоживания на грохотах продуктов обогащения или обесшламливание материала перед дальнейшим обогащением.

В некоторых случаях грохочение преследует цель обогащения полезного ископаемого и часто называется *избирательным* грохочением. В результате такого грохочения получают продукты, отличающиеся не только по крупности, но и по содержанию в них ценного компонента. При избирательном грохочении не используются различия в физических свойствах отдельных компонентов, входящих в состав ископаемого сырья, например, различие в твердости и крепости или в форме кусков ценного компонента и пустой породы. При добыче, транспортировании и дроблении такого сырья в продуктах разной крупности будет неодинаковое содержание полезного минерала.

По способу выделения машинных классов различают следующие виды грохочения:

сухое — без применения обрабатывающей среды или с применением в качестве нее специально подаваемого воздуха;

мокрое или гидрогрохочение — с применением в качестве обрабатывающей среды специально подаваемой воды;

комбинированное — последовательное сочетание сухого и мокрого грохочения.

2.3. Виды просеивающих поверхностей при грохочении

Колосниковая решетка – это поверхность, состоящая из отдельных колосников, предназначенная для грохочения крупного материала. Обладает повышенной прочностью. Расстояние между двумя колосниками более 50 мм.

Решета – поверхность, предназначенная для грохочения материала крупностью от 10 до 100 мм. Они бывают штампованные и сварные. Отверстия на них могут быть круглыми, могут располагаться в шахматном порядке или в елочку.

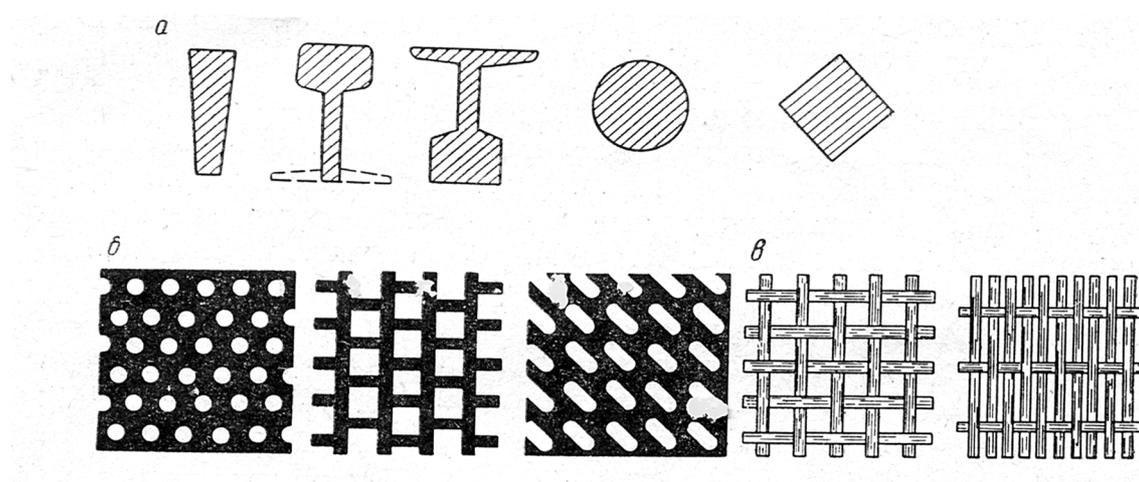


Рис. 4. Просеивающие поверхности грохотов:

а - сечение колосников; *б* - решета; *в* - проволочные сита.

Площадь, занятая отверстиями, называется **живым сечением грохота**.

Прочность грохота в значительной степени определяется величиной живого сечения. Толщина листа для решетки находится в пределах $b = (0,1-0,25) d \text{ max}$.

Срок службы от 4 до 6 месяцев. Изготавливаются они в основном из стали. В последние годы на ряде фабрик используются из литой резины с целью экономии металла.

Сита предназначены для просеивания материала от 40 мк до 100 мк (микрон тысячная доля мм). Сита бывают тканые, плетенные, струнные, шпальтевые (щелевидные). Крупные сита делаются из стали, а мелкие – из латуни и бронзы. Коэффициентом живого сечения называется отношение поверхности **отверстий ко всей поверхности грохота**.

$$k = n \cdot S_0 / S \cdot 100, \% , \quad (7)$$

Если n – число отверстий,

S_0 – площадь одного отверстия,

S – общая площадь грохота.

Срок службы зависит от размера отверстия. Чем мельче отверстия, тем меньше срок службы.

По технологическим признакам грохочение бывает:

1) **самостоятельным** – это процесс разделения на продукты заданной крупности, являющихся конечной товарной продукцией, отправляемых к потребителю. Например, используется при грохочении угля.

2) **подготовительное грохочение** – это разделение материала на два или несколько классов, подвергаемых отдельной переработки на обогатительной фабрике.

Например:



Рис. 5. Схема подготовительного грохочения.

3) **Вспомогательное грохочение** – предусматривается в схемах дробления и измельчения с целью выделения мелкого материала, не нуждающегося в этих операциях материал, крупностью мельче 30 мм, имеющийся в руде, грохочением выделяется, а крупностью больше 30 мм – идет на дробление.

Например:

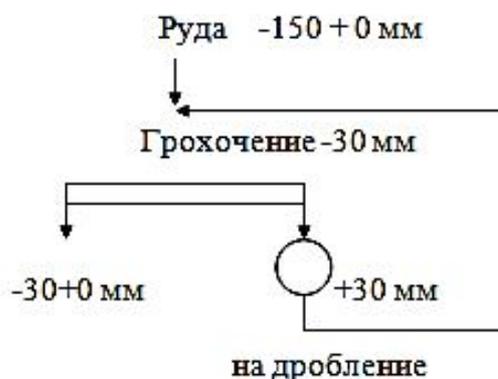


Рис. 6. Схема вспомогательного грохочения.

2.4. Теоретические основы грохочения

Просеивание зерен нижнего класса сыпучего материала сквозь сито можно рассматривать как операцию, состоящую из двух стадий: зерна нижнего класса должны пройти сквозь слой зерен верхнего класса, чтобы достигнуть поверхности сита: зерна нижнего класса должны пройти через

отверстия сита. Осуществлению обеих стадий помогает соответствующий характер движения короба грохота, приводящий слой зерен на сите в разрыхленное состояние и освобождающий сито от зерен, застрявших в его отверстиях.

При встряхивании короба в слое зерен, лежащем на сите, происходит их сегрегация (расслоение по крупности), причем наиболее крупные зерна оказываются в верхнем слое, а наиболее мелкие – на поверхности сита. Последние легко достигают поверхности сита и проходят через его отверстия.

Зерна проходят через отверстия беспрепятственно, если они не касаются проволоки, т.е. когда центр зерна при падении проектируется на заштрихованную площадь $(l-d)^2$ (рис. 7).

Можно считать, что число случаев, благоприятствующих прохождению зерна через отверстие, пропорционально заштрихованной площади $(l-d)^2$, а число всех возможных случаев падения зерна на отверстие пропорционально его площади l^2 . Вероятность прохождения зерна через отверстие определится отношением площадей:

$$p = \frac{(l-d)^2}{l^2} = \left(l - \frac{d}{l}\right)^2 \quad (8)$$

С учетом толщины проволок сита получено следующее выражение для вероятности прохождения зерна сквозь сито:

$$p = \frac{(l-d)^2}{(l+a)^2} = \frac{l^2}{(l+a)^2} \left(l - \frac{d}{l}\right)^2 \quad (9)$$

Первый член этого выражения $\frac{l^2}{(l+a)^2}$ представляет коэффициент живого сечения сита. Следовательно, вероятность прохождения зерна прямо пропорциональна живому сечению сита.

Зерна размером до $0,75l$ имеют большую вероятность их прохождения через отверстия сита и называются **легкогрохотимыми**. Небольшое

увеличение размера зерен сверх $0,75l$ предопределяет резкое снижение вероятности прохождения. Поэтому зерна крупностью в пределах от $0,75l$ до l называются **труднопроходимыми**. Зерна диаметром от l до $1,5l$ называются «затрудняющими», так как они затрудняют просеивание «трудных» зерен. Зерна крупностью более $1,5l$ существенно не влияют на перемещение «легких» и «трудных» зерен по поверхности сита (рис. 8).

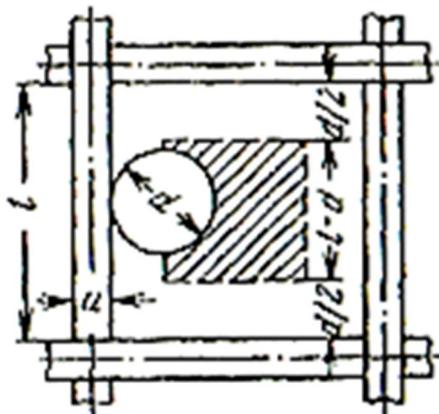
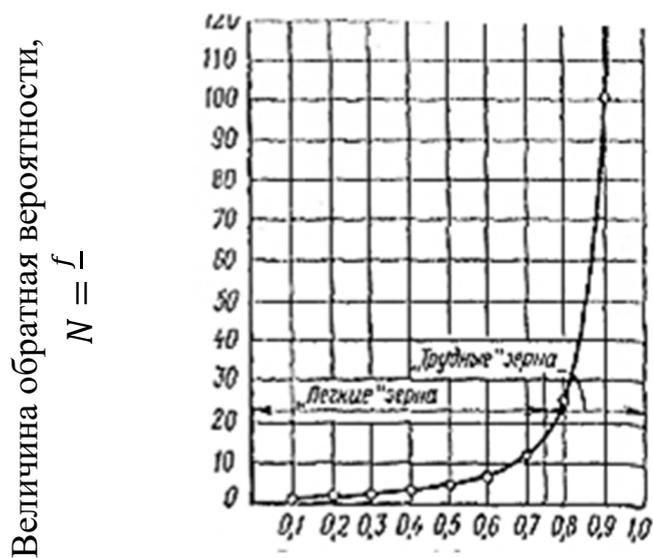


Рис. 7. Схема прохождения зерна через квадратное отверстие сита



Размер зерна в долях размера отверстия d/l

Рис. 8. Вероятность прохождения зерен через сита в зависимости от их относительного размера

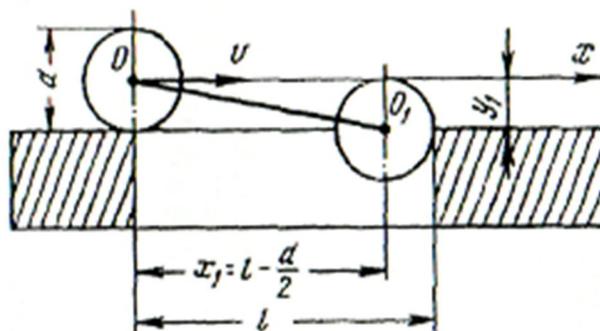


Рис. 9. Схема влияния скорости движения зерна на прохождение его через отверстия сита

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

Сферическое зерно диаметром d (рис. 9), движущееся по сити со скоростью v , пройдет через отверстие при условии, что траектория движения центра его тяжести пересечет верхнюю плоскость сита не дальше точки O_1 . Если траектория движения зерна пройдет выше, то возможность прохождения его через отверстие маловероятна.

Координаты точки O_1

$$x_1 = vt \text{ и } y_1 = \frac{gt^2}{2} \quad (10)$$

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

Из рис. 9. Следует, что

$$x_1 = l - \frac{d}{2} \text{ и } y_1 = \frac{d}{2} \quad (11)$$

Из формулы 11. видно, что

$$t_1 = \sqrt{\frac{2y_1}{g}} = \sqrt{\frac{d}{g}} \quad (12)$$

Подставив в формулу (11) значения x_1 и t_1 , получим

$$l - \frac{d}{2} = v \sqrt{\frac{d}{g}} \quad (13)$$

Скорость v , при которой обеспечивается прохождение зерна через отверстие

$$v = \left(l - \frac{d}{2}\right) \sqrt{\frac{g}{d}} \quad (14)$$

Для «трудного» зерна размером, приближающимся к размеру отверстия $d \approx l$, получено

$$v = 1,56\sqrt{d} \quad (15)$$

где d – размер зерна, м.

По формуле (15) можно вычислить скорость сферического тела $d \approx l$, при которой обеспечивается беспрепятственное прохождение его через отверстие.

Предельная скорость движения материала (скорость подачи) по формуле (15) получена без учета подбрасывания.

При режиме с подбрасыванием скорость движения зерен повышается в 2-3 раза. Оптимальную подачу устанавливают экспериментально в зависимости от производительности и необходимой эффективности грохочения.

Существенное влияние оказывают на процесс грохочения угол наклона и толщина просеивающей поверхности (рис. 3.7). Если грохочение осуществляется на наклонной под углом α плоскости толщиной h , мм, то для определения размера зерна, проходящего через отверстия, получено выражение

$$d = l \cos \alpha - h \sin \alpha, \text{ а если } \alpha = 45^\circ \text{ и } h = 0,5, \text{ то } d = 0,35.$$

Чтобы получить подрешетный продукт одинаковой крупности при $\alpha = 20^\circ$ и $\alpha = 25^\circ$, размер отверстий наклонного сита должен быть в 1,15 и 1,25 раза больше отверстий горизонтального сита. Для количественной оценки полноты отделения мелкого материала от крупного при грохочении введено понятие эффективности грохочения.

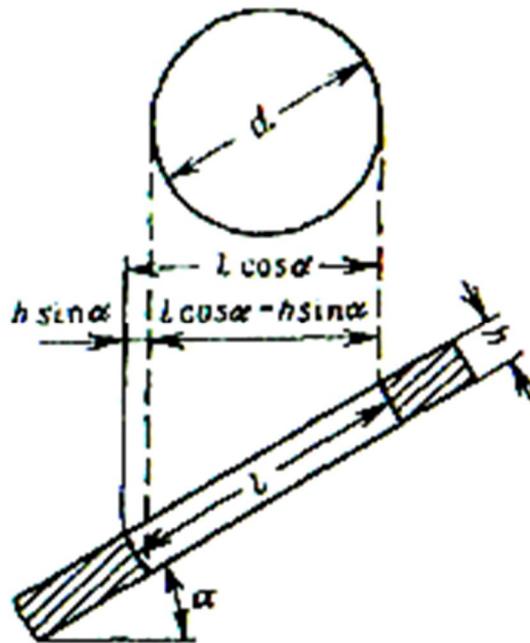


Рис. 10. Схема влияния наклона и толщины решета на размер зерна, проходящего в отверстие сита

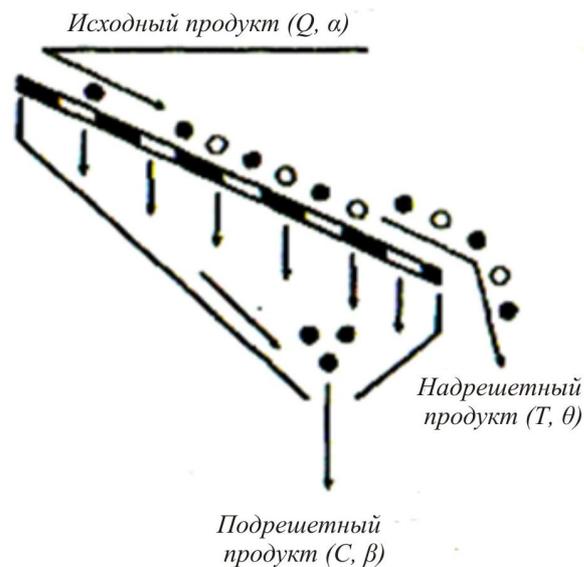


Рис. 11. Определение эффективности грохочения: Q – масса исходного материала, C – масса подрешетного продукта, T – масса надрешетного продукта, α и θ – содержание нижнего класса, соответственно, в исходном материале и надрешетном продукте

2.5. Кинетика процесса грохочения

Между эффективностью и временем грохочения существует

взаимосвязь. В начале грохочения эффективность его увеличивается быстро, а затем нарастание ее замедляется (рис. 12) объясняется это тем, что скорость процесса грохочения зависит от числа зерен, которые должны пройти сквозь отверстия сита. В первые моменты времени проходят в основном легкогрохотимые зерна и процесс грохочения протекает быстро. С течением времени число их становится все меньше и меньше. Трудногрохотимые же зерна требуют для своего просеивания значительно больше времени. Поэтому увеличение эффективности просеивания с течением времени замедляется.

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

$$dm/dt = -k_0 m \quad (16)$$

где k_0 коэффициент пропорциональности.

Знак «минус» показывает, что с течением времени m уменьшается. При интегрировании уравнения (16) получим $\ln m = -k_0 t + c$.

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

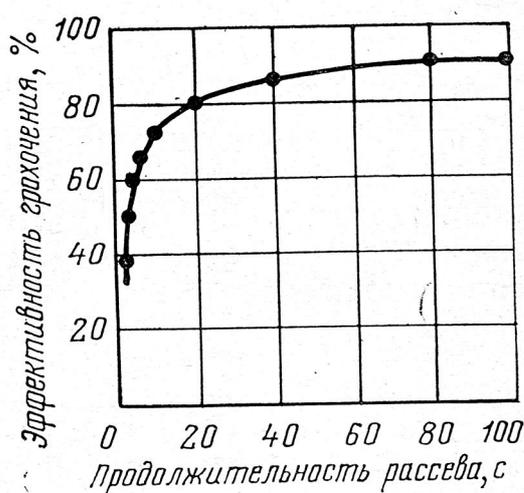


Рис.12 Зависимость эффективности грохочения от продолжительности отсева.

После преобразования последнего выражения получим:

$$m/m_0 = \exp(-k_0 t) \quad (17)$$

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

$$E = 1 - m/m_0 = 1 - \exp(-k_0 t) \quad (18)$$

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

$$E = 1 - \exp(-kt^n) \quad (19)$$

где k и n – параметры грохотимости материала.

После двойного логарифмирования уравнения (19) получим уравнение прямой

$$\lg \lg [1/(1 - E)] = n \lg t + \lg(klge) \quad (20)$$

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

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

$$t = L/v \quad (21)$$

Тогда

$$E = 1 - \exp(-kt^n) = 1 - \exp[-k(L/v)^n] \quad (22)$$

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

$$Q_1/Q_2 = t_1/t_2 \quad (23)$$

Из уравнения (19) имеем

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

Подставив значения t в уравнение (23), получим

$$Q_1/Q_2 = [\lg(1 - E_2)/\lg(1 - E_1)]^{1/n} \quad (24)$$

Вследствии неравномерности прохождения сквозь сито отдельных классов крупности нижнего класса фракционная эффективность разная; для легкогροхотимых классов - выше общей эффективности, а для труднообогатимых – нижею

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

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

$$\varepsilon_{\text{надр}}(l) = 1 - \exp[-v_c(l) \cdot M(hQ_{\text{исх}})^{-1}]$$

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

2.6. Эффективность грохочения

Эффективность грохочения – это показатель, характеризующий точность разделения материала по крупности при грохочении в реальных условиях. Эффективностью грохочения называется выраженное в процентах или в долях единицы отношение массы подрешетного продукта к массе нижнего класса в исходном материале. Нижним классом называется материал крупностью менее размера отверстий сита грохота. Количество такого материала определяют путем тщательного ситового анализа на сите с

размерами отверстий, равными размеру отверстий сита грохота. Баланс нижнего класса будет отражать следующее соотношение:

$$\frac{Q\alpha}{100} = C + \frac{T\theta}{100} \quad (25)$$

где Q — масса исходного материала; C — масса подрешетного продукта; T — масса надрешетного продукта; α — содержание нижнего класса в исходном материале, %; θ — содержание нижнего класса в надрешетном продукте, %; $\frac{Q\alpha}{100}$ — масса нижнего класса в исходном материале; $\frac{T\theta}{100}$ — масса нижнего класса в надрешетном продукте.

Эффективность грохочения, %, согласно определению может быть вычислена из соотношения

$$E = \frac{C}{\frac{Q\alpha}{100}} 100 = \frac{C}{Q\alpha} 10^4 \quad (26)$$

Отношение масс $\frac{C}{Q}$ (выход подрешетного продукта) определяют по содержанию нижнего класса в исходном материале и надрешетном продукте:

$$\frac{C}{Q} = \frac{\alpha - \theta}{100 - \theta} \quad (27)$$

Подставив отношение $\frac{C}{Q}$ в формулу (26), получим в окончательном виде формулу для определения эффективности грохочения по нижнему классу

$$E = \frac{\alpha - \theta}{\alpha(100 - \theta)} 10^4 \quad (28)$$

Для определения эффективности работы грохота необходимо отобрать пробы исходного материала и надрешетного продукта и подвергнуть их просеву на сите с отверстиями, равными отверстиям сита контролируемого грохота. По результатам просева вычисляют содержание нижнего класса в исходном материале α , надрешетном продукте θ и эффективность грохочения E [см. формулу (28)].

Например, в руде содержится класса -30 мм примерно 15%. Эту руду просеивали через сито и получили 12 % этого класса, какая-то часть ушла в крупный класс.

Эффективность грохочения – это отношение количества класса крупности в процессе к общему количеству этого класса в исходном продукте. Эффективность еще называется коэффициентом полезного действия. В нашем примере эффективность грохочения равна

$$12/15 \cdot 100\% = 80\%$$

Пример:

Дано: содержание нижнего класса в надрешетном продукте — 10 %, выход подрешетного продукта — 40 %. Определить эффективность грохочения.

Выход надрешетного продукта составит $100 - 40 = 60$ %. На 60 массовых единиц надрешетного продукта приходится $\frac{60 \cdot 10}{100} = 6$ ед. единиц нижнего класса.

Общее количество нижнего класса в надрешетном и подрешетном продуктах, т.е. в материале, поступающем на грохот, составит $6 + 40 = 46$ массовых единиц. Эффективность грохочения

$$E = \frac{40}{46} 100 = 87\%$$

В начальный период грохочения эффективность его увеличивается быстро, а затем замедляется. Это объясняется тем, что скорость грохочения зависит от количества зерен, которые должны пройти сквозь отверстия сита. В первые моменты проходят в основном легкогрохотимые зерна, и процесс грохочения протекает быстро. Затем с течением времени количество их становится все меньше и меньше.

Трудные зерна – это частицы руды или продукта, размер которых приближается к размеру отверстия грохота.

Они сами не проходят через отверстия сита и в то же время мешают прохождению других зерен. Чем больше в материале трудных зерен, тем больше времени требуется для достижения заданной эффективности грохочения.

Как определяется размер зерна?

Размер зерна можно определить:

как среднеарифметическое из двух величин: $d = (b+l)/2$;

как среднеарифметическое из трех величин: $d = (b+l+h)/3$;

как среднегеометрическое из двух величин: $d = \sqrt{l \cdot b}$;

и как среднегеометрическое из трех величин: $d = \sqrt[3]{l \cdot b \cdot h}$.

Основные факторы, влияющие на эффективность грохочения

Эффективность грохочения зависит:

1) от формы зерен. Наиболее благоприятными являются округлой формы;

2) от влажности зерен. Сухие, сыпучие материалы (2-4 % влажности) просеиваются хорошо, т.е. быстро достигается высокая эффективность грохочения. С увеличением влажности процесс грохочения затрудняется: происходит забивка отверстий сит влажной мелочью, мелкие зерна налипают на крупные и не выделяются в нижний продукт, материал комкуется;

3) от скорости движения материала в грохоте. При большой скорости движения материала по рабочей поверхности грохота зерна могут перелетать через отверстия и не будут просеиваться. Грохот в этом случае превращается в конвейер, на промышленных грохотах поступающий материал перемещается по ситам с постоянной скоростью (0,5-0,75 м/с);

4) от конструктивных особенностей грохотов, например, если грохот неподвижный эффективность будет одна, если встряхивается – другая;

5) ситового состава исходного продукта, если в руде мало мелочи, эффекта мало, если много мелочи, эффекта много.

Трудногрохотимые же зерна требуют для своего просеивания значительно больше времени. Поэтому и эффективность просеивания с течением времени замедляется.

С увеличением производительности грохота Q , при прочих равных условиях, эффективность грохочения E понижается.

2.7. Классификация и конструкция грохотов

Ключевые слова: неподвижные, плоские, криволинейные, валковые, барабанные, плоские качающиеся, гирационные, инерционные с круговыми движениями, вибрационные с прямолинейными возвратно-поступательными движениями грохоты.

Условные обозначения грохотов

Грохот - машина для разделения исходного материала на два и более класса по крупности, для отмывки и обезвоживания на просеивающей поверхности.

Известно большое число различных конструкций грохотов, предназначенных для разделения полезных ископаемых на классы крупности. Однако принцип действия у всех один и тот же — разделение по крупности происходит путем отсева мелочи из поступающего на грохочение материала при его перемещении в разрыхленном состоянии вдоль просеивающей поверхности. Различие отдельных типов грохотов заключается в способе разрыхления материала на просеивающей поверхности грохота. По конструкции грохоты подразделяются: на *неподвижные, плоские и криволинейные, валковые, барабанные, плоские качающиеся, гирационные и инерционные с круговыми движениями, вибрационные с прямолинейными возвратно-поступательными движениями (резонансные).*

В качестве рабочих просеивающих поверхностей применяются колосниковые решетки, штампованные литые или сварные решета, проволочные и резиновые сита (рис. 13).

Колосниковые решета состоят из ряда параллельно расположенных колосников различного сечения. Размер отверстий колосниковых решет определяется шириной щели между колосниками. Ширина щели 40—50 мм. Колосниковые решетки применяются для предварительного грохочения (обычно перед дробилками крупного дробления).

Решета (штампованные, сверленные и литые) применяют для грохочения по крупности от 10 до 100 мм. Решета изготавливают из углеродистой, а

также нержавеющей стали с круглыми, квадратными и прямоугольными отверстиями размером 5—150 мм.

Для обеспечения прочности толщину листа b берут в зависимости от размера просеивающих отверстий. Для отверстий диаметром d более 20 мм и $b = (0,1 \div 0,25)d$, диаметром менее 20 мм $b = (0,25 - 0,6)d$. Срок службы штампованных решет 4—6 мес. Для повышения долговечности выпускают решета из литой резины. Их срок службы увеличивается в 10—20 раз по сравнению с металлическими.

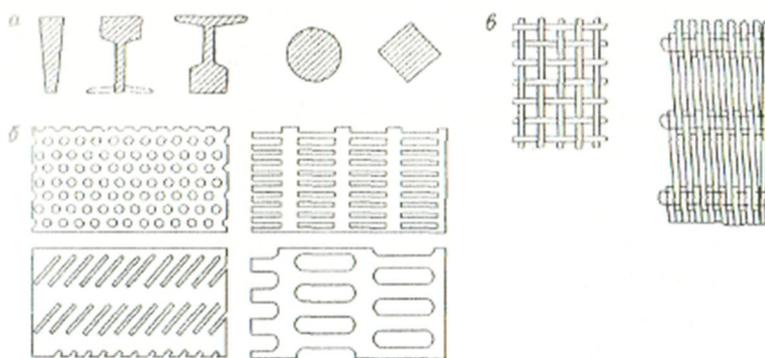


Рис. 13. Просеивающие поверхности грохота:
 а – поперечное сечение колосников; б – листовые решета; в – проволочные сита

Живое сечение просеивающей поверхности (коэффициент живого сечения) L_0 представляет собой отношение площади, занятой отверстиями, ко всей площади, выраженное в процентах.

Для проволочных сеток с квадратными отверстиями

$$L_0 = 100a^2 / (a + b)^2 , \quad (29)$$

где a — размер стороны квадратного отверстия, мм; b — толщина (диаметр) проволоки, мм.

Для решет из перфорированных листов с квадратными отверстиями

$$L_0 = 100na^2 , \quad (30)$$

где n — количество отверстий на 1 м² решета; a — сторона ячейки, м.

Для решет с круглыми отверстиями

$$L_0 = \frac{100\pi d^2}{4} \quad (31)$$

где d — диаметр отверстия, м.

Для колосниковых решеток и листовых решет коэффициент живого сечения не превышает 40—50 %, для проволочных сит он доходит до 70 %. Для самых мелких (контрольных) сеток, проволоку для которых изготавливают из сплавов цветных металлов (латунь, бронза), коэффициент живого сечения изменяется от 32,5 % для сетки 0,04 мм до 70 % для сетки 2,5 мм.

С уменьшением живого сечения, но при одних и тех же размерах ячеек производительность грохота уменьшается, однако срок службы сеток увеличивается, так как для более плотных сеток применяется проволока большего диаметра.

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

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

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

Сита бывают тканые, плетеные, струнные и шпальтовые. Тканые и плетеные сита изготавливают преимущественно с квадратными и прямоугольными отверстиями размером от 100 до 0,04 мм из стальной, латунной, бронзовой, медной или никелевой проволоки. В последнее время изготавливают резиновые, капроновые и капросталевые сита.

Шпальтовые сита представляют собой щелевидные сита, набираемые из проволоки круглого, чаще из стержней трапецевидного сечения. Предназначены шпальтовые сита для выделения мелких классов. Ширина щелевидных отверстий к свету может быть от 0,25 до 16 мм. Щелевидные сита изготавливают из нержавеющей стали, срок службы их 2—3 мес.

Сборные сетки из стальной проволоки изготавливают частично рифленые (ЧР), рифленые (Р) и сложно рифленые (СР) рис. 14. В частично рифленых сетках проволоки утка имеют изгиб рифления в местах переплетения, а проволоки основы не имеют, в рифленых – изгиб имеют проволоки основы и утка, а в сложно рифленых – имеются дополнительные изгибы рифления. Технические параметры этих сеток приведены в табл. 4.

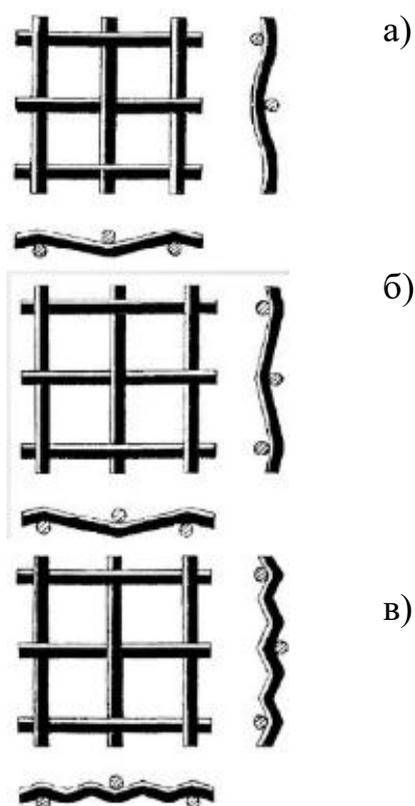


Рис. 14. Сборные сетки: а – частично рифленые; б – рифленые; в – сложно рифленые

Таблица 4

Параметры сеток из рифленой проволоки

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

Щелевидные сита изготавливают легкого и тяжелого типа с размерами отверстий 0,10; 0,16; 0,25; 0,40; 0,60; 1,0; 1,6; 2,5; 4,0; 10,0; 16,0 мм. Щелевидные сита применяются для обезвоживания и мелкого грохочения. Живое сечение щелевидного сита в зависимости от размера отверстий может изменяться от 4 до 74%. Срок службы щелевидных сит из нержавеющей стали – от 2 до 3 мес.

Для грохочения угля, антрацита, кокса, руды и других материалов применяются сетки «Эластик» рис. 15.

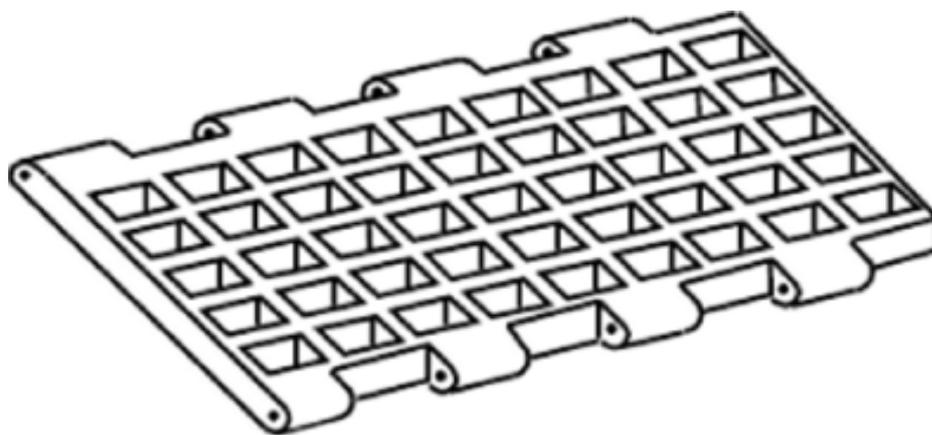


Рис. 15. Сетка «Эластик»

Они изготавливаются из полиуретана СКУ-7 и резины марки 8ЛТУ. Размер отверстий сеток 25x25 и 30x30 мм, соответственно живое сечение 55 и 58 %. Срок службы 1 – 2 г.

Решета применяются для грохочения материала крупностью 10-100 мм. Их изготавливают из стальных листов методом штамповки. Отверстия в листе круглой, а иногда и прямоугольной формы размещают в шахматном порядке рис. 13. При таком размещении сита несколько больше, чем при параллельном расположении отверстий. В грохотах для обезвоживания отверстия щелевидные. Толщина листа решета зависит от размера отверстия и изменяется от $0,08l$ до $0,05l$ (l – диаметр отверстия, мм).

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

Листовые сита (решета) с квадратными и круглыми отверстиями унифицированы. Размеры квадратных отверстий листовых сит: 5; 6; 10; 13; 14; 16; 20; 25; 32; 35; 37; 40; 42; 50; 60; 65; 70; 75; 80; 100; 150 мм. Диаметр круглых отверстий: 7; 12; 15; 18; 20; 24; 26; 30; 32; 47; 50; 60; 75; 82; 90; 95 мм. Толщина листа для сит с размерами отверстий до 10 мм составляет 4 – 6 мм, а с размерами 30 – 60 мм – 8 – 10 мм. Срок службы штампованных решет 4 – 6 мес. Их достоинство - высокая износостойкость, а недостаток – малое живое сечение (до 40%). Иногда решета изготавливают сборными из

согнутых стальных полос, вставленных в рамку. В последнее время применение так называемые самонесущие решета, в которых просеивающая поверхность объединена в сварной узел с ребрами жесткости и опорными элементами. Ребра повышают износостойкость решета, их применяют в качестве верхних ситсовременных грохотов.

Колосниковые решета изготавливают из колосников различного профиля (рис. 13, а), расположенных параллельно и скрепленных между собой. Лучшим профилем колосников считается такой, который предохраняет отверстия от застревания в них зерен материала. Этому условию хорошо удовлетворяют колосники трапециидального сечения. При крупных отверстиях иногда в качестве колосников применяют стержни.

Классификация грохотов

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

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

Применяемые в практике грохочения полезных ископаемых грохоты могут быть подразделены на следующие группы: неподвижные колосниковые; валковые; барабанные вращающиеся; плоские качающиеся;

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

В настоящее время все грохоты делятся на: грохоты легкого, среднего и тяжелого типа, предназначенные для грохочения материалов с насыпной плотностью соответственно: 1; 1,6; 2,7 т/м³.

Условно различные типы грохотов обозначаются буквами и цифрами: Г- грохот; И- инерционный; С- самобалансный; Р- резонансный; Л- легкого типа; С- среднего типа; Т- тяжелого типа; первая цифра за буквами указывает ширину грохота(1- 750 мм; 2- 1000мм; 3- 1250мм; 4-1500мм; 5- 1750мм; 6- 2000мм; 7- 2500мм; 8- 3000мм), второе - число сит. Например, ГИТ-71-грохот инерционный, тяжелого типа шириной 2500мм, односитный. У инерционных грохотов после двузначного числа типоразмера иногда стоят буквы, указывающие на специализированное применение данного грохота; СБ, Б- для сырых окатышей; А- охлажденного агломерата; С- горячего агломерата. Пример, ГИТ-51А – грохот инерционный тяжелого типа шириной 1750мм односитный для охлажденного агломерата, ГИЛ-43 – грохот инерционный легкого типа с шириной короба 1500 мм, трехситный.

Грохоты выпускаются с укрытием (для сухого способа грохочения) и без укрытия (для мокрого способа грохочения).

Колосниковые грохоты. На обогатительных фабриках применяются как неподвижные, так и подвижные колосниковые грохоты.

Неподвижный колосниковый грохот представляет собой решетку, собранную из колосников, стянутых болтами. На болтах между колосниками установлены распорные прокладки, определяющие ширину щели. Ширина щели обычно не менее 50 мм. Грохот устанавливают наклонно под углом 40—50° к горизонту.

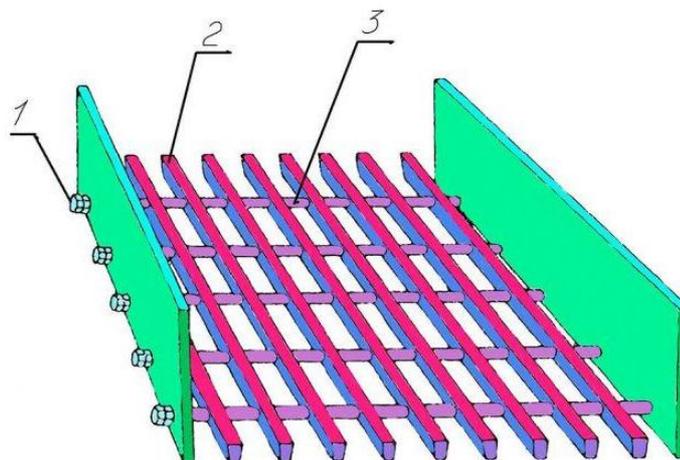


Рис.16. Неподвижный грохот колосниковый: 1 – стяжной болт; 2 – колосник; 3 – распорная труба.

Руда по колосниковой решетке перемещается под действием силы тяжести. Мелкие куски проваливаются через щели, а надрешетный продукт сходит с нижнего конца.

Валковые грохоты. Состоят из нескольких параллельных валков, установленных на наклонной раме и вращаемых в направлении движения материала (рис.17). На валки насажены или отлиты заодно с ними диски либо «сферические» треугольники. Валки с дисками образуют просеивающую поверхность с отверстиями, форма и размеры которых определяются расстояниями между валками и формой дисков.

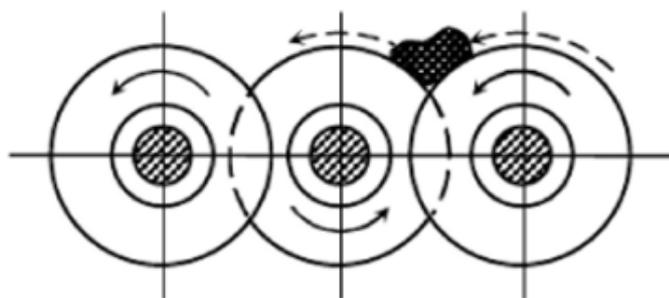
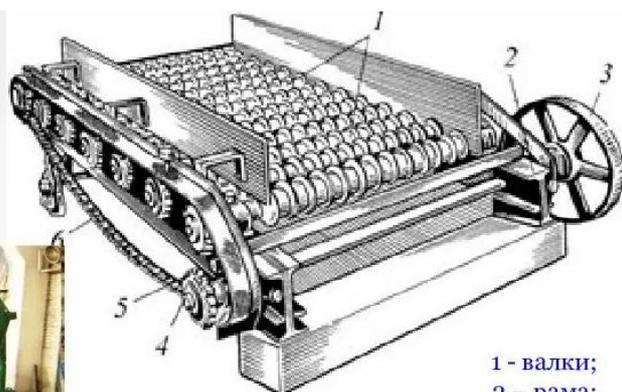


Рис. 17. Схема движения материала на валковом грохоте

Число валков для разных конструкций грохотов составляет от 5 до 13, а для грохочения мелкого материала - еще больше. Размеры отверстий валковых грохотов -от 5 до 175 мм. Рама грохота устанавливается под углом 12-15° (рис. 18).

Валковый грохот

Уголь, кокс, нерудные полезные ископаемые.
Неприменимы для глинистого сырья



- 1 - валки;
- 2 - рама;
- 3 - привод;
- 4 - главный вал;
- 5 - звездочка;
- 6 - цепная передача



Грохоты для грохочения кокса

Крытый валковый грохот для грохочения извести

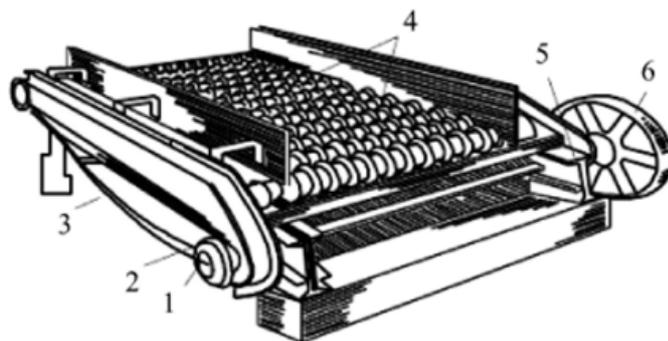


Рис. 18. Грохот валковый

- 1 - главный вал; 2 - звездочка; 3 - цепная передача;
- 4 - валки; 5 - рама; 6 - привод

Скорость вращения валков на радиусе диска одинакова и составляет 0,8-1,45 м/с. Эксцентricность дисков и их разное положение на валу способствуют разрыхлению материала и его продвижению по грохоту.

Производительность валковых грохотов по исходному материалу принимают около 1 м³/ч на 1 м² площади и 1 мм ширины отверстия. Так, при размере отверстия 75 мм производительность составит 75 м³/(м²·ч).

Эти грохоты применяют для предварительного грохочения углей и антрацитов с целью выделения продукта мельче 50 мм. На новых

углеобогатительных фабриках валковые грохоты не устанавливаются, их заменяют цилиндрическими грохотами.

Валковые грохоты с отверстиями 5-6 мм применяют на буроугольных брикетных фабриках. Для глинистых руд валковые грохоты непригодны, поскольку их валки быстро облипают глинистым материалом и отверстия забиваются.

Недостатки валковых грохотов: большая масса; сложность конструкции; большой расход электроэнергии; сложность технического обслуживания.

Грохоты барабанные. Наиболее распространенным оборудованием для проведения процесса грохочения и сепарации являются барабанные грохоты. Они весьма часто применяются для промывания и сортировки глины, песчаных пород, гравия и щебня. Также барабанные грохоты широко применяются при процессах обогащения асбеста, графита и прочих рудных материалов.

Принцип действия барабанного грохота заключается в просеивании мелких фракций сырья через стенки барабана, вращающегося за счет приводных роликовых опор на которых он и установлен. Монтируется корпус барабана под небольшим углом, находящимся в диапазоне 3...8, в зависимости от требуемой производительности и гранулометрического состава, необходимого на выходе.

Боковая поверхность представляет собой просеивающую поверхность (листы с перфорацией или сетку). Поддаваемый грохочению материал засыпается в рабочую полость барабана, в верхнюю его часть, и за счет вращательного движения барабанного механизма, силы тяжести и его наклона, вещество постепенно перемещается вдоль оси. Мелкодисперсный материал просыпается сквозь отверстия, а более крупный, не подходящий по гранулометрическому составу, изымается в нижней части барабанного грохота. Барабанные машины также широко используются для грохочения материалов на множество классов. Сита на таком барабанном механизме

собираются по длине с использованием нескольких перфорированных секций, которые увеличиваются по ходу движения к разгрузочной области. Также возможно применение установки, так называемого, локального удаления нежелательной фракции, когда барабанный сепаратор комплектуется двумя рабочими поверхностями: первая – отверстия большей геометрии (зона предварительного грохочения), вторая – с применением отверстий меньшего размера (зона окончательного грохочения). Таким образом, весь тот материал, прошедший две фазы просеивания, используется для дальнейших технологических процессов и считается годных в производстве (в зависимости от требуемой крупности), а тот, который не прошел хотя бы одну стадию отбора, отправляется на повторное дробление или в иные линии технологических потоков.

Функционально грохоты комплектуются двумя секциями: загрузочным отделением с отражающими и перемешивающими перегородками и рабочую область, несущая непосредственную ответственность за гранулометрический состав вещества на выходе. Грохот устанавливается при соблюдении наклона в сторону разгрузочного отверстия. Бандажи корпуса грохотов приводятся в движение за счет приводных роликов. Вращательное движение барабану сообщается посредством электрического двигателя через открытую зубчатую передачу. Важно также помнить, что конструктивно приводными делаются ролики возле приемного отделения, так как именно в той области материала скапливается наименьшее количество, поэтому процесс вращения двигателя происходит легче. Это практически исключает любые механические перегрузки. Опорные ролики выполняют поддерживающую и вспомогательную функции, они устанавливаются с противоположной части барабанного сепаратора, несут на себе основную физическую нагрузку, поэтому изготавливаются из специальных высокопрочных, жаропрочных и высоколегированных марок сталей.

В момент вращения рабочей зоны барабана просеиваемый материал, поступающий при помощи конвейера сквозь течку в загрузочное (приемное)

отверстие сепаратора, выполняет линейное перемещение внутри барабанного механизма от загрузочной его части к разгрузочной через фильтрующую зону с перфорацией. Надрешетный продукт, который не прошел процесс грохочения до конца отправляется в специальные бункеры, подрешетный продукт из бункера сбрасывается прямиком на конвейерную ленту, где дополнительно проходит равномерную сортировку и организывает накопительный процесс в сберегательных отделениях.

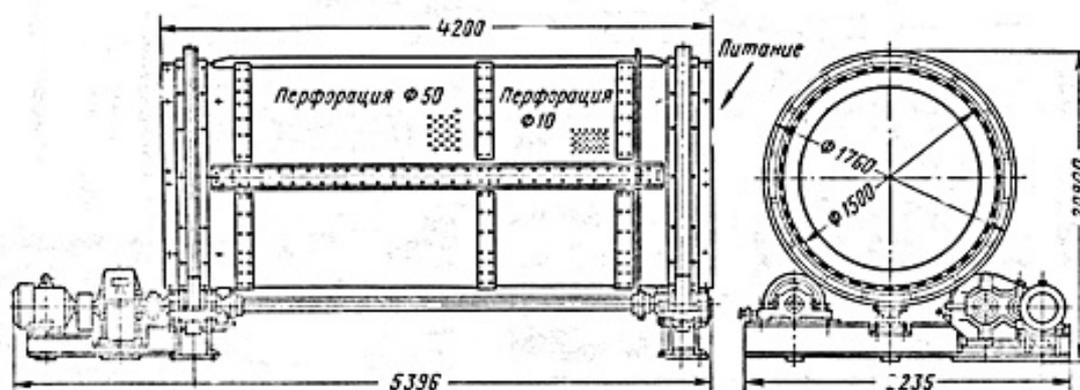


Рис. 19. Строение барабанного грохота

В силу своих конструктивных особенностей и технических инноваций за последние годы, барабанные грохоты, как и многое механическое оборудование, претерпело достаточное количество изменений своих составляющих, хотя принцип их работы остался неизменным. Классификация этого вида агрегатов в основном делится относительно конечного продукта.

Классификация барабанных грохотов по просеивающим отверстиям:

- с цилиндрическими отверстиями; грохоты с таким видом просеивающих отверстий являются наиболее распространенными, так как именно за счет них представляется возможным добиться самого высокого качества сепарации загружаемого в приемное отверстие вещества.
- с кубическими отверстиями; такой вид просеивающей фракции встречается довольно редко, однако успешно применяется для веществ с повышенной влажностью.
- со щелевыми отверстиями.

Также нашли свое распространение в технологических линиях, где грохочению подвергаются материалы с повышенной влажностью. Этот вид применяется там, где поле погрешности относительно гранулометрического состава довольно обширное. Такие машины отличаются прекрасной унификацией запасных частей и деталей, а также простотой проведения текущих ремонтов и технического обслуживания.



Рис. 20. Цилиндрический барабанный грохот

Недостатками барабанных грохотов являются:

- громоздкость конструкции;
- небольшая величина удельной производительности;
- малая эффективность.

Преимуществами оборудования барабанного грохочения являются:

- простота их механической конструкции и проведения обслуживания;
- равномерная работа системы;
- наличие возможности для неотложного технического обслуживания и чистки рабочей поверхности.

Самобалансные грохоты. Грохот с самобалансным вибро-возбудителем (рис.21) имеет горизонтально расположенный короб 1,

который с помощью амортизаторов 4 установлен на опоры 5. На коробе укреплен вибровозбудитель 2 таким образом, что направление действия силы инерции вибровозбудителя составляет примерно 50° к плоскости сита 3.

Самобалансный вибровозбудитель состоит из двух одинаковых дебалансов, вращающихся на параллельных валах с одинаковой скоростью в противоположные стороны.

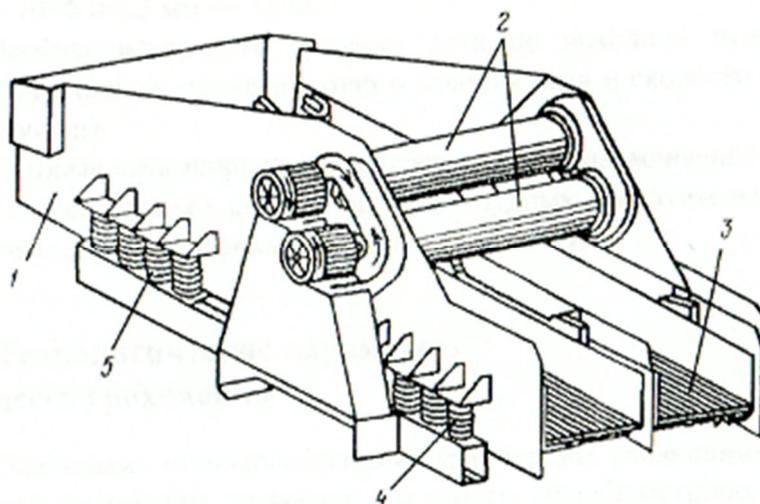


Рис.21. Грохот самобалансный (самосинхронизирующийся)

Вибровозбудители расположены таким образом, что при вращении валов результирующая центробежных сил дебалансов направлена по оси, проходящей через центр тяжести короба. Изменяясь по синусоидальному закону, эта сила действует на короб и вызывает его колебания. Поскольку жесткость опорных пружин сравнительно мала, все точки короба колеблются в вертикальных плоскостях по прямолинейным траекториям под углом к просеивающей поверхности. При этом материал подбрасывается, движется вперед и пробивается через отверстия сита.

Самобалансные грохоты применяют для грохочения руд, обезвоживания углей, горючих сланцев, операций мокрой классификации, отделения суспензии от продуктов разделения в тяжелых средах.

Самобалансные грохоты имеют малые габариты по высоте, сравнительно небольшую металлоемкость (600—900 кг на 1 м² рабочей

поверхности), они просты и надежны в эксплуатации, отличаются эффективным режимом грохочения.

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

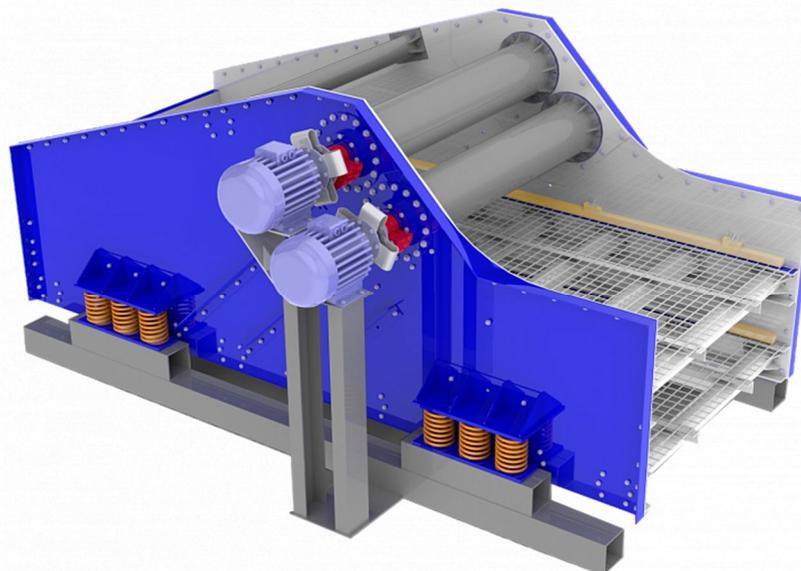


Рис. 22. Грохот самобалансный ГСТ-62

Криволинейные и плоские грохоты. Дуговые сита применяются для мокрого грохочения и обезвоживания при размерах отверстий сит 0,3—3 мм. Принцип действия дугового сита ясен из рис. 23. Рабочее сито представляет собой часть цилиндрической поверхности радиусом 500—1200 мм с центральным углом 90—270°. Сито щелевое набирают из проволок нержавеющей стали трапециевидного сечения. У классификационных дуговых сит щели между проволоками расположены поперек потока пульпы, а у обезвоживающих сит — вдоль потока. Пульпа подается на сито в верхнем конце тангенциально и подвергается воздействию центробежной силы инерции и силы тяжести. В результате давления, вызванного этими силами, часть потока проходит через отверстия сита, унося с собой мелкие зерна материала.

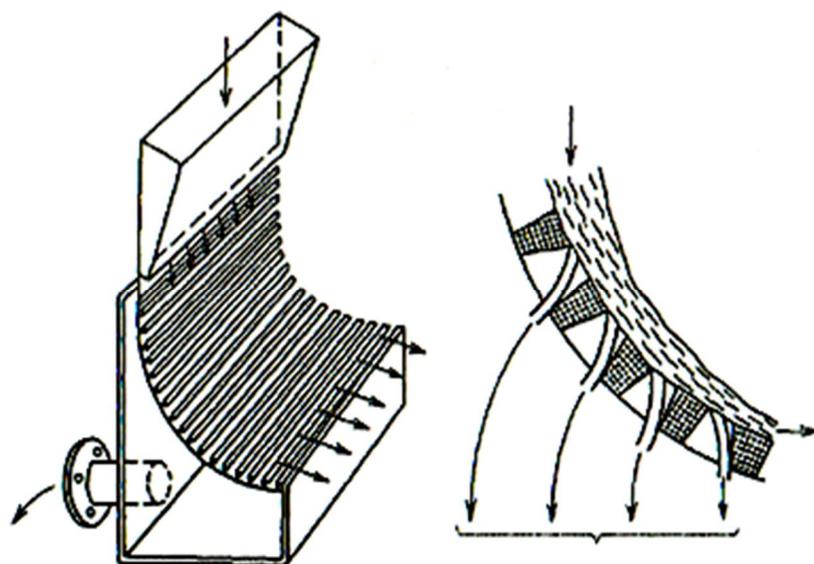


Рис.23. Принцип действия дугового сита

На дуговые сита можно подавать пульпу с разным содержанием твердого (от 7 до 70 % твердого по массе). Эффективность грохочения зависит от характеристики крупности исходного, размера щели сита, разжижения пульпы и др. Для сита с размером щели 1 мм эффективность составляет около 90 %; 0,7—0,3 мм — 70 % и 0,3 мм — 33 %.

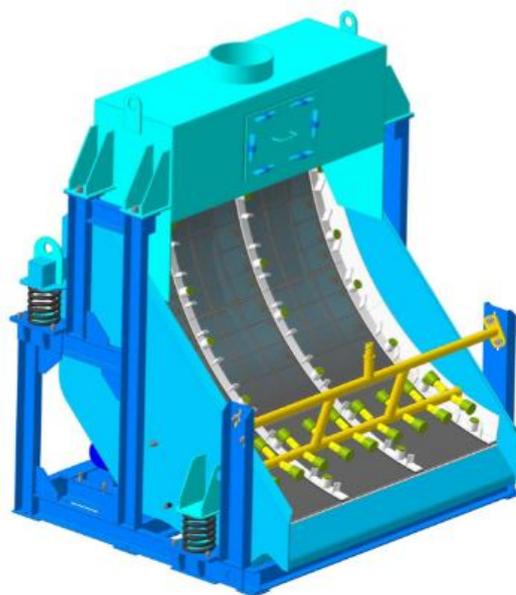


Рис. 24. Грохот дуговой.

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

Дуговые сита широко применяют для обесшламливания угля и классификации шлама, также на рудных обогатительных фабриках для классификации в цикле измельчения.

2.9. Технологические параметры процесса грохочения

Основными технологическими параметрами, влияющими на процесс грохочения, являются влажность, гранулометрический состав исходного материала, наличие комкующих примесей, способ грохочения (мокрый или сухой), равномерность подачи исходного материала на грохот, состояние просеивающей поверхности. Влияние физических свойств исходного материала на результаты грохочения учитывают с помощью соответствующих опытных коэффициентов при расчете производительности грохотов.

Гранулометрический состав. Если крупность нижнего подрешетного продукта намного меньше размера отверстий сит, то грохочение происходит эффективно. Однако, если содержание зерен какого-либо определенного размера, близкого к размеру отверстий сита, становится значительным, они не дают мелкому материалу опуститься вниз к поверхности сита. В этом случае применяют сита с размером отверстий на 20—30 % больше, чем требуемая крупность подрешетного продукта.

Эффективность грохочения максимальна при содержании подрешетного продукта в исходном от 60 до 80 %, а затем снижается. При содержании подрешетного продукта в исходном угле до 40 % эффективность грохочения не превышает 60—70 %, а при содержании выше 75 % равна 90—95 %.

Форма зерен. Материал, состоящий из зерен пластинчатой и продолговатой формы, менее благоприятен для грохочения, чем материал из зерен округлой и кубообразной формы.

Живое сечение. С увеличением живого сечения сита возрастает его просеивающая способность. Однако при этом снижается прочность сита.

Влажность исходного питания. Повышенная влажность материала приводит к слипанию мелких частиц между собой, налипанию их на мелкие куски и замазыванию отверстий сита. С увеличением влажности каменных углей и антрацитов до 6 % КПД грохота уменьшается незначительно. Резкое снижение КПД и удельной производительности происходит при содержании влаги более 7 %. При влажности более 12 % и мокром грохочении КПД возрастает до 95 %.

Длина сита. Для получения отсева с эффективностью до 95 % оптимальная длина сита находится в пределах 5,5 – 6,5 м.

Форма отверстий просеивающей поверхности. Круглые отверстия по сравнению с другими формами того же номинального размера дают подрешетный продукт более мелкий. Сита и решета с прямоугольными отверстиями по сравнению с рабочими поверхностями, имеющими квадратные и круглые отверстия, обладают существенными преимуществами — у них больше коэффициент живого сечения, их масса и стоимость меньше, они имеют большую производительность, менее подвержены забиванию при влажном исходном материале. Возможность применения сит с прямоугольными отверстиями ограничивается тем, что на них нельзя получить точные по размеру зерен классы (сорта) материала.

Скорость движения материала по ситам грохота определяет его производительность как транспортирующего аппарата. Высокие скорости должны неблагоприятно отразиться на эффективности процесса грохочения. Вследствие сложности явлений, происходящих на сите грохота, оптимальную скорость движения материала по ситам устанавливают опытным путем при регулировке грохота. Во многих случаях скорость движения материала регулируется изменением угла наклона короба грохота.

Амплитуда и частота колебаний короба вибрационных грохотов. Амплитуда (радиус круговых колебаний) и частота колебаний влияют на

производительность и эффективность грохочения. При увеличении амплитуды и частоты колебаний возрастают производительность и эффективность грохочения. При грохочении крупного материала назначают большие амплитуды и меньшие частоты, а при грохочении мелкого материала — меньшие амплитуды и большие частоты.

Последовательность выделения классов при грохочении

При грохочении сыпучего материала с выделением более двух классов крупности последовательность выделения их определяется расположением сит.

Различают следующие схемы выделения классов: от крупного класса к мелкому; от мелкого класса к крупному; смешанную или комбинированную.

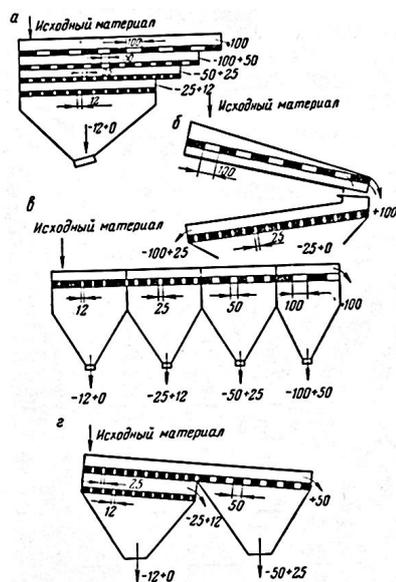


Рис. 25. Схема выделения классов при грохочении:

а, б – от крупного к мелкому; в – от мелкого к крупному; г – комбинированный.

При грохочении от крупного класса к мелкому сита располагают одно под другим (рис. 25). Верхнее сито имеет наибольшие отверстия, а к низу размеры отверстий сит уменьшаются. Такая последовательность выделения классов имеет следующие преимущества:

- меньший износ сит, так как вся масса материала и наибольшие куски поступают на рабочую поверхность с крупными отверстиями, которая обычно собирается из стальных решет и защищает поверхности с мелкими отверстиями из проволочных сеток; более высокую эффективность грохочения мелких классов, так как на сита с мелкими отверстиями поступает меньшее количество материала;
- меньшее крошение крупных кусков при грохочении, так как они быстрее выводятся из процесса (особенно имеет большое значение для углей);
- компактность установки грохочения по занимаемой площади вследствие многоярусного расположения сит.

К недостаткам относятся - неудобства контроля состояния нижних сит, их ремонта и замены, а также разгрузки полученных классов. При расположении сит так, как показано на рис. 25, б, последний недостаток устраняется.

Схема грохочения от мелкого к крупному обеспечивает хорошее наблюдение за всеми ситами, удобную замену их, большой фронт разгрузки продуктов грохочения. К числу недостатков этой схемы относятся:

- пониженная эффективность грохочения мелких классов, так как крупные куски материала частично перекрывают наиболее мелкие отверстия сит;
- быстрый износ сит с мелкими отверстиями, так как они расположены в начале грохота, куда поступает вся масса исходного материала;
- повышенное измельчение крупных классов.

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

Преимущественное распространение получили схемы грохочения, представленные на рис. 25. а, б, г.

Выбор и расчет параметров грохотов

Наиболее широкое применение на обогатительных фабриках получили колосниковые, инерционные, гирационные и самобалансные грохоты. Барабанные вращающиеся грохоты применяются чаще всего как промывочные аппараты, а также для выделения скрапа из мельниц.

Дуговые сита применяются для мокрого грохочения и обезвоживания при размерах отверстий сит 0,3—3 мм.

Типы грохотов и область их применения представлены в табл. 4.

На процесс грохочения решающее влияние оказывают физические свойства рассеиваемого материала. Каждому материалу присуща своя грохотимость. Поэтому производительность грохота можно надежно установить только на основании предварительных опытов грохочения данного материала в аналогичных условиях.

Производительность грохота по массе исходного материала определяется по следующей эмпирической формуле:

$$Q = Fq\delta klmnop, \quad (32)$$

где F — рабочая площадь сита, м²; q — средняя производительность на 1 м² поверхности сита, м /ч; δ — насыпная плотность грохотимого материала, т/м³; k, l, m, n, o, p ; — поправочные коэффициенты.

Таблица 4

Типы грохотов и их применение (по данным института «Механобр»)

Тип	Исполнение	Обозначение	Применение	Перерабатываемый материал
Легкий	Инерционные наклонные	ГИЛ	Подготовительное и окончательное грохочение	Угли, антрациты, горючие сланцы
	Самобалансные	ГСЛ	Обезвоживание, обесшламливание. Отмыв суспензии	Нерудные материалы
	Резонансные	ГРЛ	Подготовительное и окончательное грохочение.	Угли, антрациты

			Обезвоживание, обесшламливание. Отмыв суспензии	
Средни й	Инерционные	ГИС	Подготовительное и окончательное грохочение.	Нерудные материалы
			Разделение на товарные фракции	
	Самобалансны е	ГСС	То же	
	Гирационные	ГГС	Разделение на товарные фракции и промежуточное грохочение	Нерудные материалы
Тяжелы й	Инерционные наклонные	ГИТ	Предварительное грохочение	Любые материалы
			Промежуточное грохочение между стадиями дробления. Окончательное грохочение	Руды
			Отсев мелочи	Охлажденный агломерат, сырые окатыши
			Подготовительное и окончательное грохочение	Угли, антрациты, горючие сланцы
	Самобалансны е	ГСТ	Обезвоживание, обесшламливание. Отмыв суспензий	Руды
			Классификация	Горячий агломерат
	Гирационные	ГГТ	Грохочение продуктов первичного дробления	Нерудные материалы

Рабочая площадь сита, m^2 ,

$$F = 0,85 BL,$$

(33)

где B и L — ширина и длина короба, м. Если указываются размеры сита, то коэффициент 0,85 опускается.

**Средняя производительность гирационных и
вибрационных грохотов на 1 м² поверхности сита**

Отверстие сита, мм

0,5 0,8 1 2 3 6 10 13 16 20

Средняя производительность, м³/ч

3,0 3,5 4,0 5,5 7,5 13 19 22 24,5 28

Отверстие сита, мм

25 30 40 50 60 70 80 100 150 200

Средняя производительность, м³/ч

31 33,5 37 42 46 50 55 63 90 110

Пример:

Рассчитать параметры вибрационного грохота для отсева руды, характеристика крупности которой показана на рис. 17.

Условия работы грохота следующие: грохочение на три класса: +25 мм; -25+10 мм; -10 мм; производительность по исходному материалу 150 т/ч; насыпная плотность руды — 1,7 т/м³; руда сухая, грохочение сухое; требуемая эффективность грохочения по классам +25 и -10 мм — 90 %.

Определение площади верхнего сита. По данным, приведенным выше, находим производительность и поправочные коэффициенты для сита с отверстиями 25 мм и заданных условия грохочения: $q=31 \text{ м}^3 /(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ при содержании класса — 12,5 мм $\beta^{-12,5} = 40 \%$ (см. рис. 17), $k = 1$; при содержании класса +25 мм $\beta^{+25} = 35 \%$, $l = 1,06$; при эффективности грохочения 90 % $m = 1$; коэффициенты n , o и p равны 1.

Расчетная площадь верхнего сита

$$F = \frac{Q}{q\delta k l m n o p} = \frac{150}{31 \cdot 1,7 \cdot 1 \cdot 1,06 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 2,68 \text{ м}^2 \quad (34)$$

Определение площади нижнего сита. Для выбора коэффициентов k и l необходимо знать содержание классов -5 мм и $+10$ мм в материале, поступающем на нижнее сито, в процентах по отношению к его количеству.

Выход материала, поступающего на нижнее сито, при эффективности грохочения по классу -25 мм, равной 90% , составит (см. рис. 17)

$$\gamma = \frac{65 \cdot 90}{100} = 58,5\% \text{ от исходного ,} \quad (35)$$

Эффективность грохочения по классам -10 мм и -5 мм на верхнем сите можно принять равной 100% , тогда содержание классов $+10$ мм и -5 мм по отношению к поступающему на нижнее сито материалу составит:

$$E^{+10} = \frac{58,5 - 33}{58,5} 100 = 43,6\% , \quad (36)$$

$$E^{-5} = \frac{20}{58,5} 100 = 34,2\% , \quad (37)$$

Соответственно

$$Q = 19 \text{ м}^3 / (\text{м}^2 \cdot \text{ч});$$

$$\text{при } E^{-5} = 34,2\% \approx 34\% \quad k = 0,88;$$

$$\text{при } E^{+10} = 43,6\% \approx 44\% \quad l = 1,13;$$

значения m , n и p равны 1

Расчетная площадь нижнего сита

$$F = \frac{Q}{q \delta k l m n p} = \frac{150}{31 \cdot 1,7 \cdot 0,88 \cdot 1,13 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 2,72 \text{ м}^2, \quad (38)$$

Для определения расчетной площади нижнего сита эффективную рабочую площадь следует увеличить с учетом коэффициента $0,7$ (см. выше). Таким образом, расчетная площадь нижнего сита составит:

$$F = 2,72 : 0,72 = 4 \text{ м}^2.$$

Грохот подбирают по наибольшей площади сита, равной 4 м^2 . По приложению можно принять к установке двухситный грохот ГИТ-42, имеющий рабочие размеры сит $1,5 \times 3$ м.

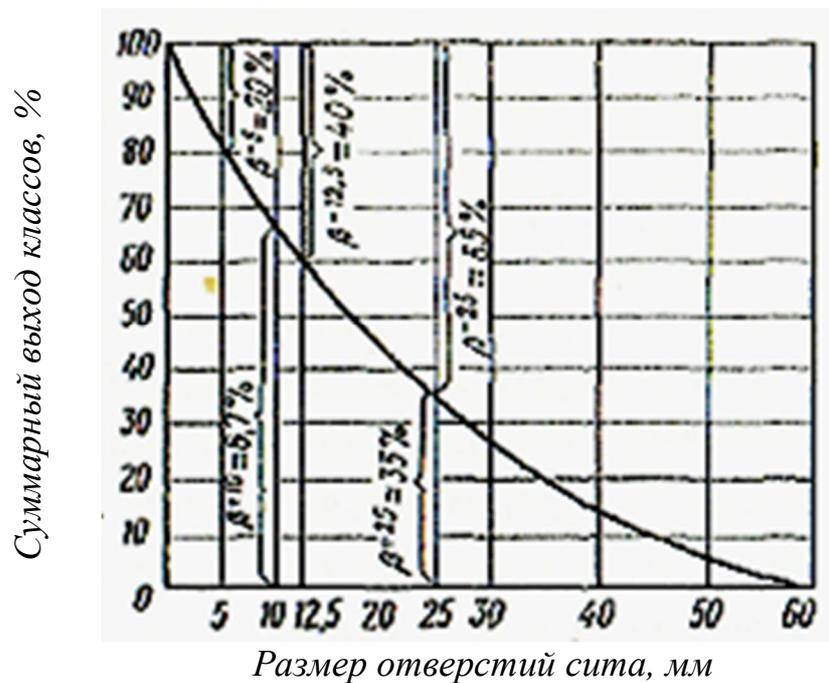


Рис. 26. Характеристика крупности исходной дробленой руды (для примера расчета параметров грохотов)

Поправочные коэффициенты для расчета производительности гирационных и вибрационных грохотов Таблица 5

материале зерен размером меньше половины	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
Коэффициент k	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
материале зерен размером больше	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90
Коэффициент l	0,94	0,97	1,00	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,00	3,36
Эффективность грохочение, %	40	50	60	70	80	90	92	94	-	-
Коэффициент m	2,3	2,1	1,9	1,65	1,35	1,0	0,9	0,8	-	-
Форма зерен	Дробленый материал разный (кроме угля)									
Коэффициент n	1,0									
Влажность материала	Для отверстий сита меньше 25 мм									
Коэффициент o	Сухой	Влажный	Комкующийся							
	1,0	0,75-0,85	0,2-0,6							
Грохочение сухое и мокрое	Для отверстий сита меньше 25 мм									
	Сухое	Мокрое с орошением	Любое							

Вопросы по пройденной теме

1. Для какой цели применяется вспомогательное грохочение?
2. Для какой цели применяется самостоятельное грохочение?
3. Для какой цели применяется подготовительное грохочение?

4. Из какого материала изготавливаются мелкие сита?
5. Из какого материала изготавливаются крупные сита?
6. Что называется живым сечением грохота?
7. Каков угол наклона колосниковой решетки?
8. Какова ширина решётки?
9. Какова длина решетки?
10. От каких свойств руды зависит эффективность?
11. Что характеризует гранулометрический состав руды?
12. Что называется шкалой грохочения?
13. На чём основан седиментационный способ определения гранулометрического состава?
14. Для грохочения какого материала предназначена колосниковая решётка?
15. Каково расстояние между колосниками в колосниковых решётках?
16. Для грохочения какого материала предназначены решета?

Глава 3. ПРОЦЕСС ДРОБЛЕНИЯ

3.1. Назначение и классификация процесса

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

Полезные ископаемые, в зависимости от их минерального состава, метода обогащения и характера использования подвергаются дроблению и измельчению до различной крупности. При обогащении полезных

ископаемых дробление и измельчение применяются для разъединения сростков рудных (полезных) и нерудных минералов, содержащих в исходном материале до необходимой крупности или гранулометрического состава. Предел крупности дробления и измельчения определяется размером вкрапленности руд и нерудных минералов. Эта крупность устанавливается опытным путем для каждого полезного ископаемого при исследовании его на обогатимость.

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

При дроблении и измельчении любого полезного ископаемого необходимо соблюдать принцип «не дробить ничего лишнего». Переизмельчение приводит к излишнему расходу энергии, увеличению износа дробилок и мельниц, уменьшению их производительности, а также ухудшению показателей последующего обогащения.

3.2. Механические свойства горных пород

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

Прочностью горной породы называется способность ее не разрушаться под действием внешних сил (до определенных значений пределов прочности). Дробимость является обобщающим параметром механических свойств горных пород и характеризуется энергоёмкостью процесса их дробления. По методике Механобра дробимость оценивается индексом чистой работы и типовой характеристикой разгрузки стандартных дробилок. Эти показатели определяют экспериментально при дроблении руды

крупностью 50 (40) – е мм (е – ширина выпускного отверстия дробилки) в конусных и щековых дробилках малых типоразмеров. Удельный расход энергии на дробление служит мерой дробимости. Недостатками методики являются: необходимость использования больших проб (150 – 300 кг), трудность обеспечения постоянства загрузки дробилки и неточность определения полезной мощности.

За рубежом оценка дробимости руд в дробилках и измельчения в мельницах производится по индексу Бонда, который численно равен удельному расходу энергии в кВт·ч на 1 короткую тонну (короткая тонна, принятая в США единица массы, равна 0,907 кг), необходимой для дробления бесконечного массива до продукта, 80% которого мельче 10 мкм.

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

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

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

$$P = F/S$$

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

Механические свойства горных пород зависят от их состава и строения (пористости, слоистости, крупностислагающих породу и др.). Силы сцепления между кристаллами (кристаллитами), цементирующим веществом и обломками, кристаллитами цементирующего вещества (пустой породы)

изменяются в широких пределах, что обуславливает значительные колебания механических свойств одних и тех же горных пород.

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

При дроблении (измельчении) наивыгоднейшим видом деформации является растяжение.

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

В настоящее время для характеристики крепости пород применяется шкала крепости, предложенная проф. М.М.Протоdjаконовым. коэффициенты этой шкалы f используется для сравнения пород по разрушаемости. В первом приближении коэффициент крепости прямо пропорционален $\sigma_{сж}$: $f \approx \sigma_{сж}/100$; значения f изменяются от 1 до 20.

Коэффициент крепости горных пород определяется экспериментально методом толчения на специальном приборе определения крепости (ПОК). Согласно этому методу коэффициент крепости пропорционален отношению работы, затрачиваемой на дробление породы, к вновь образованной при дроблении поверхности, оцениваемой суммарным объемом частиц крупностью менее 0,5 мм.

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

Коэффициент крепости пород вычисляют по формуле:

$$f = 20n/h$$

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

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

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

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

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

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

При разрушении горной породы сила, или нагрузка, может быть приложена различными способами. Различают статическое, динамическое, ударное (импульсное) и другие способы нагружения. С изменением скорости приложения нагрузки изменяются прочностные деформационные характеристики горных пород. Показателем скорости нагружения является отношение суммарного приращения ко времени его действия. Статистическая нагрузка не зависит от времени, динамическая –

характеризуется малой длительностью и мгновенным нарастанием нагрузки, при этом после максимума наступает быстрое ее снижение; ударное (или импульсное) нагружение характеризуется почти мгновенным возрастанием нагрузки, за которым следует быстрое ее уменьшение.

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

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

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

По своему технологическому назначению различают три вида процессов дробления:

самостоятельное — продукты дробления являются конечными (товарными) и не подвергаются дальнейшей обработке. Например, дробление углей, горных пород для получения щебня и др.;

подготовительное — продукты дробления получают заданной крупности и подвергают последующей переработке. Например, дробление руд для последующего обогащения;

избирательное — один из компонентов материала отличается незначительной прочностью и разрушается эффективнее другого с их последующим разделением по крупности.

Классификация процессов и дробильно-измельчительных машин осуществляется по способу разрушения материала, который определяется

видом используемой для разрушения энергии. Различают следующие способы:

- *механический*, осуществляемый за счет использования механических сил;
- *пневматический (взрывной)* - применения энергии пара или сжатого воздуха;
- *электродавлический, электроимпульсный, электро-термический* — использование электроэнергии;
- *аэродинамический (струйный)* — применение энергии струи газа, разгоняющей куски материала перед их столкновением;
- *ультразвуковой*, осуществляемый за счет использования энергии ультразвука, вызывающей резонансные колебания в кусках материала и их разрушение.

На горно-обогатительных предприятиях применяется в основном механический способ дробления и измельчения.

Механическим дроблением называют процесс разрушения частиц горных пород под действием внешних механических усилий для получения продукта заданной крупности.

Дробимость является обобщающим параметром многих механических свойств горных пород (упругих, прочностных, пластических и др.) и выражает энергоёмкость процесса дробления породы.

В зарубежной практике дробимость определяют опытами по разрушению единичных кусков ударами падающих грузов. По высоте их падения и массе рассчитывается ударная сила дробления и по ней определяется индекс работы W_i . По методике, разработанной в Механобре, дробимость характеризуется двумя параметрами: индексом чистой работы дробления W_i^* и типовой характеристикой разгрузки стандартных дробилок [4].

Эти показатели определяются по результатам дробления проб руды в щековых или конусных дробилках небольших размеров (например, конусной с диаметром основания дробящего 600мм). По времени дробления, массе использованной для опыта пробы руды и потребленной энергии рассчитывается удельный расход энергии, затраченной только на дробление (без учета энергии холостого хода), и определяется значение индекса чистой работы дробления.

3.3. Способы дробления

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

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

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

На рис. 27 приведены применяемые способы разрушения или их комбинации.

Способы дробления и измельчения отличаются видом основной необратимой деформации:

• *раздавливание* (рис. 27, а) — разрушение в результате сжатия куска между двумя дробящими поверхностями, наступающее после перехода напряжений за предел прочности на сжатие;

• *раскалывание* (рис.27, б) — разрушение в результате расклинивания куска между остриями дробящих поверхностей и последующего его разрыва;

• *излом* (рис.27, в) — разрушение куска в результате его изгиба при ребристой форме дробящих поверхностей;

• *срезывание* (рис.27, г) — разрушение, при котором материал подвергается деформации сдвига;

• *истирание* (рис.27, д) — разрушение кусков скользящей рабочей поверхностью машины, при котором внешние слои куска подвергаются деформации сдвига и постепенно срезаются вследствие перехода касательных напряжений за пределы прочности;

• *удар* (рис.27, е) — разрушение куска в результате воздействия динамических кратковременных нагрузок. Дробление ударом приводит к разрушению, прежде всего, по трещинам и поверхностям соприкосновения зерен отдельных компонентов.

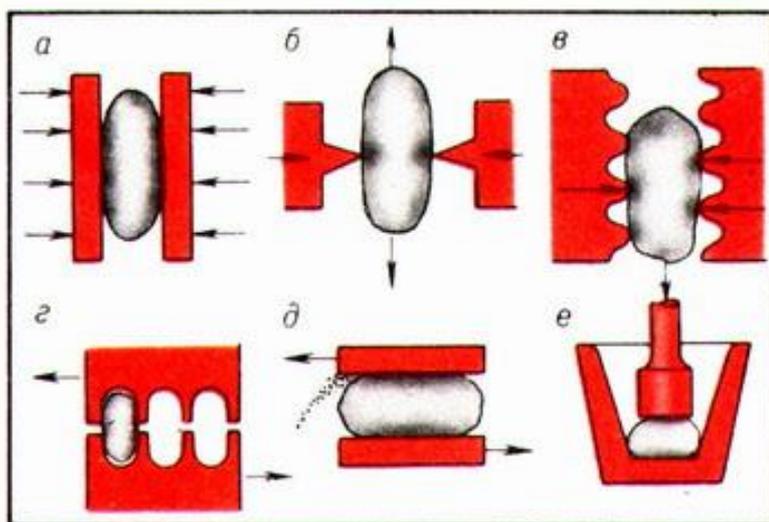


Рис. 27. Способы дробления полезных ископаемых

В зависимости от свойств горных пород (прочность, хрупкость, вязкость и другие) выбирается наиболее эффективный способ внешнего силового

воздействия на куски породы с целью их дробления. Например, для прочных и не хрупких пород наилучшим способом разрушения может быть раздавливание или удар. При наличии в хрупкой породе большого числа трещин предпочтительнее разрушение ударом, однако, при большой вязкости пород эффективность действия удара резко снижается.

На выбор способа дробления влияют также ценность полезного ископаемого и требования к качеству дробленого продукта. Если, например, руда содержит хрупкие и ценные полезные минералы, то при ее дроблении необходимо максимально исключить эффект истирания, приводящий к переизмельчению руды и образованию труднообогатимых шламов.

Обычно используется сухой способ дробления. В тех случаях, когда горная масса содержит глину (марганцевые, бурожелезняковые и другие руды), применяются мокрое дробление.

В большинстве случаев измельчение производят мокрым способом. Сухое измельчение применяется лишь тогда, когда добавка воды нежелательна (приготовление пылевидного топлива и т.д.) или продукт измельчения подвергается сухому обогащению.

3.4. Законы дробления

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

В общем случае элементарная работа A , затрачиваемая на разрушение куска материала, представляет собой сумму работ, расходуемых на его деформацию и на образование новой поверхности, определяется по уравнению **П.А. Ребиндера**:

$$A = A_d + A_s = k\Delta V + A_o\Delta S \quad (39)$$

где A_d — работа упругих деформаций; A_s — работа, затрачиваемая на образование новой поверхности; k — коэффициент пропорциональности, представляющий собой работу деформации в единице деформируемого

объема зерна; ΔV — изменение объема деформируемого зерна; A_0 — коэффициент пропорциональности, представляющий собой затрату работы на образование единицы новой поверхности; ΔS — вновь образованная поверхность при измельчении.

При крупном дроблении руды с небольшой степенью дробления площадь вновь образованной поверхности сравнительно мала с работой, затрачиваемой на деформацию объема, то работой образования новых поверхностей можно пренебречь. В этом случае вся работа дробления будет пропорциональна деформированному объему кусков (**гипотеза Кирпичева — Кика**):

$$A = k_1 \Delta V, \quad (40)$$

где k_1 — эмпирический коэффициент.

При мелком дроблении и измельчении работа на деформацию зерен значительно меньше работы на образование новых поверхностей и ею также можно пренебречь. Тогда работа, затрачиваемая на разрушение зерен, будет пропорциональна только площади вновь образованной поверхности (**гипотеза Риттингера**):

$$A = k_2 \Delta S, \quad (41)$$

где k_2 — эмпирический коэффициент.

По гипотезе Бонда работа, расходуемая на дробление, пропорциональна среднему геометрическому из объема и поверхности разрушаемого зерна и составляет

$$A = A_D + A_S = k\sqrt{VS} = k\sqrt{k_1 D^3} \sqrt{k_2 D^3} = k_0 D^{2,5}, \quad (42)$$

где k_0 — эмпирический коэффициент.

Рассмотренные законы дробления характеризуют зависимость работы, затрачиваемой на дробление (измельчение), от результатов дробления (измельчения), т.е. от крупности конечного продукта:

$$A = KD^m, \quad (43)$$

где K — коэффициент пропорциональности, Н·м/м²; D — характерный размер куска, м.

Показатель степени m при определении A по закону Кирпичева — Кика равен 3, по закону Риттингера — 2, по закону Бонда — 2,5.

В общем случае предложенные законы дробления практически описывают различные участки кривой удельного расхода энергии на дробление и измельчение $E=f(S)$, где S - площадь вновь образованной поверхности.

3.5. Степень дробления

Интенсивность процесса дробления характеризуется степенью дробления.

Степень дробления — показатель, указывающий, во сколько раз в результате дробления уменьшился размер наиболее крупных кусков полезного ископаемого. Степень дробления i определяется как отношение размера максимальных кусков D_{max} , содержащихся в поступающем на дробление материале, к максимальному размеру кусков d_{max} , содержащихся в дробленом продукте:

$$i = \frac{D_{max}}{d_{max}}, \quad (44)$$

Иногда степень дробления определяют как отношение средних диаметров частиц исходного питания D_{cp} и дробленого продукта d_{cp} :

$$i = D_{cp}/d_{cp}, \quad (45)$$

На практике за диаметр кусков сыпучих материалов принимают наименьшую величину отверстий сит, через которые еще проходят куски при грохочении. Средневзвешенный диаметр частиц сыпучего материала, мм, может быть определен по формуле

$$d_{cp} = \frac{\gamma_1 d_1 + \gamma_2 d_2 + \dots + \gamma_n d_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}, \quad (46)$$

где $\gamma_1 \dots \gamma_n$ — выход классов, %; $d_1 \dots d_n$ — среднеарифметические диаметры соответствующих классов, мм.

Стадией дробления называют часть общего процесса дробления, осуществляемую в одной дробильной машине.

В зависимости от верхнего предела крупности дробленого продукта условно различают три стадии дробления:

- *крупное* — от 1200 до 300 мм;
- *среднее* — от 300 до 75 мм;
- *мелкое* — от 75 до 10—15 мм.

Тогда для крупного дробления степень дробления составляет $i_1 = 1200/300 = 4$; для среднего — $i_2 = 300/75 = 4$; для мелкого $i_3 = 75/15 = 5$.

При дроблении в несколько последовательных стадий общая степень дробления равна произведению степеней дробления отдельных стадий:

$$i = i_1 \cdot i_2 \cdot i_3 = 4 \cdot 4 \cdot 5 = 80, \quad (47)$$

Конечная крупность дробления (измельчения) полезного ископаемого перед обогащением определяется размером вкрапленности полезных минералов и применяемым методом обогащения.

Эффективностью дробления E , %, называют отношение количества образованного при дроблении класса заданной крупности к количеству материала в исходном питании, требующему додробления:

$$E = 100(b_{1-s} - a_{1-s})/a_{>s}, \quad (48)$$

где s — заданная крупность дробления, мм; a_{1-s} и b_{1-s} — содержание класса $1-s$ соответственно в исходном питании и дробленом продукте, %; $a_{>s}$ — содержание класса более s в исходном питании, %.

3.6. Циклы дробления

Операции дробления применяются, как правило, для подготовки полезного ископаемого к измельчению и лишь в отдельных случаях, когда полезное ископаемое характеризуется крупной вкрапленностью ценных

минералов, — непосредственно к операциям обогащения. На дробильно-сортировочных фабриках дробление имеет самостоятельное значение.

Дробление является весьма энергоемким процессом, на который расходуется около половины энергии, потребляемой обогатительной фабрикой. Поэтому стремятся в возможно большей степени сократить объем материала, направляемого в эти операции, руководствуясь принципом «Не дробить ничего лишнего».

В материалах, подлежащих дроблению, всегда имеются куски (зерна) мельче того размера, до которого идет дробление в данной стадии. Такие куски целесообразно выделить из исходного материала перед дробильными машинами на грохотах.

Дробилки могут работать в открытом и замкнутом циклах с грохотами (рис. 28).

Открытый цикл дробления — это дробление материала без последующего грохочения или без возвращения крупного продукта в дробильное оборудование.

Замкнутый цикл дробления — это дробление материала, осуществляемое с последующим грохочением, после чего крупный продукт непрерывно возвращается обратно в дробильное оборудование.

При открытом цикле материал проходит через дробилку один раз и в дробленном продукте всегда присутствует некоторое количество кусков избыточного размера.

При замкнутом цикле материал неоднократно проходит через дробилку. Дробленный продукт поступает на грохот, выделяющий из него куски избыточного размера, которые возвращаются для додрабливания в ту же дробилку.

Стадией дробления называют совокупность операций дробления и грохочения. При этом операцию грохочения принято относить к той операции дробления, в которую поступает верхний продукт грохота.

В зависимости от крупности исходного материала различают три стадии дробления и две стадии измельчения (табл. 11).

Таблица 11

Стадии дробления и измельчения

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

Дробилки и мельницы могут работать в открытом (рис.28, а и б) и замкнутом (рис.28, в и г) циклах с грохотами, гидроциклонами и механическими классификаторами.

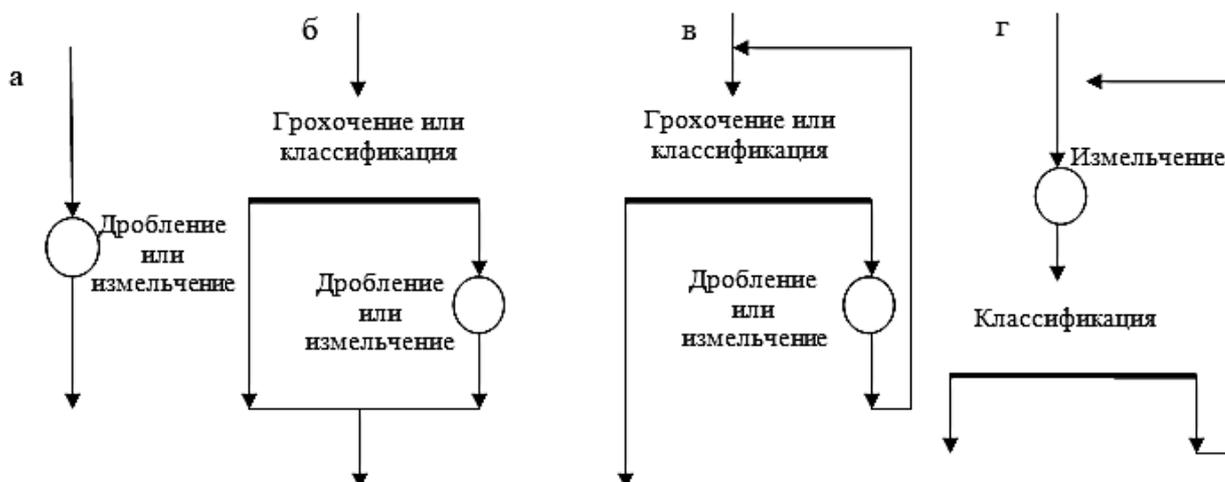


Рис.28 Дробилки и мельницы в открытом и замкнутом циклах

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

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

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

Если грохочение предшествует дроблению, то оно называется *предварительным*, а если после дробления, то *поверочным (контрольным)*. При возвращении продукта дробления на предшествующую операцию грохочения последнюю называют совмещенной операцией предварительного и поверочного грохочения.

3.7. Схемы дробления

Схема дробления – это графическое изображение последовательности операций при дроблении. Схемы дробления состоят из одной или нескольких стадий дробления, включающих операции предварительного и поверочного грохочения. Такие схемы поясняют графиком, на котором указывают массу, выход и крупность продуктов дробления, а также размеры разгрузочных отверстия дробилок в каждой стадии.

Схема на рис 29, *а* является одностадиальной, с открытым циклом, с предварительным грохочением. Схема на рис.29, *б*- является двухстадиальной с открытым циклом, с предварительным грохочением во второй стадии, с предварительным и поверочным грохочением в первой стадии дробления. Схема на рис 29, *в* - является трехстадиальной, с открытым циклом в первой и второй стадиях и замкнутым циклом в третьей стадии, с предварительным и поверочным грохочением во всех трех стадиях, при этом предварительное и поверочное грохочение в третьей стадии совмещено.

В зависимости от дробимости, минералогического состава, трещиноватости, крупности и других свойств горной породы и от потребного гранулометрического состава дробленого продукта подбирают тип дробилки.

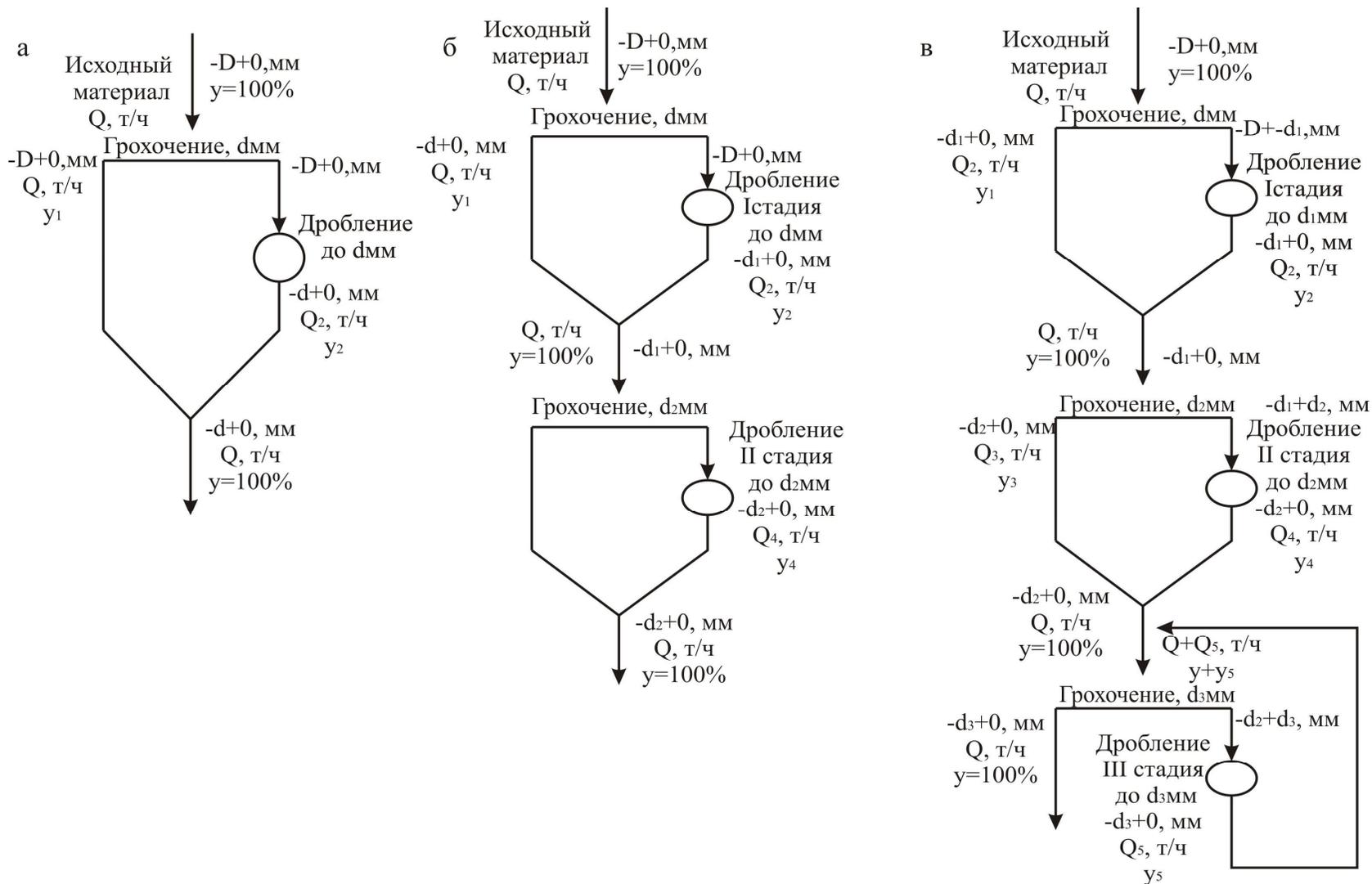


Рис. 29. Схемы дробления:

а – одностадийная; б – двухстадийная; в – трехстадийная; Q – производительность по массе продуктов; γ – выход продукта; D и d – размеры кусков в продуктах.

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

Вопросы по пройденной теме

1. Что называется дроблением и какова цель его применения применения?
2. Что называется степенью дробления?
3. Какая схема дробления применяется для мягких руд?
4. Которое из перечисленных свойств полезного ископаемого не влияет на дробимость?
5. На что расходуется работа, затрачиваемая на дробление по закону Риттенгера?
6. На что расходуется работа, затрачиваемая на дробление по закону Кирпичёва-Кика?
7. Сколько составляет срок службы сит из нержавеющей стали?
8. Основные причины малого срока службы сит.
9. В каком расположении отверстий живое сечение решета больше?
10. Что называется эффективностью грохочения?
11. В чем заключается различие в грохотах?
12. Какова скорость вращения барабанного грохота?
13. Чем определяется предел крупности дробления?
14. Максимальный размер кусков руды поступающей на дробление?

15. Максимальный размер кусков в дробленом продукте?
16. В результате какого физического явления, происходит разрушение породы раздавливанием?
17. В результате, какого физического явления происходит разрушение породы расклиниванием?
18. В результате, какого физического явления происходит разрушение истиранием?

Глава 4. АППАРАТЫ ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ

4.1. Виды дробилок

Разделение дробилок по принципу действия

За основу классификации дробильно-измельчительных машин и устройств принимают принцип их действия, т.е. способ разрушения, который определяется видом энергии, непосредственно используемой для разрушения материала.

Дробилки по принципу действия делятся на следующие типы:

1. Дробилки преобладающего статического действия:

- *дисковые* — с простым и со сложным движением щеки;
- *конусные* — с подвесным валом (ККД, КРД), с консольным валом (КСД, КМД);
- *валковые* — двухвалковые с гладкими валками, двух- и четырехвалковые с зубчатыми валками и одновалковые с зубчатым или с желобчатым валком.

2. Дробилки динамического действия:

- *ударные* — молотковые, роторные и стержневые;
- *с безударным ротором* - центробежные однодисковые и центробежные многодисковые.

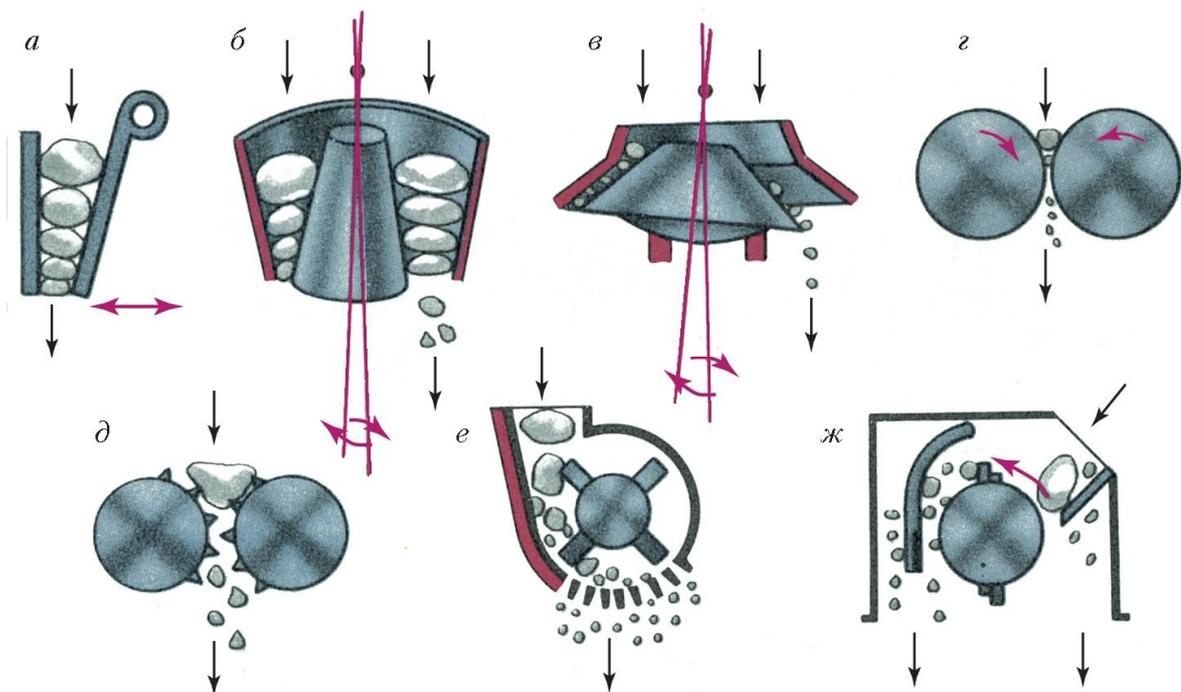


Рис. 30. Принцип действия дробилок: а – щековые дробилки; б, в – конусные дробилки; г, д – валковые дробилки; е, ж – молотковые и роторные дробилки.

На обогатительных фабриках большой производительности для крупного, среднего и мелкого дробления руд наиболее широко применяются конусные дробилки, отличающиеся высокой производительностью и действующие в основном, но принципу раздавливания, частично — по принципу истирания и изгиба. На фабриках средней производительности вместо конусных применяются щековые дробилки, отличающиеся более низкой производительностью. Когда требуется высокая степень дробления при невысокой производительности применяются валковые дробилки с гладкими валками. Для мягких руд при необходимости получения как можно более низкого выхода мелочи применяют валковые зубчатые дробилки. Все более широкое распространение для дробления самых различных по крепости полезных ископаемых приобретают дробилки ударного действия, обеспечивающие наиболее высокую степень дробления.

При выборе дробилки учитывают крупность исходного материала, требуемый гранулометрический состав продукта дробления и необходимую производительность.

4.2. Дробилки ударного действия

В дробилках ударного действия дробимый материал разрушается ударом за счет кинетической энергии движущихся тел. Дробилки ударного действия по устройству основного дробящего органа разделяются на молотковые, роторные и дезинтеграторы.

Дробящими элементами молотковых и роторных дробилок являются вращающиеся билы (молотки), которые закреплены на дисках вращающегося ротора шарнирно, а в роторных — жестко.

Молотковые дробилки. По конструктивным признакам молотковые дробилки можно разделить на: дробилки с шарнирно подвешенными и жестко¹ закрепленными на вращающемся роторе молотками; однороторные и двухроторные; реверсивные и нереверсивные; с колосниковой решеткой и без нее; с подвижными и неподвижными отбойными плитами. Эти дробилки

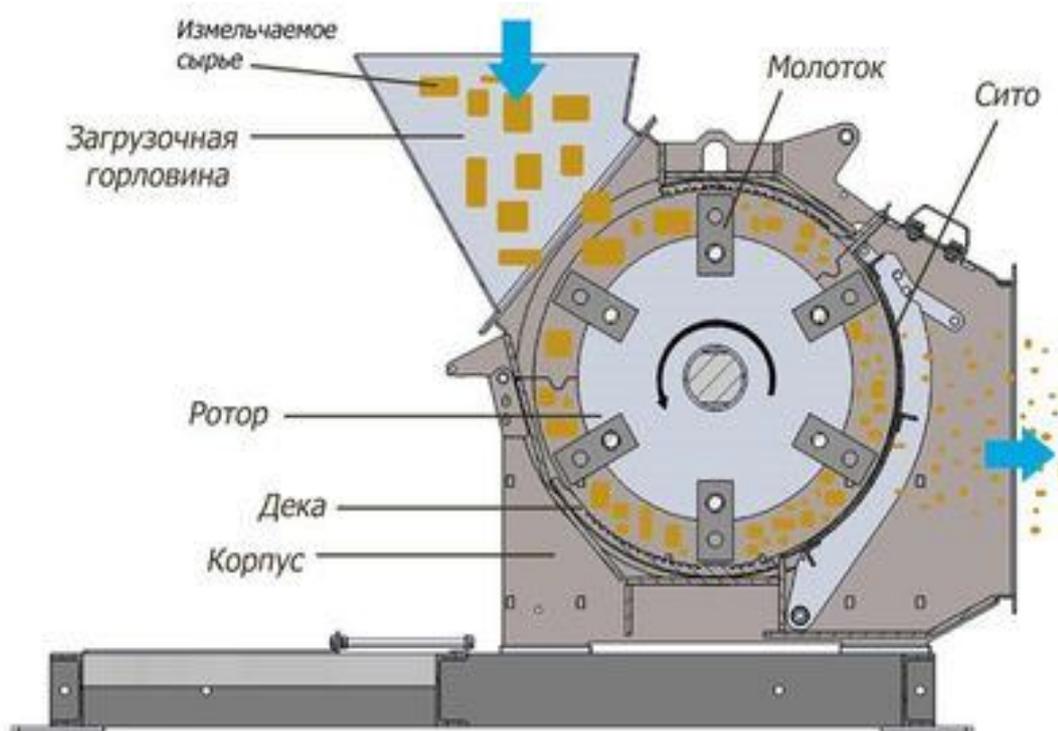


Рис.31. Строение молотковой дробилки

¹ Молотковые дробилки с жестко закрепленными молотками называются роторными или отбойными центробежными.

применяются для крупного и мелкого дробления различных материалов – хрупких, мягких, пород средней твердости.

Молотковая дробилка (рис. 32) состоит из корпуса 5, футерованного стальными плитами 6. На вращающемся горизонтальном валу 1 насажены диски 2, между которыми шарнирно подвешены молотки 4.

Дробимый материал поступает в рабочее пространство дробилки через загрузочное отверстие и попадает в зону действия вращающихся молотков 4, которые ударяют по кускам и с силой отбрасывают их к стенкам корпуса на плиты 6. Разрушение кусков вызывается ударом молотков, ударом кусков о плиты, раздавливанием и истиранием кусков молотками на колосниковой решетке 7. Дробленый продукт разгружается вниз под дробилку. Размер отверстий решетки определяет крупность дробленого продукта.

Молотковые и роторные дробилки отличаются большим конструктивным разнообразием. Они изготавливаются с шарнирно подвешенными и с жестко закрепленными молотками, одно- и двухроторные, с разгрузкой дробленого продукта через колосниковую решетку и со свободной разгрузкой, с жесткой и самоочищающейся решеткой, реверсивные и нереверсивные, горизонтальные и вертикальные.

Размеры молотковой дробилки определяются двумя параметрами: диаметром окружности D , описываемой наружными кромками молотков при вращении ротора, и длиной B ротора, т.е. шириной станины внутри или приближенно шириной приемного отверстия. Отношение $B:D$ обычно принимают в пределах 0,5—1,33.

Дробилки типа М — нереверсивные, применяются для крупного и среднего дробления. Дробилки типа ДМРЭ-10х10 и ДМРПЭ-14,5х13 — реверсивные, применяются для мелкого дробления.

Дробилки типа М изготавливают в трех исполнениях; Б — тихоходные, В — среднеходные и Г — быстроходные. Исполнение отличается частотой вращения ротора.

Самоочищающиеся молотковые дробилки применяют для дробления липкого материала. Они отличаются тем, что дробящая плита находится в непрерывном движении, а задняя стенка станины тоже защищена постоянно движущимся полотном очистного устройства.

Роторные (ударные) дробилки отличаются от молотковых жестким закреплением рабочих деталей — бил — и предназначаются для дробления материалов малой крепости ($f < 10$).

Технологические параметры молотковых дробилок

Основными технологическими параметрами механического режима работы молотковых дробилок являются окружная скорость ротора, производительность и мощность двигателя.

Окружная скорость v ротора принимается обычно $v \approx 50$ м/с и в некоторых конструкциях доводится до 75 м/с.

Мощность двигателя $N_{дв}$ зависит от размеров ротора и частоты его вращения, а также от зазора между молотками и колосниковой решеткой. Для всех серийно изготавливаемых дробилок малого размера ($D < 1300$ мм) действительна приближенная формула для определения мощности

$$N_{др} = 0,15D^2Ln = 3DL\vartheta, \quad (49)$$

Для дробилок больших размеров ($D > 1300$ мм) мощность определяют по аналогичной формуле с другим значением постоянного коэффициента.

$$N_{др} = 0,21D^2Ln = 4DL\vartheta, \quad (50)$$

где D и L , — соответственно диаметр и длина ротора, м; n — частота вращения, мин^{-1} .

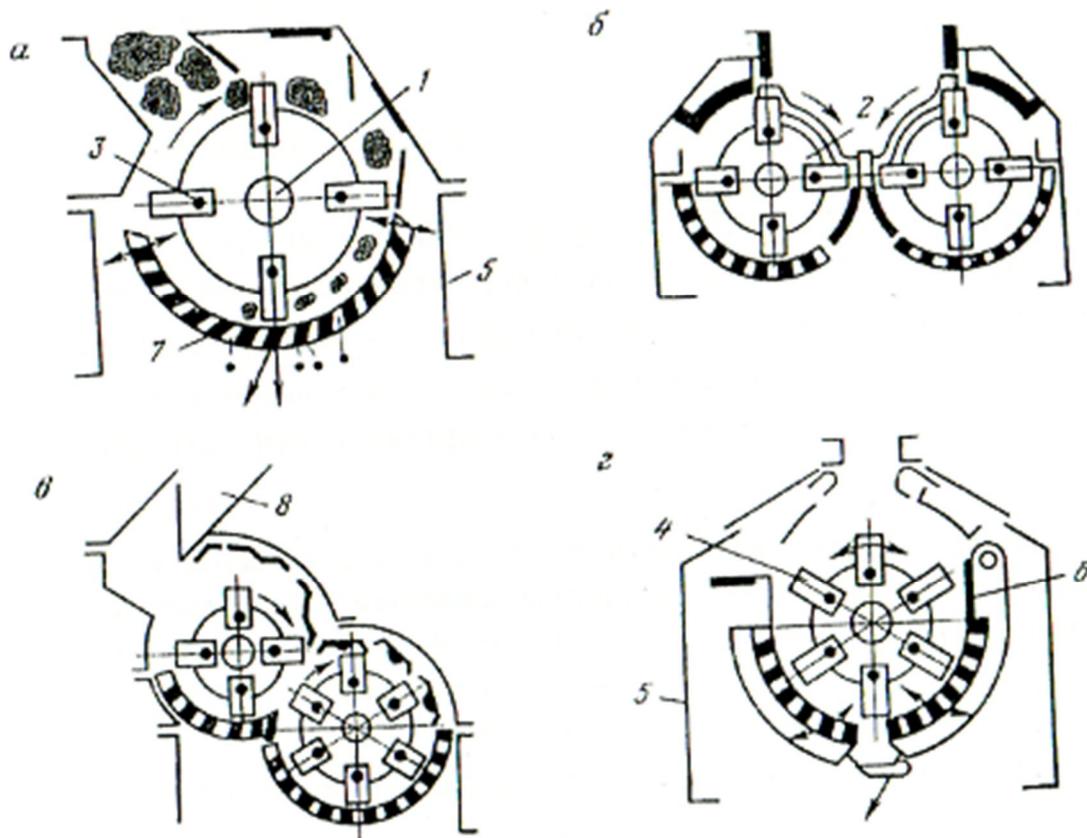


Рис. 32. Основные схемы молотковых дробилок:

a — однороторная; *б* — двухроторная параллельного дробления; *в* — двухроторная последовательного дробления; *з* — однороторная реверсивная; 1 — горизонтальный вал; 2 — диски ротора; 3 - оси молотков; 4 — молотки; 5— корпус дробилки; 6 — футеровочные плиты; 7— колосниковая решетка; 8 —загрузочная воронка

Производительность Q по массе молотковых дробилок, работающих в открытом цикле, пропорциональна мощности электродвигателя $N_{дв}$ и обратно пропорциональна удельному расходу энергии E , т/ч:

$$Q = N_{дв}/E , \tag{51}$$

$$E = (3,65/K_{ло}) [l\dot{g}(100/R_5^k) - l\dot{g}(100/R_5^H)] , \tag{52}$$

где здесь E — удельный расход энергии, кВт·ч/т; $K_{ло}$ — коэффициент размолоспособности (для углей $K_{ло}=1\div 1,7$; для известняка $K_{ло} \approx 0,3$); R_5^k и R_5^H

— остаток на сите 5 мм соответственно в исходном материале и продукте дробления (определяется по экспериментальным или справочным данным).

Пример:

В молотковой дробилке М13-16 исполнения В при $n = 735 \text{ мин}^{-1}$ известняк исходной номинальной крупностью 80-0 мм ($d_n = 80 \text{ мм}$) доводится до крупности -20+0 мм. Определить возможную производительность дробилки при работе в открытом цикле.

Исходному материалу -80+0 мм по экспериментальным данным соответствует остаток на сите 5 мм R_5^H - 94 %, а конечному продукту дробления - 20+0 мм — остаток R_5^K - 66 %.

По формуле (35) при $K_{ло} = 0,3$ удельный расход энергии $E = 1,86$ кВт·ч/т. Расчетную мощность электродвигателя определяем по формуле (52)

$$N_{ог} = 0,15D^2Ln = 300 \text{ кВт} \quad (53)$$

паспортная мощность составляет 260 кВт.

По формуле (35) часовая производительность при дроблении в открытом цикле, что близко к паспортным данным, согласно которым $Q = 150 \div 200$ т/ч.

$$Q = N_{ог} / E = 300 / 1,86 = 160 \text{ т / ч} \quad (54)$$

Степень дробления молотковых и роторных дробилок доходит до 40, но обычно они работают при степенях дробления не более 10, так как рост степени дробления сильно снижает производительность дробилки. Степень дробления молотковых дробилок регулируется изменением частоты вращения ротора, размера отверстий колосниковой решетки и изменением зазора между молотками и решеткой.

На рис. 21 построены опытные усредненные характеристики продуктов дробления роторных дробилок. Они позволяют по известному размеру максимального куска (размер отверстия сита, через которое проходит 95 % материала) или по среднему диаметру, взвешенному по выходам, получить

характеристику дробленого продукта. Значения среднего диаметра определяются пересечением линии aa и соответствующей кривой.

Дробилки ударного действия применяют для дробления и измельчения материалов низкой и средней прочности. Их применяют при переработке углей, известняков, доломитов, гипса, барита, мела, мергеля, асбестовых руд, каменных солей и т.п.

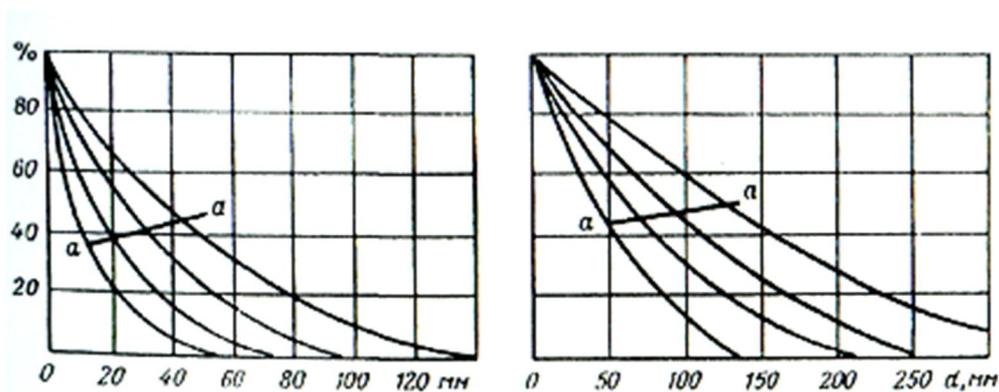


Рис. 33. Усредненные характеристики крупности продуктов дробления роторных дробилок

На подобных материалах дробилки ударного действия позволяют достигать больших степеней дробления, а простота конструкции, низкая металлоемкость, возможность изготовления машины большой производительности и удобство обслуживания делают их применение эффективным.

Эксплуатация молотковых и роторных дробилок

Молотковые и роторные дробилки (рис. 22) устанавливают на высоких и пустотелых фундаментах, размеры которых выбирают с учетом размещения под дробилкой транспортных средств. Масса фундамента должна быть достаточной для компенсации вибраций, возникающих при работе дробилки.

Загружать материал в дробилку необходимо равномерно по ширине приемного отверстия и по времени, что обеспечивает максимальную производительность дробилки и более равномерный по крупности продукт.

Поэтому перед молотковыми и роторными дробилками обычно устанавливают питатели.

Для предотвращения вылета кусков из приемного отверстия предусмотрены закрытые сверху коробки, вход материала в которые имеет штору из конвейерных лент или цепей. Эти же коробки используют и как укрытие для отсоса пыли, выбрасываемой из дробилки через приемное отверстие.

Уровень шума в непосредственной близости от работающей молотковой или роторной дробилки выше санитарных норм. Например, при дроблении угля он достигает 102—104 дБ. Поэтому устанавливать дробилки необходимо так, чтобы в непосредственной близости от них не было постоянных рабочих мест.

Расход стали в молотковых и роторных дробилках зависит от свойств дробимого материала и составляет, например, при среднем дроблении мягких известняков около 0,0015 кг/т, угля — 0,001 кг/т, горючих сланцев — 0,015 кг/т.

Расход энергии в молотковых дробилках при дроблении угля со степенью дробления от 6 до 12 колеблется от 0,6 до 1,5 кВт·ч/т. Перед дробилками устанавливают уловители для удаления из загружаемого материала посторонних недробимых металлических предметов.

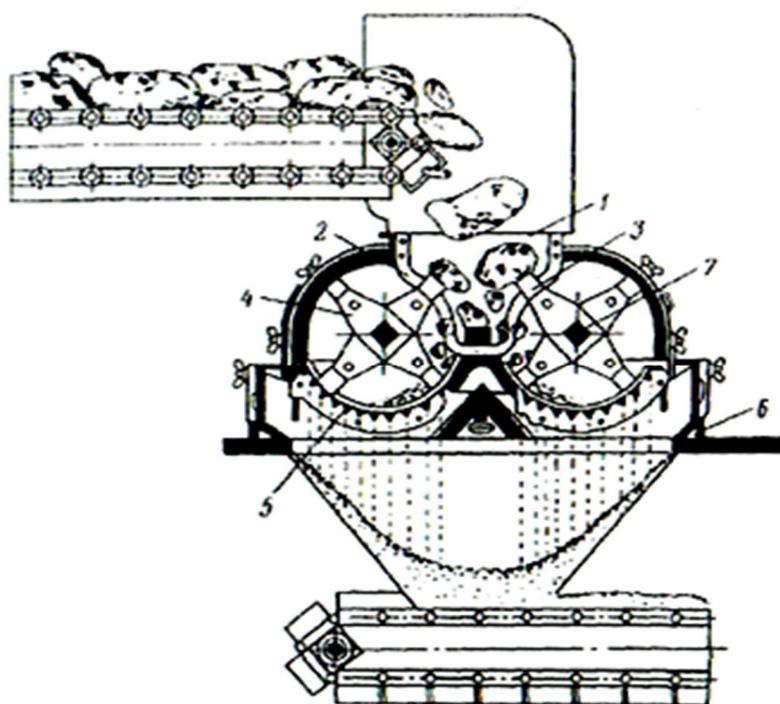


Рис. 34. Молотковая двухроторная дробилка с параллельным расположением роторов: 1 — загрузочная воронка; 2 — фигурные колосники; 3 — молотки; 4 — держатели молотков; 5 — колосниковые решетки; 6 — корпус дробилки; 7 — роторные валы

4.3. Валковые дробилки

Валковые дробилки разделяются на дробилки с гладкими и зубчатыми валками.

Дробилки с гладкими валками работают по принципу раздавливания при затягивании исходного материала в щель между валками, вращающимися навстречу один другому. Они применяются главным образом для среднего и мелкого дробления твердых и вязких пород. Чаще выпускаются двухвалковые дробилки, один валок в которых установлен в неподвижных подшипниках, а другой — в подвижных.

В валковых дробилках материал дробится между двумя валками, вращающимися навстречу друг другу (рис.36). Один из них вращается в неподвижно закрепленных подшипниках 1, другой — в подвижных 2, удерживаемых в направляющих спиральными амортизирующими пружинами

4, предохраняющими дробилку от поломки при попадании в нее недробимых предметов.

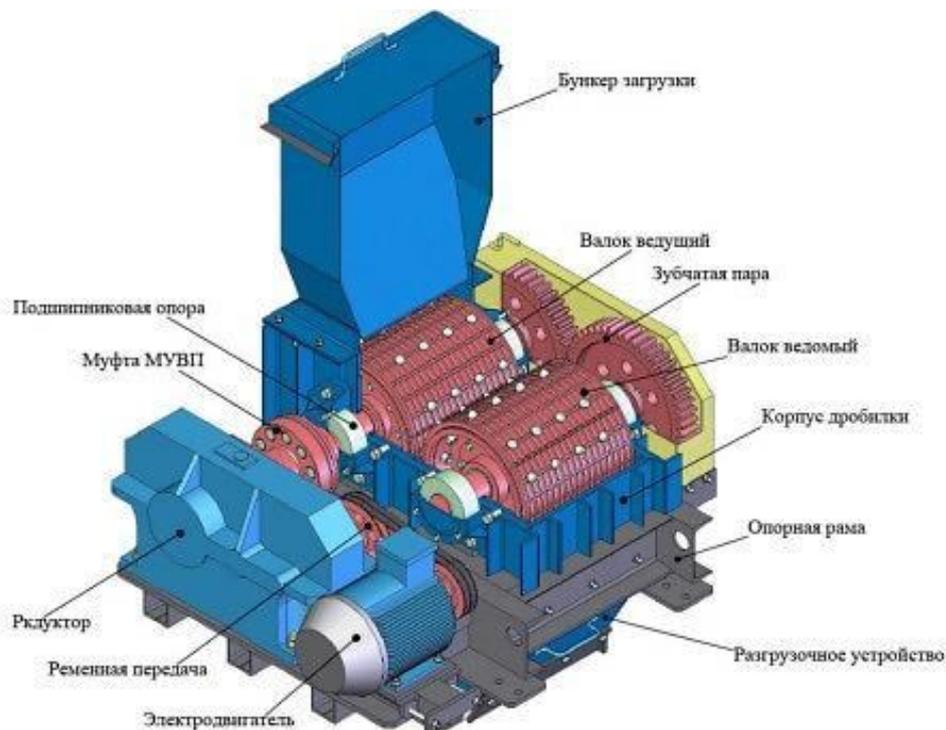


Рис.35. Строение валковой дробилки

При гладкой поверхности валков дробление материала осуществляется раздавливанием и частично истиранием, при зубчатой и рифленой поверхности — раскалыванием, разламыванием и раздавливанием. Дробимый материал поступает в пространство между валками сверху, затягивается ими и дробится. Дробленый продукт выпадает из дробилки под действием силы тяжести.

Валки изготавливаются из чугуна и футеруются по внешней поверхности бандажами из углеродистой или износостойкой марганцовистой стали. Окружная скорость валков составляет от 1 до 7 м/с. Приводной механизм валковой дробилки состоит из двух ременных передач — на шкив каждого валка от отдельного двигателя.

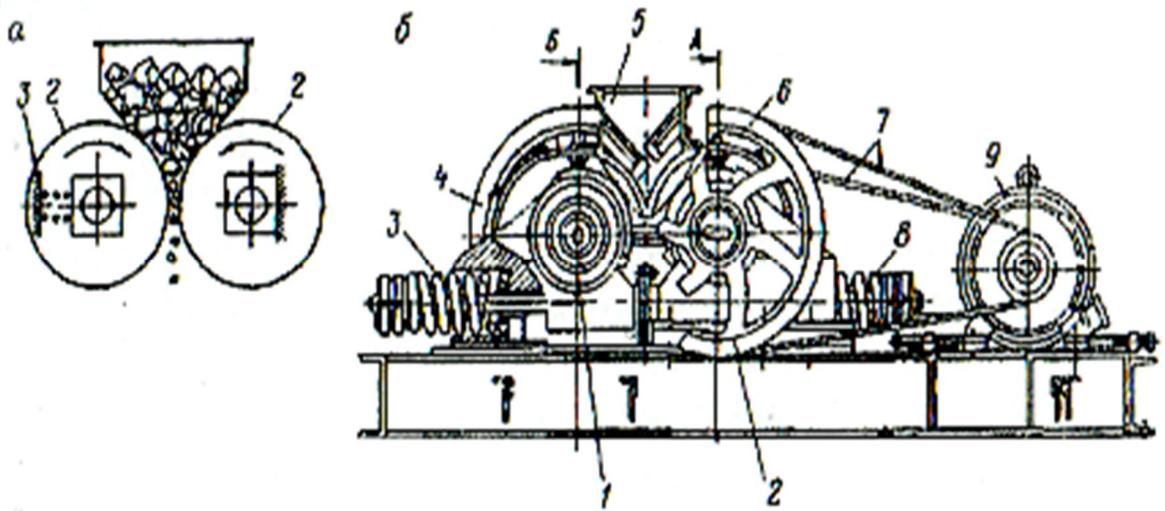


Рис. 36. Принцип действия (а) и общий вид (б) двухвалковой дробилки типа ДВГ-2М:

1 — станина; 2 — валки; 3, 8 — пружины прижимные; 4 — шкив неподвижного валка; 5 — загрузочная воронка; 6 — шкив подвижного валка; 7 — клиноременная передача; 9 — электродвигатель

В зависимости от конструктивных особенностей и назначения применяют валковые дробилки следующих типов: *одновалковые* — для агломерата и угля; *двухвалковые* (с гладкими и рифлеными валками) — для горных пород и руд; *двухвалковые с зубчатыми валками* — для угля и мягких пород; *четыревалковые* с гладкими валками — для кокса и известняка (на аглофабриках). *Валковые дробилки высокого давления (ВДВД)* отличаются тем, что исходный материал в камеру дробления подается через питающую трубу высотой до 3 м, что обеспечивает «объемное» сжатие кусков руды и получение более равномерного по крупности дробленого продукта.

Технологические параметры валковых дробилок

Валковые дробилки компактны и надежны в работе; вследствие однократного сжатия материал в них не переизмельчается и содержит мало мелочи. Эти дробилки наиболее эффективны для измельчения материалов умеренной твердости (степень измельчения $i = 10 \div 15$); для твердых материалов $i \leq 3 \div 4$.

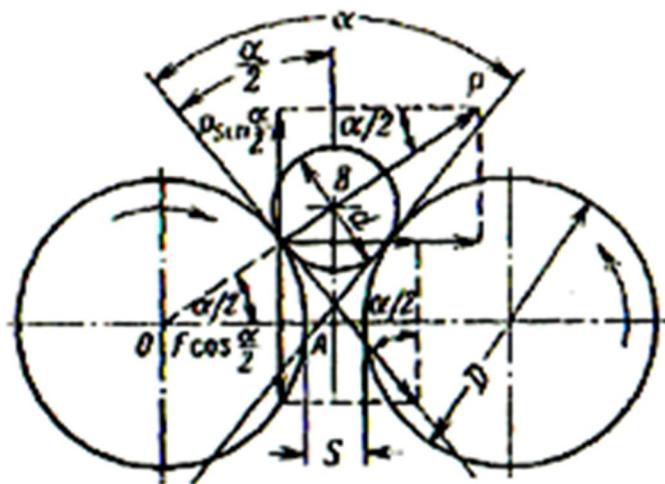


Рис. 37. Схема к определению угла захвата валковых дробилок с гладкими валками

Основными технологическими параметрами механического режима работы валковых дробилок являются: угол захвата α ; окружная скорость вращения валков n ; производительность Q ; потребляемая мощность двигателей $N_{дв}$

Углом захвата валковых дробилок с гладкими валками называется угол, образованный двумя касательными, проведенными к поверхностям валков в точках соприкосновения с дробимым куском (рис. 24).

Угол захвата изменяется в зависимости от диаметра валка, размера дробимого куска и ширины разгрузочного отверстия. Коэффициент трения горной породы по стали в статических условиях в среднем можно принять равным 0,3, т.е. $\text{tg}\varphi = 0,3$ и $\varphi \approx 16^\circ$. Это соответствует предельному углу захвата приблизительно 33° .

Практически в валки подают более мелкий материал, чем в предельном случае и угол захвата составляет от 11 до 25° . Для таких углов захвата и той же степени дробления ($d : s = 4$) отношение $D : d$ лежит в пределах от 150 до 30.

При выборе валковых дробилок с гладкими валками считают, что диаметр валка должен быть больше диаметра максимального куска в 20 раз.

Условия захвата куска в зубчатых двухвалковых дробилках другие по сравнению с условиями захвата в гладких валках, поэтому для них отношение $D : d$ принимается в пределах 1,2—2. Для дробилок с рифлеными валками отношение $D : d > 10$.

Окружная скорость определяется с учетом свойств дробимого материала, влияющих на значение коэффициента трения (влажность, абразивность и т.п.), диаметра валков, степени дробления, крупности исходного материала и способа питания. В дробилках с большими диаметрами валков условия захвата кусков лучше, чем в дробилках малого размера, поэтому в дробилках большого диаметра допускаются большие окружные скорости. Практически для валков диаметром меньше 1000 мм окружные скорости обычно не выше 5 м/с, для валков диаметром 1500-1800 мм — не выше 7,5 м/с. В отечественной практике предусматривается изготовление дробилок с гладкими валками всех типоразмеров — с малой (3 м/с), средней (4,5 м/с) и большой (6 м/с) окружной скоростью.

Максимальная частота вращения, мин^{-1} , валков определяется по формуле:

$$n_{max} = 616m\sqrt{f/(\gamma Dd)}, \quad (55)$$

Производительность рассчитывается по объему продукта, выходящего из дробилки за один оборот валков и соответствующего объему параллелепипеда с основанием, равным площади щели, и высотой, равной длине окружности валка, м:

$$V = \pi DLS, \quad (56)$$

где D , L — диаметр и длина валка, м; S — ширина зазора между валками, м.

При n оборотах валков в минуту и плотности измельчаемого материала δ , кг/м^3 , производительность дробилки составит, кг/ч ,

$$Q = 60\pi nDLS\delta k, \quad (57)$$

где k - коэффициент разрыхления материала, выходящего из дробилки ($k = 0,2 \div 0,3$); δ — плотность дробимого материала, т/м^3 .

Степень дробления у дробилки с гладкими валками в открытом цикле чаще всего составляет 3-4, у дробилок с зубчатыми валками – 4-6.

Характеристика крупности продуктов дробления изменяется в зависимости от прочности материала, способа его подачи в дробилку и схемы дробления (открытый или замкнутый цикл).

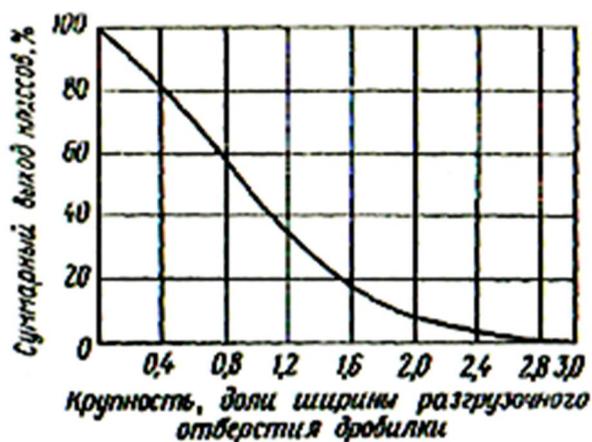


Рис. 38. Усредненная характеристика крупности дробленого продукта валковой дробилки с гладкими валками

Примерная характеристика крупности дробленого продукта валковой дробилки при дроблении в открытом цикле и подаче материала без завала показана на рис. 38.

Эксплуатация валковых дробилок

Валковые дробилки с гладкими валками применяют для мелкого дробления руд, когда недопустимо переизмельчение ценного хрупкого минерала (касситеритовые, вольфрамитовые руды). Дробимый материал подают на валки дробилки потоком толщиной в один кусок или валки работают под завалом. При первом способе загрузки производительность дробилок меньше, чем при втором, но меньше и переизмельчение материала.

Расход стали при дроблении определяется износом футеровочных бандажей и составляет от 0,02 до 0,06 кг/т при бандажах из высокоуглеродистой стали.

Дробилки с гладкими валками в открытом цикле чаще всего работают при степени дробления 3-4. В замкнутом цикле они могут работать с большими степенями дробления.

Расход электроэнергии на дробление зависит от способа подачи дробимого материала на валки. При поточном питании дробилок расход колеблется от 0,3 до 1,5 кВт·ч/т; при работе под завалом - в среднем 0,13 кВт·ч/т.

Валковые дробилки с зубчатыми валками чаще всего используются для крупного дробления угля. Рядовой уголь перед дроблением, как правило, подвергается грохочению и в дробилку направляется только надрешетный продукт грохота. Материал на грохот обычно подается ленточным конвейером. При загрузке материала в дробилку необходимо обеспечить поступление его по всей длине валков с тем, чтобы работала вся их поверхность. Дробленный продукт, как правило, направляется в следующую операцию конвейером или самотеком по желобу. На углеобогатительных фабриках валковые зубчатые дробилки часто устанавливают на перекрытиях.

Наиболее быстро изнашивающимися частями этих дробилок являются зубчатые сегменты и вкладыши подшипников. Сегменты изготавливают из марганцовистой стали, а зубья по режущим кромкам наплавляют твердым сплавом.

К основным достоинствам этих дробилок следует отнести: простоту конструкции, удобство ремонта и обслуживания, меньшее переизмельчение материала, более низкий удельный расход электроэнергии по сравнению с дробилками других типов.

4.4. Щековые дробилки.

Принцип действия и устройство щековых дробилок

В щековой дробилке (рис.40) материал разрушается путем раздавливания в сочетании с раскалыванием и изгибом между неподвижной 1 и подвижной 2 щеками. Подвижная щека 2 приближается (при рабочем ходе) или отходит (при холостом ходе) от неподвижной щеки 1 при вращении эксцентрикового вала 3. Во время рабочего хода происходит дробление, а во время холостого — выгрузка дробленого материала вниз под действием собственного веса. Щека 2 приводится в движение шатуном 4, подвижно соединенным с эксцентриковым валом 3, и двумя шарнирно закрепленными распорными плитами — передней 5 и задней 6. Тяга 7 и пружина 8 создают в движущейся системе натяжение и способствуют холостому ходу подвижной щеки. Ширина выпускного отверстия и, следовательно, степень дробления регулируются путем взаимного перемещения клиньев 9. В зависимости от расположения оси подвижной щеки различают щековые дробилки с верхним и нижним подвесами этой щеки.

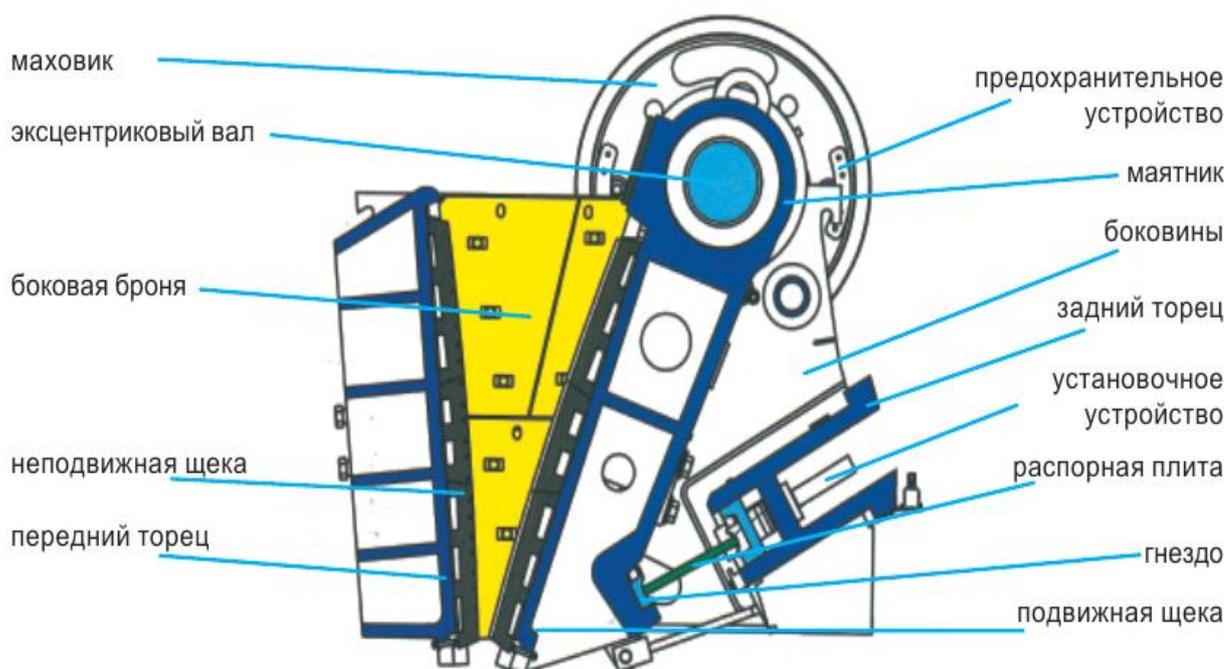


Рис.39 Строение щековой дробилки с простым качанием щеки

На рис. 40 представлен общий вид щековой дробилки с верхним подвесом подвижной щеки. Дробилки этого типа наиболее широко

распространены в промышленности. Корпус 1 дробилки, передняя стенка которого является неподвижной щекой, выполняется обычно из стального литья, а щеки футеруются стальными плитами 2 с рифленой рабочей поверхностью. Эти плиты наиболее сильно изнашиваются, вследствие чего они выполняются съемными и изготавливаются из износостойкого материала (литой марганцовистой или хромистой стали).

Дробящее усилие в дробилке передается через распорные плиты 5 и 6. Поэтому вкладыши 4, в которые входят концы плит, делаются сменными из материала большой твердости. Задняя распорная плита используется для предохранения дробилки от поломок при попадании в рабочее пространство недробимых предметов. Эта плита изготавливается с пониженной прочностью и ломается при попадании в дробилку случайных металлических предметов.

В зависимости от кинематической схемы привода дробилки с верхним и нижним подвесами щеки могут быть двух типов: с простым и сложным движением щеки. Помимо простейшей кинематической схемы (см. рис. 26) используются и более сложные: в движение приводятся обе щеки, либо одна щека имеет привод от двух эксцентриковых валов и движение щеки осуществляется с помощью дебалансных вибраторов и др.

Основные параметры, характеризующие щековую дробилку, — размеры приемного отверстия (B — ширина, L — длина).

Максимальный размер наибольшего куска загружаемого в дробилку материала должен быть на 15—20 % меньше ширины приемного отверстия. Отношение L/B дробилок принимается равным 1,3—1,5 (тип ЩДС-I). Выпускаются дробилки и с большим отношением L/B (тип ЩДС-II).

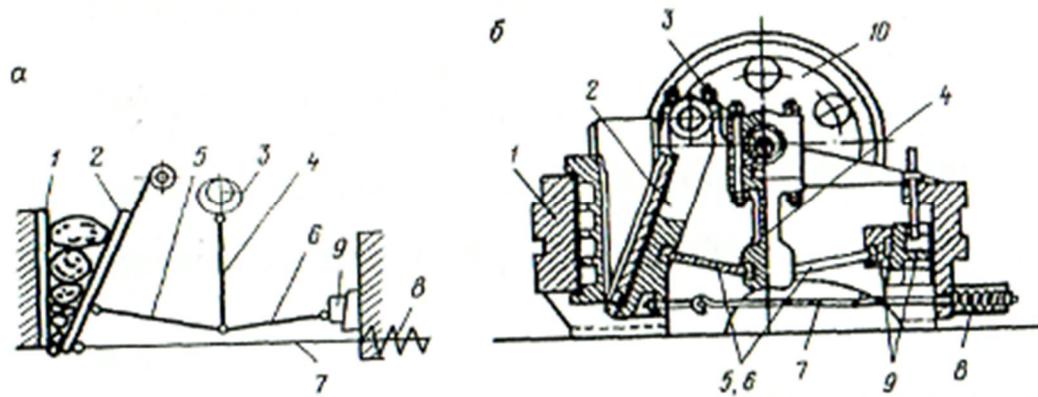


Рис. 40. Принцип действия (а) и общий вид щековой дробилки (б):

1 — неподвижная щека; 2 — подвижная щека; 3 — эксцентриковый вал; 4 — шатун; 5 — передняя распорная плита; 6 — задняя распорная плита; 7 — тяга; 8 — пружина; 9 — регулировочный клин; 10 — маховик.

Крупность дробленого продукта зависит от ширины разгрузочного отверстия b , измеряемой расстоянием от крайней точки выступа на нижнем конце футеровочной плиты одной щеки до наиболее удаленной точки во впадине футеровочной плиты другой щеки при разомкнутом их положении (рис. 41):

$$b = e + S$$

Ширина разгрузочного отверстия дробилки регулируется при помощи специального механизма.

Технологические параметры щековых дробилок

Основными технологическими параметрами механического режима работы щековых дробилок являются: угол захвата α ; ход подвижной щеки S ; частота вращения рабочего вала; производительность; потребляемая мощность электродвигателя.

Углом захвата α называется угол между неподвижной и подвижной щеками в их сближенном состоянии (см. рис. 41).

Угол захвата меняется с изменением ширины разгрузочного отверстия дробилки. Этим углом определяются степень дробления и

производительность дробилки. С увеличением ширины разгрузочного отверстия угол захвата становится меньше, что приводит к снижению степени дробления и повышению производительности дробилки. Наоборот, при увеличении угла захвата, когда ширина разгрузочного отверстия уменьшается, степень дробления возрастает, а производительность дробилки снижается.

Для повышения степени дробления и загрузки в дробилку более крупных кусков руды необходимо увеличить угол захвата. Максимальный угол захвата, при котором куски руды не выталкиваются из дробилки и не нарушается дробление, определяется коэффициентом трения между дробимым материалом и рабочей поверхностью дробящих плит. Предельный угол захвата рассчитывается соотношением действующих на него сил (см. рис. 41).

На кусок материала, раздавливаемый между щеками, действуют дробящая сила P подвижной щеки и равная ей реакция P_1 неподвижной щеки и силы трения F и F_1 , составляющие:

$$F = fP, F_1 = fP_1, \quad (58)$$

где f — коэффициент трения скольжения дробимого материала по металлу щек.

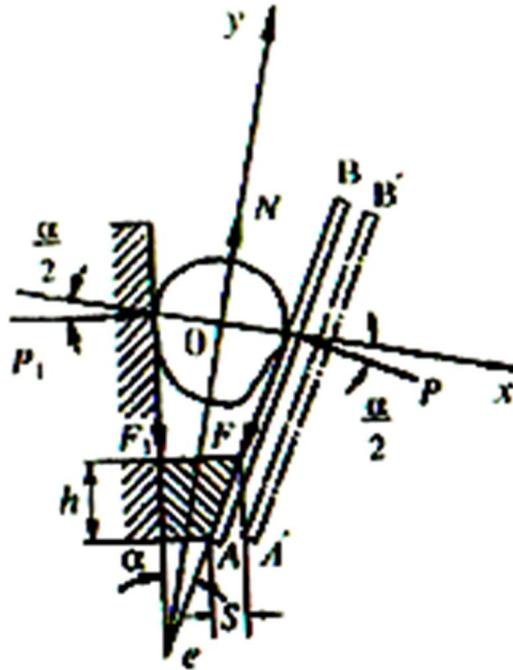


Рис. 41 Схема действующих сил при дроблении

Кусок материала не выталкивается вверх при условии, что равнодействующая N дробящего усилия P и реакции P_1 , направленная вверх по оси Oy , равна или меньше равнодействующей сил трения F и F_1 (направленной в противоположную сторону), т.е.:

$$2P \sin \frac{\alpha}{2} \leq 2fP \cos \frac{\alpha}{2} \quad (59)$$

Поскольку $P_1 = P$, из выражения (59) следует:

$$2 \sin \frac{\alpha}{2} \leq 2f \cos \frac{\alpha}{2} \text{ и } \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} \leq f \quad (60)$$

Так как коэффициент трения скольжения f равен тангенсу угла трения φ ($f = \operatorname{tg} \varphi$), то $\operatorname{tg} \alpha/2 \leq \operatorname{tg} \varphi$, откуда:

$$\alpha \leq 2\varphi \quad (61)$$

При условии, что среднее значение коэффициента трения сухого дробимого материала по стали $f \approx 0,3$ (что соответствует углу трения φ

порядка 16°), угол захвата α составит 32° . На практике угол захвата принимают в пределах $15\text{—}25^\circ$.

Производительность щековой дробилки зависит от частоты вращения рабочего вала или от числа качаний подвижной щеки.

Условно принимая, что щека AB (см. рис. 41) совершает не качательное, а поступательное движение (от $A'B'$ до AB) и что за каждый оборот вала (во время холостого хода подвижной щеки) из дробилки под действием своего веса выпадает материал в объеме призмы (на рис. 27 заштрихована), можно определить оптимальное число оборотов вала. Высота призмы A может быть выражена через ход S щеки AB и угол захвата α следующим образом:

$$h = \frac{S}{\operatorname{tg}\alpha}, \quad (62)$$

При n оборотах вала в минуту время разгрузки материала (время холостого хода) составит:

$$t = \frac{1}{2} \frac{60}{n} = \frac{30}{n}, \quad (63)$$

Путь свободного падения материала (за время t) равен высоте трапеции:

$$h = \frac{gt^2}{2}, \quad (64)$$

или

$$h = \frac{g}{2} \left(\frac{30}{n} \right)^2 = \frac{450g}{n^2} = \frac{S}{\operatorname{tg}\alpha}, \quad (65)$$

откуда находят n , мин^{-1}

$$n = \sqrt{\frac{450g \operatorname{tg}\alpha}{S}} = 66,5 \sqrt{\frac{\operatorname{tg}\alpha}{S}}, \quad (66)$$

где g — ускорение свободного падения ($9,81 \text{ м/с}^2$); S — ход щеки, м.

Число оборотов кала (число двойных качаний щеки), рассчитанное по этому уравнению, является максимально допустимым.

Практически принимают число оборотов n , мин⁻¹, из соотношения

$$n = 60 \sqrt{\frac{tg\alpha}{s}} - 63 \sqrt{\frac{tg\alpha}{s}}, \quad (67)$$

Теоретическую производительность дробилки определяют при условии, что объем раздробленного материала, выпавшего за один ход щеки, равен объему призмы, м³:

$$V=BF, \quad (68)$$

где B — длина загрузочного отверстия дробилки, м; F — площадь трапеции, м².

Принимая e за минимальную ширину разгрузочного отверстия дробилки, получают:

$$F = \frac{e+(e+S)}{2} h = \frac{2e+S}{2} h = \frac{2e+S}{2} \frac{s}{tg\alpha}, \quad (69)$$

При n ходах щеки (оборотов вала) в минуту производительность составит, м³ /ч:

$$Q = 60nV\mu = 60n\mu \frac{BS(2e+S)}{2tg\alpha} = \frac{30n\mu BS(2e+S)}{tg\alpha}, \quad (70)$$

где μ — коэффициент разрыхления материала на выходе из дробилки, практически принимаемый равным $0,3 \div 0,65$.

Уравнение (53) получено только, исходя из геометрических представлений и не учитывает влияния на производительность физических свойств дробимого материала.

Для определения производительности щековых дробилок обычно пользуются эмпирическим уравнением, составленным в предположении, что

производительность, т/ч, пропорциональна площади разгрузочного отверстия:

$$Q = (e + S)B \cdot 10^3 \quad (71)$$

где e, S, B - имеют указанные выше значения и выражены в метрах.

Производительность дробилки по массе Q , т/ч, определяется по эмпирической формуле:

$$Q = V(K\delta) = (1479b\sqrt{B} - 40B\sqrt{B})L(K\delta), \quad (72)$$

где K – коэффициент разрыхления материала при выходе из дробилки; δ — плотность материала, т/м³; B — ширина приемного отверстия, м; L — длина приемного отверстия, м.

Производительность дробилок по объему, м³ /ч, определяется по эмпирической формуле:

$$Q_0 = K_f K_w K_{кр} (150 + 750B) L b, \quad (73)$$

где K_f — поправочный коэффициент на крепость руды; K_w — то же, на влажность; $K_{кр}$ — то же, на содержание крупных классов в питании (более 0,5B).

Значения частных поправочных коэффициентов приведены в табл. 5.1.

Мощность N_0 , кВт, потребляемая дробилками, может быть определена по формуле В.А. Олевского:

$$N_0 = 5LHS_n, \quad (74)$$

где L — длина загрузочного отверстия, м; H — высота неподвижной щеки, м; S — ход щеки (внизу), м; n — частота вращения приводного вала (число качаний щеки), мин⁻¹.

Максимальная степень дробления, которую можно достичь в щековых дробилках, составляет 8. Обычно же дробилки работают при степенях дробления от 3 до 4.

Характеристика крупности продукта дробления определяется свойствами дробимого материала, и прежде всего его прочностью. Типовые характеристики крупности дробленого продукта щековых дробилок, по К.А. Разумову, показаны на рис. 28.

По оси абсцисс отложена крупность кусков в долях максимальной ширины разгрузочного отверстия и по оси ординат — суммарный выход классов «по плюсу». Характеристики даны для мягких 3, средней твердости 2 и твердых 1 руд.

Таблица 6

Поправочные коэффициенты на условия дробления

Коэффициент	Руда									
	Мягкая (некрепкая)		Средней твердости (средней крепости)		Твердая (крепкая)		Весьма твердая (особо крепкая)			
Крепость по шкале М.М. Протодьяконова	5-10		10-15		15-18		18-20			
Поправочный на крепость руд K_f	1,2		1,0		0,95		0,90			
Поправочный на влажность (при наличии в руде комкующейся мелочи) K_w	Влажность руды $w, \%$									
	4	5	6	7	8	9	10	11		
	1	1	0,95	0,9	0,85	0,8	0,75	0,65		
Поправочный на крупность $K_{кр}$	Содержание крупных классов (крупнее 0,5В) в питании $\alpha_{кр}, \%$									
	5	10	20	25	30	40	50	60	70	80
	1,10	1,08	1,05	1,04	1,03	1,0	0,97	0,95	0,92	0,89



Рис. 42. Типовые характеристики крупности дробленого продукта щековых дробилок

Пример:

Требуется определить полную расчетную производительность щековой дробилки ЩДП-15х21 ($B = 1,5$ м; $L = 2,1$ м), в которую поступает габбродиабазовая медно-никелевая руда повышенной крепости ($f = 15 \div 20$ по шкале М.М. Протодьяконова) с насыпной плотностью $\delta = 1,8$ т/м³, крупностью $-1200 + 0$ мм (20 % класса $+800$ мм), влажностью $w = 5$ %. Ширина выходного отверстия дробилки $b = 180$ мм.

Определяем поправочные коэффициенты по табл. 6: $K_f = 0,93$ (считая в среднем $f = 18$); $K_w = 1$ ($w = 5$ %); $K_{кр} = 1,04$ ($\alpha_{кр} = 25$ %). По формуле (71) рассчитываем $Q = 465$ м³/ч и по формуле (70) $Q = 835$ т/ч.

Эксплуатация щековых дробилок

Простота конструкции, обслуживания и ремонта щековых дробилок обуславливает широкое применение их на обогатительных фабриках. Однако эти дробилки обладают и существенными недостатками: сильно вибрируют при работе (необходимо устанавливать дробилку на очень прочном фундаменте и только на нижних этажах зданий), забиваются рудой при неравномерной загрузке, выдают неравномерный по крупности продукт.

На обогатительных фабриках щековые дробилки применяются для крупного дробления. Эти дробилки не могут работать под завалом и поэтому для приема прибывающей на фабрику руды сооружают приемные воронки или бункеры небольшой вместимостью. Из приемного устройства в дробилку руда подается равномерно пластинчатым питателем. Часто перед дробилкой устанавливают колосниковый грохот. Пластинчатый питатель подает руду на грохот и в дробилку поступает только надрешетный продукт. Дробленый продукт обычно разгружается из дробилки на ленточный конвейер, который транспортирует его в следующую стадию дробления.

Щековые дробилки устанавливают на фундаментах, не связанных с фундаментами здания, чтобы последним не передавались вибрации и сотрясения дробилки, неизбежные при ее работе.

Изнашивающиеся части, подлежащие периодической замене или восстановлению, у щековых дробилок следующие: футеровочные плиты, распорные плиты, вкладыши в гнезда для распорных плит, вкладыши подшипников эксцентрикового вала и оси подвижной щеки, вкладыши или заливка головки шатуна.

Средние сроки службы этих деталей (в месяцах): футеровочные плиты — 6; сменные наконечники распорных плит — 5; сухари в гнездах распорных плит — 12; вкладыши подшипников коленчатого вала и оси подвижной щеки — 12; вкладыши и заливка головки шатуна — 12.

Расход стали при дроблении в щековых дробилках определяется истиранием футеровочных плит, он зависит от стойкости материала, из которого сделаны плиты, и от крепости дробимого материала. При использовании плит из марганцовистой стали расход ее колеблется от 0,02 до 0,08 кг, а из закаленного чугуна - от 0,3 до 0,1 кг на 1 т дробленого продукта.

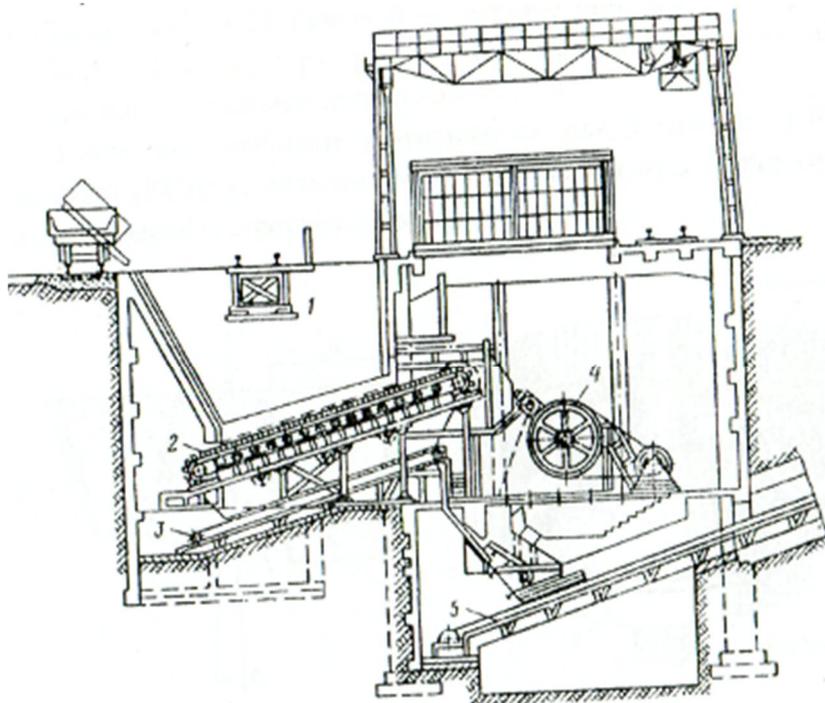


Рис. 43. Схема установки щековой дробилки:

1 — приемная воронка; 2 — пластинчатый питатель; 3 — ленточный конвейер для просыпки; 4 — щековая дробилка; 5 — ленточный конвейер для дробленого продукта

Схема автоматического управления дробилкой основана на контролировании уровня материала в зоне дробления.

Запуск щековой дробилки осуществляют только вхолостую (без руды). Если при работе вхолостую отсутствует ненормальный шум (стук, дребезжание, скрип и т.п.) дробилку загружают рудой. Останавливать щековую дробилку можно только после выпуска всего оставшегося в рабочей зоне материала.

Принцип действия и устройство конусных дробилок

Дробление материала в конусных дробилках осуществляется в кольцевом пространстве между неподвижным корпусом 1 и расположенным внутри его подвижным (дробящим) конусом 2 (рис. 45). Ось вращения KO подвижного конуса незначительно наклонена к оси O_1O неподвижного

конуса, что обеспечивает определенное значение эксцентриситета (e). Поэтому при движении по эксцентриситету подвижный конус совершает гирационное движение внутри неподвижного конуса, приближаясь или удаляясь на каждые пол-оборота к той или иной расположенной напротив стороне неподвижного конуса. Подвижный конус, как бы обкатывая внутреннюю поверхность неподвижного конуса, производит дробление крупных кусков в результате их раздавливания, а также частично истирания и разламывания вследствие криволинейной формы дробящих поверхностей. Исходный материал загружается сверху в пространство между подвижным 2 и неподвижным 1 конусами, а разгрузка дробленого продукта осуществляется вниз под дробилку через отверстие, образующееся во время отхода подвижного конуса от неподвижного.

Ширина выходной щели у современных дробилок составляет $(0,1—0,2)B$, а максимальный диаметр дробящего конуса - приблизительно $1,5B$ (здесь B — ширина приемного отверстия дробилки). Ширину b разгрузочного отверстия регулируют поднятием или опусканием дробящего конуса.

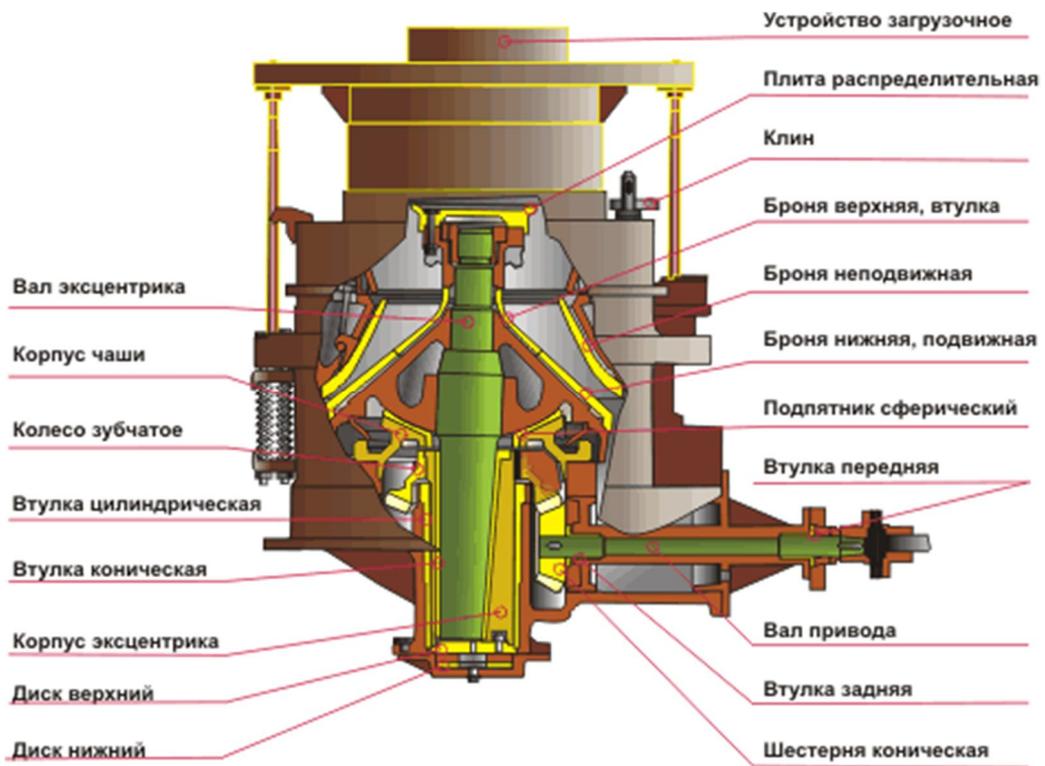


Рис.44. Строение конусной дробилки

Конусные дробилки применяются для крупного (ККД), среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления руд, горно-химического сырья и строительных горных пород.

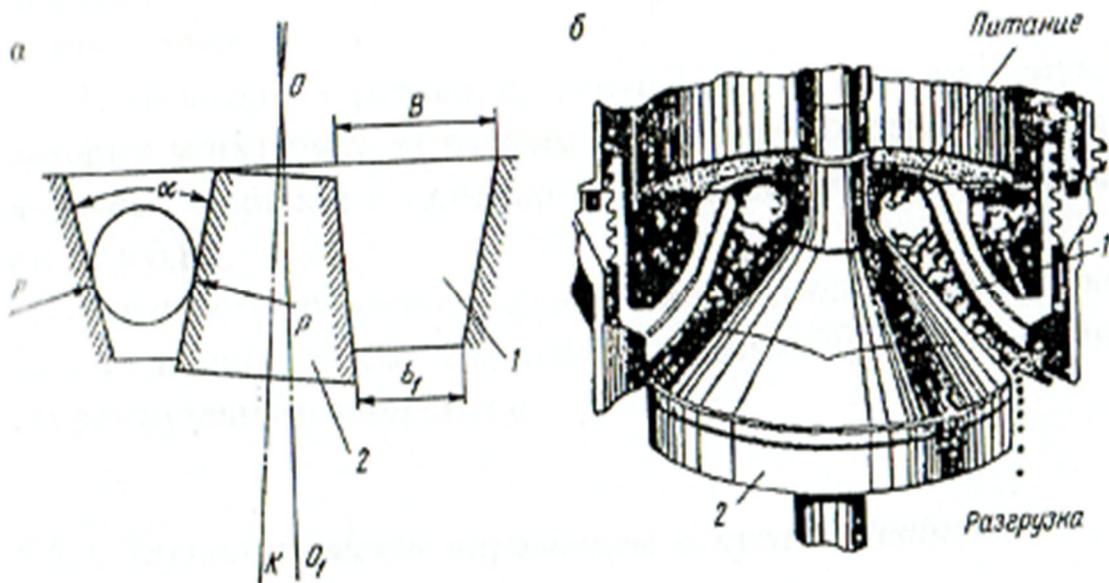


Рис. 45. Принцип действия (а) и общий вид (б) конусной дробилки
 1 - неподвижный конус (корпус); 2 — подвижный конус; v — ширина приёмного отверстия; b — ширина разгрузочного отверстия; α — угол захвата; P — дробящее усилие.

Главными различиями конусных дробилок для крупного, среднего и мелкого дробления являются: профиль их рабочего пространства; кинематика движения рабочего конуса и способ его опирания; приводной механизм машины; способ разгрузки дробленого материала и способ возбуждения дробящего усилия.

В дробилке крупного дробления (рис. 46, *а, б, в*) крутой подвижный конус 1 приводится в движение вокруг неподвижной оси валом-эксцентриком при помощи конической шестерни. Неподвижный конус (чаша) 2 обращен большим основанием кверху.

В дробилке среднего и мелкого дробления (рис.46, *г*) пологий подвижный конус 1, закрепленный на вращающемся с помощью эксцентрикового стакана валу, расположен внутри неподвижного конуса 2 (обращенного большим основанием вниз). В момент максимального сближения дробящего конуса с чашей такой дробилки создается «параллельная зона» длиной l . Ширина этой зоны определяет размер кусков дробленого продукта.

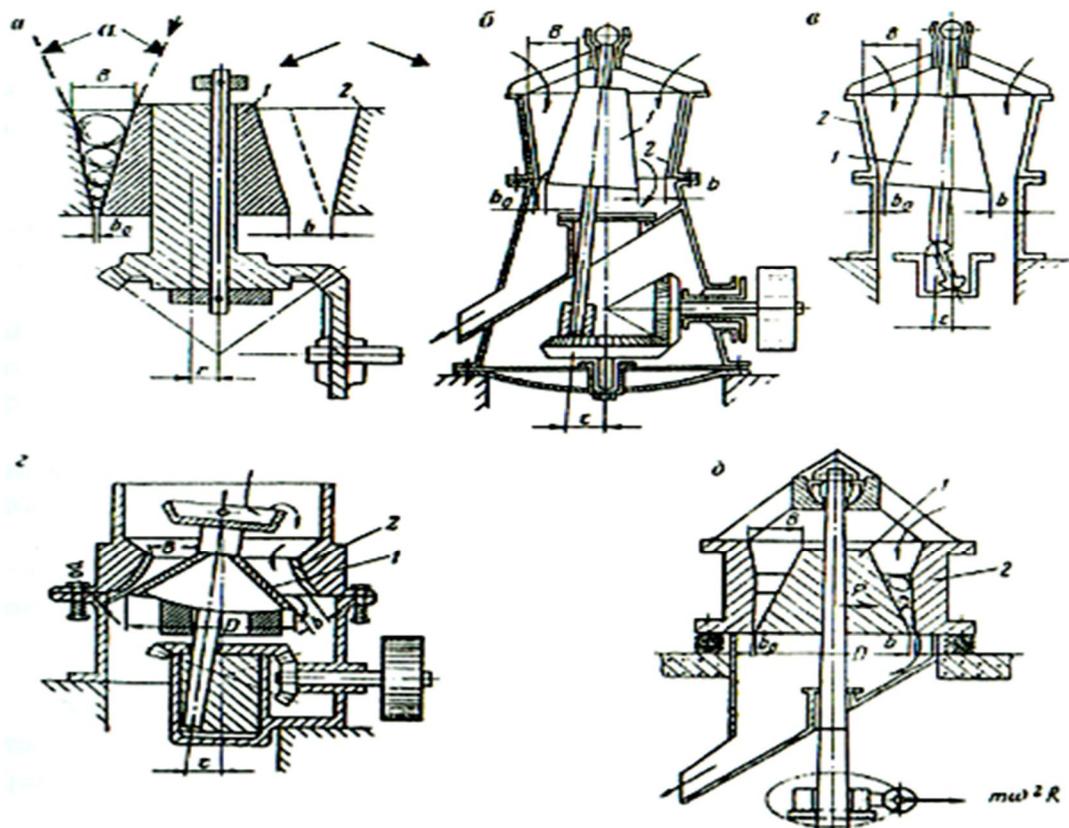


Рис. 46 Схемы конусных дробилок:

а - конусная дробилка с неподвижной осью; *б* — то же, с подвесным валом (ККД «гирационная»); *в* — то же, с валом, имеющим опору (ГРЩ); *г* — то же, с консольным валом, опирающимся на шаровой подпятник (КСД и КМД); *д* - конусная инерционная дробилка (вибрационная безэксцентриковая КИД).

Дробилки крупного и мелкого дробления могут иметь привод, как в виде эксцентрикового вала, так и в виде эксцентрикового стакана. Широко распространены дробилки крупного дробления, в которых подвижный конус приводится в движение также посредством эксцентрикового стакана.

Процесс дробления в конусных дробилках происходит непрерывно при последовательном перемещении зоны дробления по окружности конусов. Дробленный материал под действием собственной тяжести разгружается через разгрузочное отверстие, имеющее в разомкнутом положении ширину *b*. При

смыкании дробящих органов отверстие уменьшается до размера b_0 , причем $b_0 = b - s$, где s — ход конуса (двойная амплитуда) в нижней точке.

Номинальный размер d_n наибольших кусков материала, которые могут быть загружены в дробилку, определяется радиальной шириной B приемного отверстия. Обычно принимают $d_n = 0,8B$.

Крупность дробленого продукта и производительность дробилки данного типоразмера зависят главным образом от ширины разгрузочного отверстия b .

Технологические параметры конусных дробилок

Номинальными размерами, определяющими типоразмер конусной дробилки типа ККД и КРД, являются ширина B приемного отверстия и ширина b разгрузочного отверстия в раскрытом положении. Для первичного дробления предназначаются дробилки пяти типоразмеров: ККД-500/75, ККД-900/140, ККД-1200/150, ККД-1500/180 и ККД-1500/300; для вторичного крупного дробления (поддрабливания) — редуционные дробилки трех типоразмеров: КРД-500/60, КРД-700/75 и КРД 900/100.

Основными параметрами механического режима конусных дробилок являются: угол захвата; диаметр, эксцентриситет и ход дробящего конуса; частота его качаний; усилие дробления и потребляемая мощность.

Углом захвата конусных дробилок крупного дробления называется угол между образующими внутренней поверхности наружной неподвижной конической чаши и внешней поверхности подвижного дробящего конуса (см. рис. 46).

Угол захвата конусных дробилок крупного дробления определяется по аналогии со щековыми дробилками из условия предотвращения выталкивания кусков дробимого материала из камеры дробления, геометрии камеры дробления и динамики действия дробящих сил (см. рис. 46). Он не должен быть больше двойного угла трения. Практически в этих дробилках угол захвата бывает от 24 до 28°.

Частота вращения эксцентрикового стакана конусной дробилки крупного дробления, при которой достигается максимальная производительность дробилки, является наивыгоднейшей.

Частота вращения эксцентрикового вала дробилки соответствует принятой заводом частоте качаний конуса и может быть рассчитана из следующего соотношения:

$$n_0 = 190 - 60B, \quad (75)$$

Мощность электродвигателя $N_{\text{дв}}$ конусных дробилок считают пропорциональной квадрату диаметра D конуса, эксцентриситету r и частоте качаний n_0 :

$$N_{\text{дв}} = K_n D^2 m_0, \quad (76)$$

где K_n , — коэффициент, зависящий от конструкции дробилки.

Производительность по объему конусной дробилки может быть рассчитана по следующей эмпирической формуле:

$$Q_{\text{др}} = K_l \cdot K_f \cdot K_w \cdot K_{\text{кр}} D^2 r n_0 b, \quad (77)$$

где K_l - коэффициент ($K_l \approx 0,6$ для дробилок ККД и $K_l \approx 0,7$ для дробилок КРД); $K_{\text{кр}}$, K_f и K_w — поправочные коэффициенты на крупность, твердость и влажность (см. табл. 5.1); r — эксцентриситет; b — ширина разгрузочного отверстия; D — диаметр конуса.

В зависимости от типоразмера дробилок, физических свойств (крепости, влажности, крупности) руды, степени дробления и других факторов производительность дробилок крупного дробления колеблется от 150 до 2300 т/ч, дробилок среднего дробления — от 20 до 2000 т/ч, дробилок мелкого дробления — от 20 до 1000 т/ч.

Степень дробления может достигать 8, но обычно дробилки работают при степенях дробления от 3 до 4, расход энергии на дробление колеблется от 0,1 до 0,8 кВт·ч/т дробленого продукта.

Эксплуатация конусных дробилок

Конусные дробилки крупного дробления ($B > 900$ мм) при условии соответствия вагона (самосвала), подающего руду, производительности дробилки могут работать под завалом, что позволяет загружать в них дробимый материал непосредственно из опрокидывающихся вагонов (рис. 46, а). Дробилки меньшего размера под завалом работать не могут и поэтому для них сооружают приемные устройства для исходного материала. В таком случае из приемного устройства материал подается в дробилку пластинчатым питателем.

Дробленый материал разгружается на ленточный конвейер, передающий его в следующую стадию дробления. Обычно в среднее дробление материал передается ленточным конвейером, а перед дробилкой устанавливают грохот для отсева мелочи, не подлежащей дроблению. Надрешетный продукт с грохота поступает в дробилку, а подрешетный, минуя дробилку, направляется на конвейер дробленого продукта (рис. 46, б).

На фабриках большой производительности режим работы отделения крупного дробления часто не совпадает с режимом отделения среднего и мелкого дробления. Поэтому между этими отделениями сооружается склад крупнодробленой руды, который одновременно используется также для распределения руды по дробилкам среднего дробления, так как по производительности приходится устанавливать несколько параллельно работающих дробилок. Со склада руда подается отдельными конвейерами на одну дробилку. На современных обогатительных фабриках дробилки среднего и мелкого дробления располагают на одном уровне и в одном корпусе. Для распределения руды по дробилкам построены бункеры малой вместимостью, под которыми размещают грохоты. Крупный класс подается в дробилки коротким конвейером.

При таком компоновочном решении все дробилки размещаются над одним сборным конвейером, который выводит из корпуса разгружаемый из дробилок материал.

Для конусных дробилок крупного дробления, работающих при степени дробления 6, расход энергии на дробление колеблется от 0,1 до 0,8 кВт·ч/т дробленого продукта.

Изнашивающиеся части, подлежащие периодической замене или восстановлению: футеровка неподвижной наружной чаши, дробящего конуса и траверсы; контактные поверхности в месте подвеса вала дробящего конуса и поверхности эксцентрикового стакана; опорное кольцо эксцентрикового стакана втулки приводного вала и конические шестерни. Срок службы для футеровки наружной неподвижной части - от 6 мес. до 2 лет (чаще около 1 года).

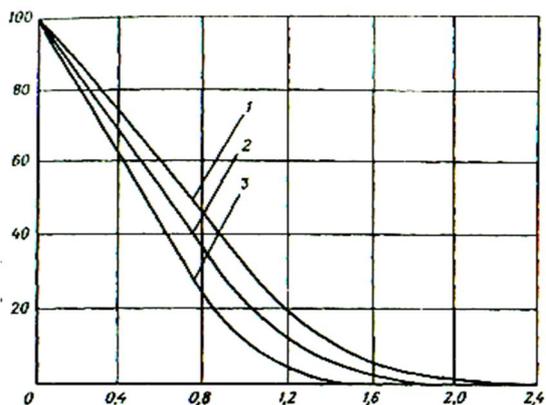
Расход стали при дроблении в конусных дробилках определяется истиранием футеровочных плит. При использовании футеровки из марганцовистой стали расход ее колеблется от 0,005 до 0,03 кг/т дробленого продукта.

Конусные дробилки запускают в работу при отсутствии дробимого материала в камере дробления. Перед пуском проверяют количество смазки в баке жидкой смазки и в резервуаре консистентной смазки. Сначала включают масляный насос и систему охлаждения масла.

Попадание в дробилки среднего и мелкого дробления вместе с рудой металлических предметов может вызвать поломку дробилок. Современная схема улавливания металлических предметов из руды, подаваемой конвейером в дробилку, включает установку по ходу конвейера двух металлоискателей и мощного подвешенного электромагнита между ними.

Конусные дробилки получили широкое распространение в горнорудной промышленности благодаря высокой производительности, сравнительно низкому удельному расходу электроэнергии и способности выдавать достаточно равномерный по крупности дробленый продукт. Недостатками конусных дробилок (в сопоставлении со щековыми) являются: более сложная и дорогая конструкция, большая высота, более сложное обслуживание.

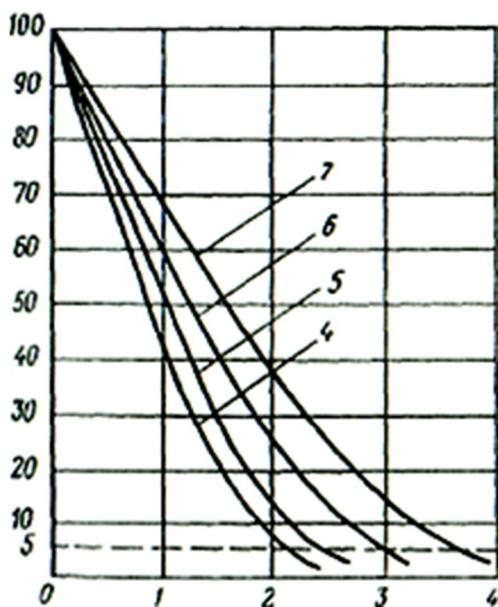
Суммарный выход, %



Крупность, доли ширины разгрузочного отверстия дробилки

а)

Суммарный выход классов, %



Крупность классов, доли размера разгрузочного отверстия

б)

Рис. 47. Типовые характеристики крупности дробленого продукта конусных дробилок крупного (а), среднего и мелкого (б) дробления:

1 — твердые руды; 2 — руды средней твердости; 3 — мягкие руды; 4 — КСД-Гр (грубое дробление); 5 - КСД-Т (тонкое дробление); 6 — КМД-Гр; 7 — КМД-Т

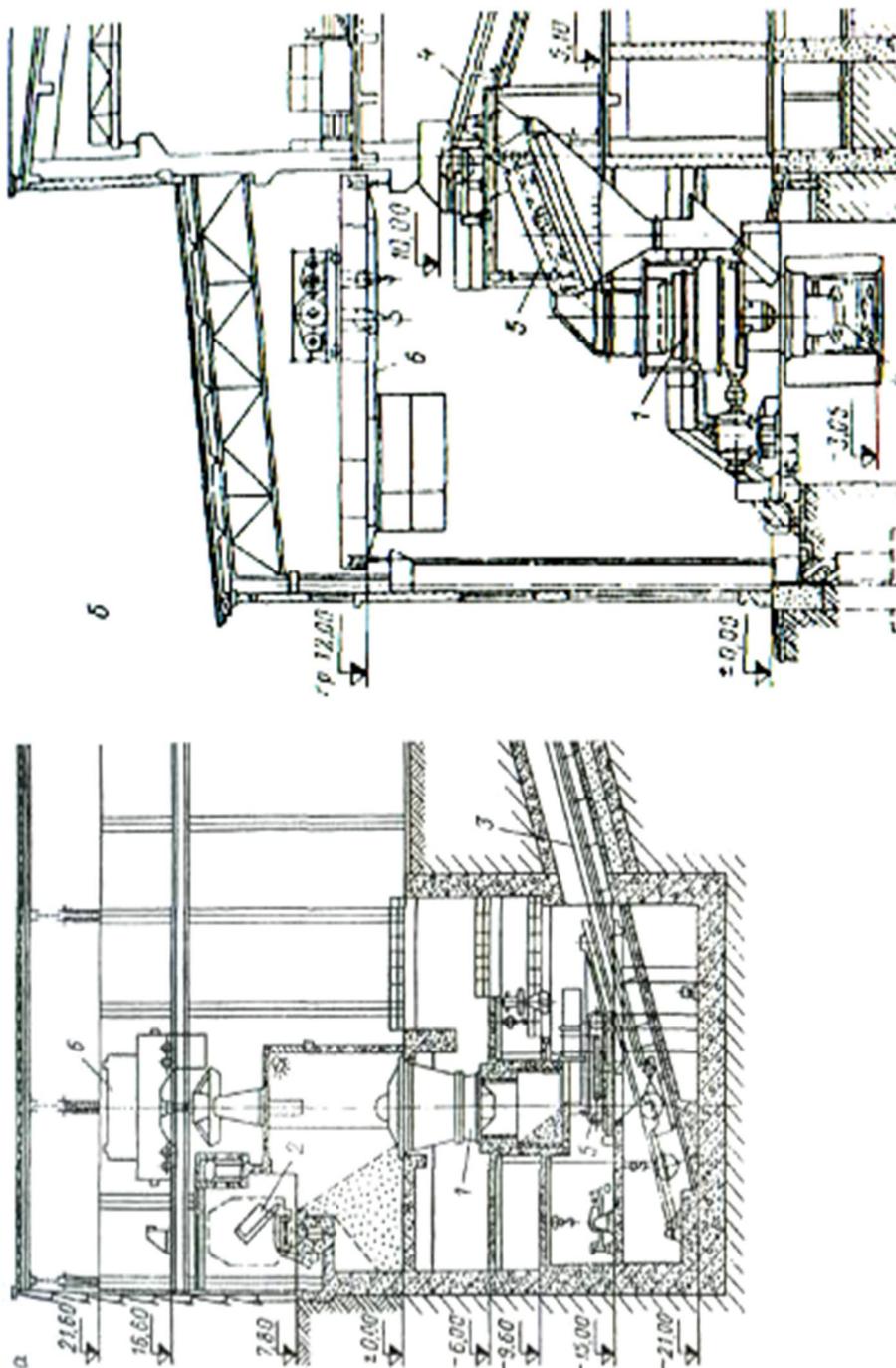


Рис. 48. Схемы установки конусных дробилок крупного (а) и среднего (б) дробления: 1 — конусная дробилка; 2 — железнодорожный опрокидывающийся вагон; 3 — ленточный конвейер для дробленого продукта; 4 — конвейер для подачи материала в дробилку среднего дробления; 5 — грохот; 6 — мостовой кран

Вопросы по пройденной теме

1. Как регулируется ширина разгрузочного отверстия в конусных дробилках?
2. Что называется углом захвата конусных дробилок крупного дробления?
3. Какие существуют технологические параметры конусных дробилок?
4. Как различают конусные дробилки крупного, среднего и мелкого дробления?

1. Предназначение валковых дробилок?
2. Каков расход футеровки в валковых дробилках (кг/т)?
3. Каким материалом футеруются валки валковых дробилок?
4. Как регулируется ширина разгрузочного отверстия в валковых дробилках?
5. Для дробления каких руд применяются молотковые дробилки?
6. Колебания расхода энергии на дробление в молотковых дробилках?
 7. Максимальная степень дробления.
 8. По какой формуле определяется мощность дробилки?
 9. По какой формуле определяется производительность дробилки?
 10. Как определяют углом захвата?
 11. Технологические параметры щековых дробилок.

Глава 5. ПРОЦЕСС ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

5.1. Назначение и классификация процессов

Измельчение — это процесс разрушения кусков полезного ископаемого под воздействием внешних сил в замкнутом объеме с целью достижения требуемой крупности (менее 5 мм) или степени раскрытия минералов. Как правило, на измельчение поступает материал после дробления крупностью менее 10—25 мм.

В результате измельчения получают продукт, пригодный по крупности для последующего обогащения и содержащий полезные минералы в виде частиц, максимально освобожденных от пустой породы (рис. 49).

Крупность частиц измельченного продукта обычно не превышает 1 мм, а часто с целью полного раскрытия сростков руду измельчают до крупности частиц менее 0,1 мм.

Степень измельчения определяется отношением максимального размера зерен исходного продукта D_{max} к максимальному размеру зерен измельченного d_{max} :

$$i_{\text{изм}} = \frac{D_{\text{max}}}{d_{\text{max}}}$$

Степень измельчения может составлять до 250.

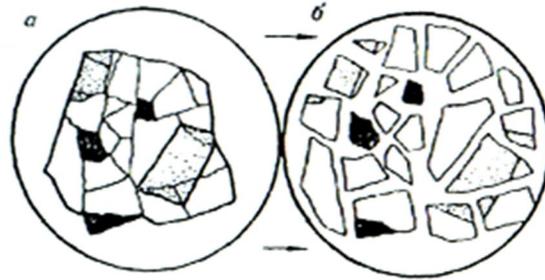


Рис. 49. Схема разрушения куска руды при измельчении:

a – до измельчения; *б* - после измельчения

Достижение такой степени измельчения за один прием затруднительно, поэтому измельчение, как и дробление, чаще всего осуществляется в несколько приемов (стадий). По виду реализации методов разрушения различают механическое измельчение с мелющими телами, пневматическое и аэродинамическое без мелющих тел.

Все измельчительные машины по принципу действия можно разделить на две основные группы: механические мельницы (с мелющими телами) и аэродинамические мельницы (струйные размольные аппараты без мелющих тел). В свою очередь, механические мельницы в зависимости от геометрической формы рабочего корпуса разделяются на барабанные, кольцевые, чашевые и дисковые (рис. 50).

Рабочий корпус барабанных мельниц — футерованный изнутри барабан 1. Мелющими телами 2 служат стальные шары, стержни, галька или крупные куски руды (рис. 50, *a*).

Кольцевые мельницы (рис. 50, *б*) иногда применяются для сухого измельчения легкоизмельчаемых материалов — угля, фосфоритов и др. Рабочей поверхностью здесь служит внутренняя футеровка кольца 1, а измельчающими телами являются ролики 2 цилиндрической или другой формы, обкатывающие внутреннюю поверхность кольца.

В чашевой мельнице (рис. 50, а) рабочий корпус — чаша 1, а мелющие тела — бегуны 2, перекатывающиеся по днищу чаши.

В дисковой мельнице (рис. 50, б) основные рабочие органы — неподвижный 1 и подвижный 2 диски.

Аэродинамические (струйные) мельницы в горнорудной промышленности применяются сравнительно редко и исключительно для тонкого и сверхтонкого измельчения материала. Принцип их действия заключается в том, что частицы материала разгоняются встречными струями сжатого воздуха, перегретого пара или газа и измельчаются в результате соударения друг с другом.

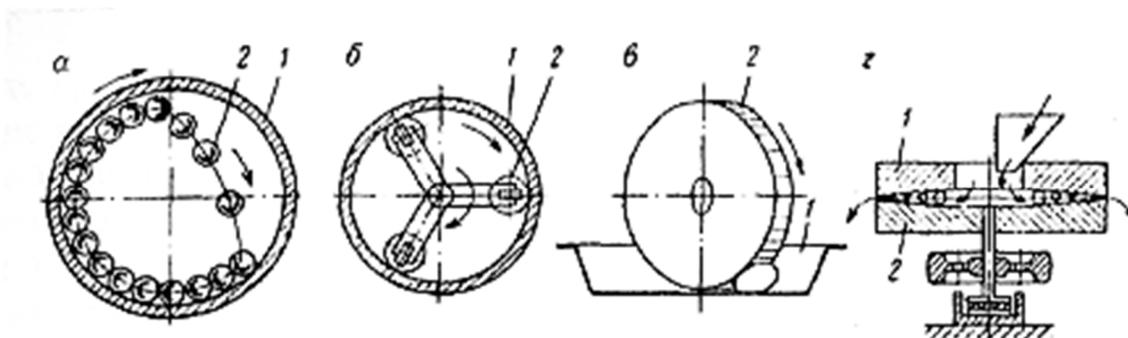


Рис. 50. Механические мельницы

На обогатительных фабриках и в рудоподготовительных отделениях металлургических предприятий применяются главным образом вращающиеся барабанные мельницы.

5.2. Измельчаемость полезных ископаемых

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

Измельчаемость руды характеризуется удельной производительностью мельницы по вновь образованному расчетному классу крупности — 0,074 мм (или по другому размеру расчетного класса). Относительная измельчаемость определяется отношением

$$K_{\text{изм}} = q_d / q_{dэ}, \quad (78)$$

где q_d и $q_{dэ}$ — удельная производительность мельницы по вновь образованному классу $-d$ соответственно исследуемой и эталонной руд, т/(м³·ч) или кг/(дм³·ч).

Сопоставление по формуле (61) справедливо при $\beta_d = \beta_{dэ}$ и $\alpha_d = \alpha_{dэ}$

Относительная измельчаемость определяется по результатам измельчения проб исследуемой и эталонной руд в лабораторной мельнице периодического действия, работающей в имитированном открытом или замкнутом цикле.

Проба руды дробится (на валках) до крупности 6—0 мм и измельчается при постоянных условиях, принятых для лабораторной мельницы; при этом снимается кинетика измельчения по всем классам крупности стандартного набора сит (например, 0,3; 0,2; 0,15; 0,1; 0,074 мм). В результате получаются кривые типа кривых, показанных на рис. 36.

Если провести на таком графике прямую, параллельную оси абсцисс на выходе остатка на ситах 10 % (или 5 %), то точки пересечения этой прямой и кривых кинетики позволят определить продолжительность измельчения, необходимую для получения продукта с остатком 10 % (или 5 %) на разных ситах.

Измельчаемость до крупности 10 % остатка па определенном сите можно найти как удельную производительность, кг/(дм³·ч), по вновь образованному классу по формуле

$$q = \frac{P_n(\beta_k - \beta_n)60}{VT}, \quad (79)$$

где P_n - масса пробы руды в мельнице, кг; β_n и β_k — содержание класса мельче данного отверстия сита в исходном материале и после измельчения (если было условие, что измельчение должно быть до 10 % остатка, то $\beta_k = 0,9$); V — объем мельницы, л; T продолжительность измельчения, определяемая по графику, мин. По этой же методике рассчитывают удельную производительность q мельницы на эталонной руде.

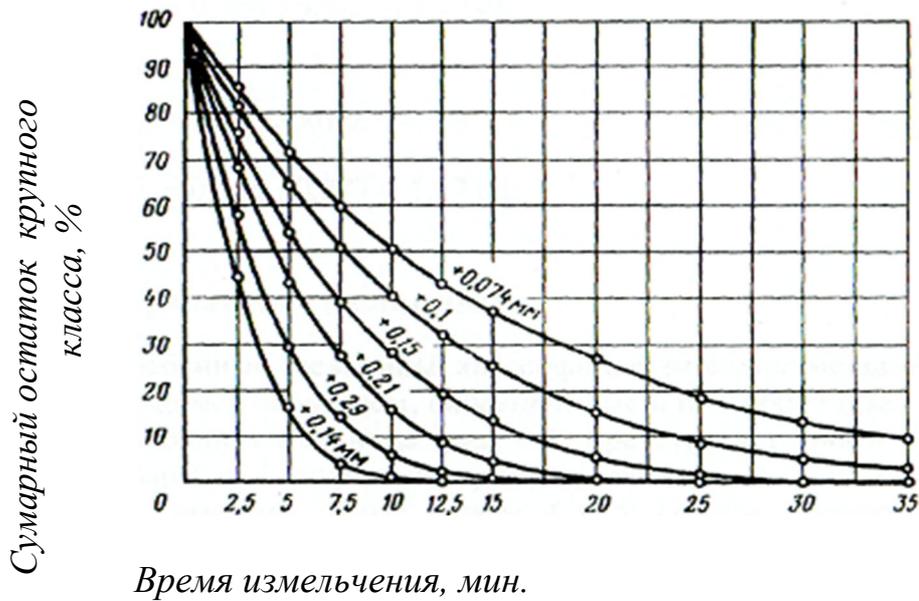


Рис. 51. Зависимость массы крупного класса в разгрузке мельницы от времени измельчения

Отношение q/q_0 дает показатель относительной измельчаемости.

В готовых продуктах измельчения открытого (разгрузка мельницы) и замкнутого (подрешетный продукт отсева разгрузки мельницы) циклов определяется содержание расчетных классов крупности $-d$. По результатам ситовых анализов рассчитывается удельная производительность мельницы по вновь образованному расчетному классу крупности, например, по классу $-0,074$ мм для исследуемой и эталонной руд. В зависимости от работы в открытом цикле по вновь образованному классу $-0,074$ мм и от содержания этого же класса в измельченном продукте рассчитывается режим работы шаровой мельницы 300×200 при измельчении исследуемой и эталонной руд:

$$q_d = \frac{60P_K}{vt_{изм}} = (\beta_B - \alpha_d), \quad (80)$$

где $t_{изм}$ — время измельчения, мин; α_d и β_d — содержание расчетного класса крупности $-d$ соответственно в исходном материале и продукте измельчения, доли ед.; d — размер расчетного класса крупности, мм.

По графику зависимости $q_d=f(\beta_d)$ определяются q_d и $q_{dэ}$ при заданном содержании расчетного класса крупности, в готовом продукте исследуемой и эталонной руд и по формуле (61) вычисляется коэффициент относительной измельчаемости.

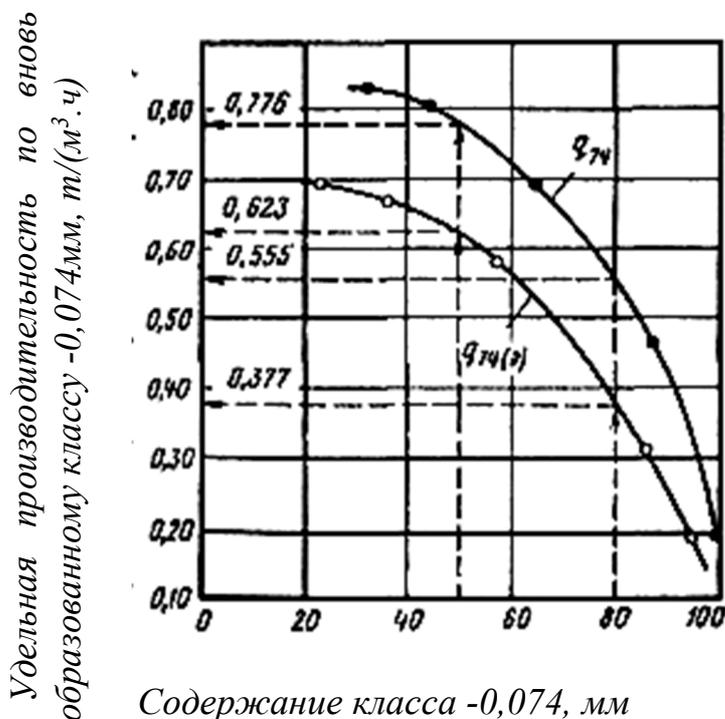


Рис. 52. Зависимость удельной производительности по вновь образованному классу -0,074мм

На рис.52. показано графическое определение удельной производительности мельницы по вновь образованному классу 0,074 мм исследуемой K и эталонной M руд по результатам их измельчения в имитированном открытом цикле. Из рис. 52 видно, что при

$$\beta_{0,074}^k = \beta_{0,074}^M = 50\%,$$

$$K_{\text{изм}}^{50} = 0,766 : 0,623 = 1,23 \text{ед.}$$

и при

$$\beta_{0,074}^k = \beta_{0,074}^M = 80\%,$$

$$K_{\text{изм}}^{80} = 0,555 : 0,377 = 1,47 \text{ед.}$$

5.3. Эксплуатация барабанных мельниц

Измельчение руд и других материалов осуществляется преимущественно в барабанных (шаровых и стержневых) мельницах. Применение таких мельниц связано с высокими капитальными и эксплуатационными затратами. Поэтому в последнее время наблюдается повышенный интерес к проблеме самоизмельчения (бесшарового измельчения) в барабанных и других мельницах. Для многих типов руд при самоизмельчении происходит лучшее раскрытие рудных минералов, повышение качественно-количественных показателей обогащения, снижение расхода стали и затрат на обогащение 1 т концентрата.

Как при шаровом, так и при бесшаровом помоле в цехах измельчения (рис. 38) исходная руда из бункера выдается питателем на сборный ленточный конвейер. Затем наклонным конвейером она загружается в мельницу, работающую в замкнутом цикле с классификатором, гидроциклоном или грохотом. Пески классификатора обычно подаются в мельницу самотеком. Если это невозможно, то применяют песковые насосы, винтовые конвейеры и т.д.

Для обслуживания оборудования имеются специальные площадки. Пуск оборудования цеха измельчения производится, начиная с конца технологической цепочки, а остановка — начиная с питателя исходной руды. Работу измельчительных установок регулируют посредством равномерной подачи исходной руды в мельницу, поддержания водного режима измельчения и веса дробящей среды.

Крупность руды исходного питания для шаровых мельниц не должна превышать 25 мм, для стержневых мельниц — 40 мм; 100 мельниц самоизмельчения и рудногалечных — $1/3$ диаметра загрузочной цапфы.

Для получения максимальной производительности мельниц содержание твердого в дробленом продукте при исходной руде крупнее 12 мм должно быть 65—75 %, мельче 12 мм — 50—60 %. Наиболее эффективная работа мельниц обеспечивается при ее загрузке мелющими телами,

имеющими насыпную плотность, т/м³: шаровых — 4,5—4,6; стержневых — 6,6.

Коэффициент заполнения шарами должен быть: мельниц с разгрузкой через решетку — 0,45—0,5; мельниц с центральной разгрузкой — 0,35—0,4; мельниц самоизмельчения — 0,35—0,45. Коэффициент заполнения мельниц стержнями 0,3—0,4.

Для обеспечения стабильной высокопроизводительной работы мельниц самоизмельчения необходимо, чтобы исходный материал содержал класс +350 мм в пределах 4—6 %; класс + 100 мм — не менее 40 %. Частота вращения барабана мельниц должна быть в процентах от критической: стержневых — 60—72; шаровых с центральной разгрузкой — 60—86; шаровых с решеткой — 75—86; рудногалечных — 80—85 и мельниц мокрого самоизмельчения.

Оптимальная удельная загрузка мельниц мелющими телами, т.е. масса мелющих тел, приходящихся на единицу объема барабана, т/м³: шаров (при коэффициенте заполнения 0,45) — 2—2,07; стержней (при коэффициенте заполнения 0,35) — 2,3—2,35. Обычно мелющие тела должны быть расположены ниже оси мельницы на расстоянии, мм: шары — 200—250; стержни -100—200. Расход шаров на 1 кВт·ч энергии, затраченной на измельчение, составляет 0,09 кг. Пересортировку шаров и удаление скрапа следует выполнять не реже чем через 2—3 месяца.

Оптимальная циркулирующая нагрузка мельниц, %; шаровых — 300-500; стержневых — 50—75. Удельная циркулирующая нагрузка не должна превышать 12т/(м·ч).

Область применения стержневых мельниц при мокром измельчении ограничивается измельчением до крупности не ниже 0,8 — 1 мм; содержание расчетного класса -0,074 мм в готовом продукте не должно превышать 25—30 %.

5.4. Схемы измельчения

Измельчение применяется для получения зерен определенной крупности или их распределения, заданной удельной поверхности измельченного продукта, раскрытия рудных и нерудных минералов, физического или химического изменения минералов. Технологию измельчения выбирают с учетом требований последующей технологии переработки полезного ископаемого.

На обогатительных фабриках измельчение руд и других полезных ископаемых в барабанных мельницах производится по одно-, двух- или трехстадиальным схемам.

В практике работы обогатительных фабрик барабанные мельницы применяются в открытом, замкнутом и частично замкнутом цикле с классифицирующим аппаратом (рис. 39).

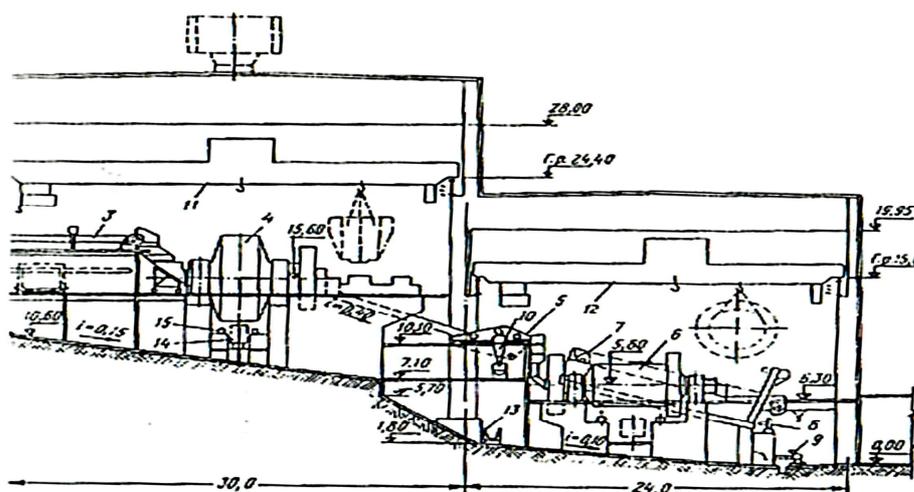


Рис. 53. Отделение измельчения с мельницами мокрого самоизмельчения $D=7000$ мм флотационной фабрики для руд цветных металлов:

- 1 — конвейер ленточный $B = 1400$ мм с барабанной разгрузочной тележкой;
- 2 - питатель ленточный;
- 3 — конвейер ленточный $B = 1400$ мм с автоматическими весами;
- 4 — мельница самоизмельчения 7000×2300 мм, $V = 80$ м³;
- 5 — грохот самобалансный 1750×4500 мм;
- 6 — мельница шаровая с решеткой 3600×5000 мм;
- 7 — классификатор односпиральный $D = 3000$ мм, $L = 12\ 500$ мм;
- 8 — затвор донный;
- 9 — насос песковый;
- 10 — гидроциклон $D = 750$ мм;
- 11 - кран мостовой электрический $Q = 50/10$ т;
- 12 — кран подвесной электрический ($2 = 5$ т; M — лоток гидротранспорта пульпы;
- 14 — тележка для разгрузки мельниц;
- 15 — домкраты для подъема мельниц

Открытый цикл измельчения — это измельчение материала без последующего применения классификации или без возвращения крупного продукта классификации в измельчительное оборудование (рис. 54, *а*). При этом цикле измельчаемый материал проходит через мельницу один раз и готовый продукт получают непосредственно из мельницы.

В современных коротких мельницах при открытом цикле измельчения готовый продукт получается сравнительно крупным, достигающим (по наибольшему измерению) 2—3 мм. Продукт такой крупности может направляться на обогащение гравитационными, электромагнитными и другими методами, не требующими значительной тонкости зерна.

Замкнутый цикл измельчения — это измельчение материала, осуществляемое с последующей его классификацией и возвращением крупного продукта в измельчительное оборудование (рис. 54, *б*). Замкнутый цикл измельчения применяется для получения тонкоизмельченного (до крупности менее 1 мм) продукта перед флотацией и другими процессами обогащения.

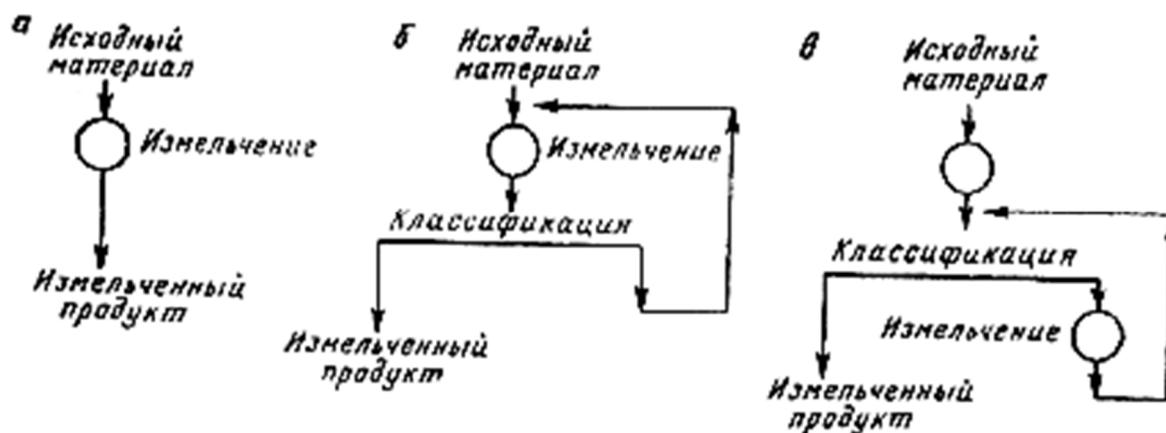


Рис. 54. Схемы измельчения: *а* - одностадийная в открытом цикле; *б* — одностадийная в замкнутом цикле с поверочной классификацией; *в* - двухстадийная с замкнутым циклом во второй стадии

При этом относительно крупные пески после классификации возвращаются в мельницу для доизмельчения до установленной кондиции.

Полузакнутый или частично замкнутый цикл измельчения применяется при двухстадиальном измельчении.

Барабанные шаровые, стержневые и рудногалечные мельницы работают в замкнутом цикле и реже в открытом или частично открытом циклах. Измельчение в открытом цикле применяется для стержневых мельниц при сухом и мокром измельчении, а для шаровых – только при сухом.

Мельницы шаровые, самоизмельчения и рудногалечные мокрого измельчения в подавляющем большинстве случаев работают в замкнутом цикле.

При замкнутом цикле измельчения материал из мельницы потупает в классификатор, который делит его на слив и пески. Слив поступает на обогащение, а пески возвращаются в мельницу многократно до тех пор, пока не достигнут крупности зерен, разгружаемых в слив. При установившемся режиме замкнутого цикла масса оборотных песков становится постоянной и называется циркулирующей нагрузкой.

При изменении количества, твердости и крупности поступающей на измельчение руды, подачи воды, режима работы насосов и гидроциклонов происходит колебания циркулирующей нагрузки.

При замкнутом цикле с увеличением производительности мельницы по исходной руде циркулирующая нагрузка возрастает. Установлено, что сравнительно небольшие циркулирующие нагрузки (до 400%) заметно повышает производительность мельницы. Увеличение скорости прохождения материала через мельницу при увеличении циркулирующей нагрузки способствует повышению эффективности работы измельчающих тел и предотвращает меньшее переизмельчение материала, что в свою очередь, вызывает увеличение производительности мельницы. Увеличение

циркулирующей нагрузки выше ее оптимального значения приводит к снижению производительности мельницы.

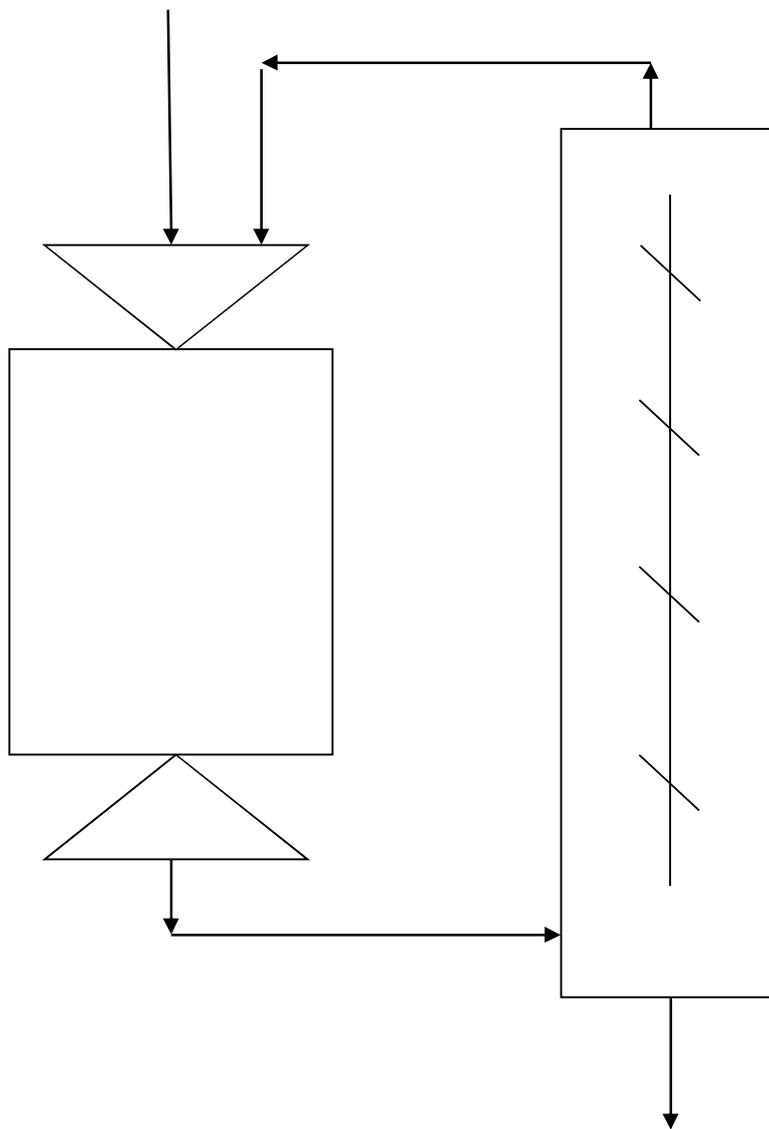


Рис.55. Установка мельницы с классификатором.

Циркулирующей нагрузкой называется то установившееся количество оборотных песков, которое может выражаться при абсолютной величиной — массой S или относительной величиной C — отношением массы песков к массе исходного материала (свежей загрузке Q) или к массе готового продукта (твердого в сливе классификатора), равной массе исходного материала, т.е.:

$$C = \frac{S}{Q} \text{ или } S = CQ, \quad (81)$$

Относительная величина циркулирующей нагрузки выражается в долях единицы или в процентах. Величина циркулирующей нагрузки зависит от свойств руды, условий измельчения и эффективности классификации. Оптимальная циркулирующая нагрузка для шаровых мельниц составляет 300—500 %, для стержневых— 50—75 %.

По числу стадий измельчения различают схемы *одностадиальные*, *двухстадиальные* и *трехстадиальные*.

Одностадиальные схемы измельчения применяются главным образом на обогатительных фабриках производительностью до 200 т/сут, а также на фабриках при относительно крупном конечном продукте измельчения ($< 0,2$ мм).

При двухстадиальных схемах измельчения мельницы устанавливают последовательно — одна мельница (стержневая) в I стадии для более крупного измельчения материала (в открытом цикле) и одна или несколько мельниц (шаровых) во II стадии для доизмельчения, обязательно в замкнутом цикле с классификаторами. Схема применяется на фабриках большой производительностью.

Трехстадиальная схема измельчения применяется редко и только при необходимости дополнительного доизмельчения после II стадии.

Схемы самоизмельчения бывают *одностадиальные* и *двухстадиальные*. Одностадиальные схемы применяются для получения относительно крупных продуктов — 60—70 % класса $-0,074$ мм, а часто продуктов, характерных для измельчения в стержневых мельницах, т.е. -3 мм.

5.5. Классификация мельниц

Барабанные мельницы классифицируются на мельницы с вращающимся барабаном, вибрационные и центробежные.

Барабанная мельница (рис. 40) представляет собой пустотелый барабан 7, закрытый торцевыми крышками 2 и 3, в центре которых имеются полые цапфы 4 и 5. Цапфы опираются на подшипники 6 и 7 и барабан вращается

вокруг горизонтальной оси. Барабан заполняется примерно на половину объема дробящей средой (дробящими телами). При его вращении дробящие тела благодаря трению увлекаются его внутренней поверхностью, поднимаются на некоторую высоту и свободно или, перекатываясь, падают вниз.

Через одну полу цапфу 4 внутрь барабана непрерывно подается измельчаемый материал, который проходит вдоль него и, подвергаясь воздействию дробящих тел, измельчается ударом, истиранием и раздавливанием. Измельченный продукт непрерывно разгружается через другую полу цапфу 5. При вращении барабана материал движется вдоль его оси вследствие перепада уровней загрузки и разгрузки и напора непрерывной подачи материала; если измельчение мокрое, то материал увлекается сливным потоком воды, а если сухое — воздушным потоком, возникающим при отсасывании воздуха из барабана.

Применяемые для измельчения различных материалов барабанные мельницы различаются по форме барабана, характеру среды и измельчающих тел, по способу разгрузки измельченного продукта и по принципу действия.

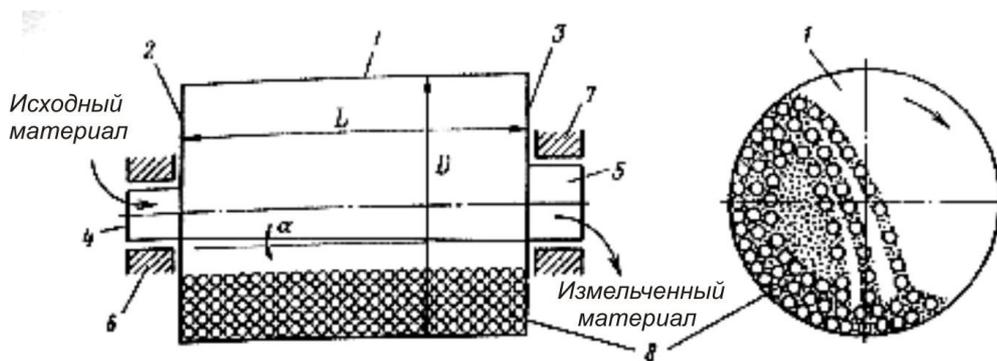


Рис. 56. Схема устройства и принцип действия барабанной (шаровой) мельницы:

1 — цилиндрический барабан; 2, 3 — торцевые крышки; 4, 5 — загрузочная и разгрузочная цапфы; 6, 7 — опорные подшипники; 8 — измельчающая среда (шары); α — угол наклона потока пульпы в мельнице

В зависимости от формы барабана различают мельницы цилиндрические и цилиндроконические. Первые, в свою очередь, классифицируются на три типа: короткие, длинные и трубные. К коротким мельницам относятся такие, у которых длина барабана меньше или равна его диаметру. К длинным — у которых длина барабана больше одного, но меньше трех его диаметров. К трубным - мельницы с длиной барабана больше трех диаметров.

5.6. Виды мельниц

В зависимости от вида измельчающей среды барабанные мельницы разделяются на шаровые (МШ), стержневые (МС), галечные (МГ) и рудногалечные (МРГ), самоизмельчения (МС) и полусамоизмельчения (МПС).

У шаровых мельниц дробящая среда представлена стальными или чугунными шарами, у стержневых — стальными стержнями, у галечных — окатанной кремневой галькой, у мельниц самоизмельчения — крупными кусками измельчаемой руды.

В зависимости от способа разгрузки измельченного продукта различают мельницы с центральной разгрузкой (МШЦ) и разгрузкой через решетку (МШР). У мельниц с центральной разгрузкой удаление измельченного продукта происходит свободным сливом через пустотелую разгрузочную цапфу. У мельниц с разгрузкой через решетку имеется подъемное устройство, принудительно разгружающее измельченный продукт.

Типоразмеры барабанных мельниц определяются внутренним диаметром барабана D и его рабочей длиной L (см. рис. 56). Например, обозначение МШЦ-3200х4500 означает: мельница шаровая с центральной разгрузкой с барабаном диаметром 3200 мм и длиной 4500 мм.

Цилиндрические шаровые и стержневые мельницы широко применяются на обогатительных фабриках для измельчения руд. Галечные мельницы применяются в тех случаях, когда нельзя допустить даже

ничтожных примесей железа к измельчаемому материалу. Мельницы самоизмельчения в последние десятилетия внедряются в практику измельчения руд.

Шаровая мельница с решеткой (МШР) (рис. 57.) состоит из барабана 1 с торцевыми крышками 2 и 3, загрузочной 4 и разгрузочной 5 цапф, опирающихся на подшипники 6 и 7. Вращение барабана мельниц осуществляется от электродвигателя посредством малой шестерни 9, насаженной на приводном валу 10, и зубчатого венца 8, закрепленного на внешней поверхности барабана.

Барабан мельницы изготавливают сварным или клепаным из листовой стали, а торцевые крышки отливают из чугуна или стали. Они соединяются между собой при помощи болтов. Барабан и торцевые крышки для предотвращения от износа футеруются броневыми плитами 10, которые закрепляются болтами, а внутренняя часть пустотелых цапф — съемными воронками.

В мельницу загружают стальные или чугунные тары разной крупности (от 40 до 150 мм) примерно на половину ее объема.

Исходный материал загружается в мельницу питателем 9, а пески, возвращающиеся на доизмельчение из классификатора, при помощи улиткового черпака. Во время вращения барабана мельницы тары, перекатываясь, скользя и падая, измельчают зерна полезного ископаемого. Горловина разгрузочной цапфы имеет несколько больший диаметр, благодаря чему происходит движение пульпы в сторону разгрузки.

У разгружаемого конца мельницы установлена решетка 11. Пространство между этой решеткой и торцевой крышкой 3 разделено радиальными перегородками-лифтерами 12 на секторные камеры, открытые в цапфу. Наличие решетки и секторов камер позволяет осуществлять принудительную разгрузку из мельницы измельченного продукта и поддерживать низкий уровень пульпы в мельнице.

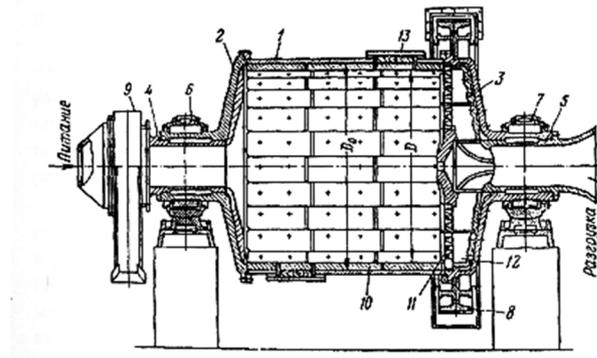


Рис. 57. Шаровая мельница с разгрузкой через решетку:

1 - барабан; 2 —торцевая крышка загрузочного конца; 3 - торцевая крышка разгрузочного конца; 4 — цапфа; 5 — разгрузочная воронка; 6, 7 — подшипники; 8 — кожух венцовой передачи; 9 — комбинированный питатель; 10 - футеровка барабана; 11—разгрузочная решетка; 12— лифтеры; 13 –люк.

При вращении мельницы лифтеры 12 поднимают пульпу до уровня разгрузочной цапфы 5, через которую она удаляется из мельницы.

Шаровые мельницы с решеткой типа МШР выпускают диаметром 0,9—6 м, длиной 0,9—8 м и рабочим объемом барабана 0,45—208 м³. Их используют обычно в I стадии для измельчения мелкодробленых (до 30—5 мм) материалов с целью получения равномерного по крупности продукта менее 0,15 мм с небольшим количеством шламов, а мельницы типа ШБМ размером ($D \times L$) от 2070x2650 до 3700x8500 мм применяют в основном для измельчения углей на пылевидное топливо в замкнутом цикле с воздушными сепараторами.

К недостаткам мельниц с решетками относятся: сложность конструкции разгрузочного узла, большая стоимость мельницы, возможность забивки отверстий решетки щепой, изношенными шарами и рудой.

Шаровые мельницы с центральной загрузкой (МШЦ)

По конструкции аналогичны мельницам МШР и отличаются тем, что в них нет решеток. Разгрузка пульпы происходит путем свободного слива

через отверстие в разгрузочной цапфе, диаметр которой несколько больше, чем загрузочной, чтобы создать необходимую для разгрузки разницу уровней пульпы у цапф. Мельницы выпускают диаметром 0,9—6 м, длиной 1,8—3,5 м и рабочим объемом барабана 0,9—221 м³ и используют для измельчения дробленой руды (до 30—5 мм) и продуктов обогащения до 0,05 мм.

5.7. Стержневые мельницы и мельницы самоизмельчения

Стержневые мельницы (МСЦ)

По устройству аналогичны шаровой мельнице с центральной разгрузкой. Для более резкого снижения уровня пульпы по направлению ее движения и увеличения скорости прохождения материала диаметр разгрузочной цапфы стержневой мельницы значительно больше, чем у шаровой мельницы такого же типоразмера. Разгрузочные горловины таких мельниц имеют диаметр 1200 мм и более, что позволяет их использовать для доступа внутрь барабана с целью осмотра и ремонта.

Дробящими телами для мельниц являются стержни из высокоуглеродистой стали диаметром от 40 до 100 мм. Длина стержней обычно на 25—50 мм меньше внутренней длины барабана. Отношение длины барабана к диаметру для стержневых мельниц обычно составляет 1,4—2.

Их применяют для сравнительно грубого измельчения руды (до 1—2 мм) перед гравитационными и магнитными методами обогащения, а также устанавливают в первой стадии перед шаровыми мельницами при измельчении руды в несколько стадий.

Рудногалечные мельницы (МРГ)

Для рудногалечного измельчения применяются обычные барабанные мельницы с разгрузочными решетками. Измельчающей средой при таком измельчении служат куски руды (галя) крупностью от 25 до 120 мм, загружаемые в мельницу вместо шаров или стержней. В качестве рудной гали может использоваться дробленый продукт после среднего дробления, из

которого предварительно удаляются (грохочением) мелкие куски. Мельницы с разгрузкой через решетку типа МГР или МШРГУ диаметром 4—6 м, длиной 6—12,5 м и рабочим объемом 83—320 м³ используют для тонкого измельчения золотосодержащих, полиметаллических, железных руд и продуктов обогащения других полезных ископаемых крупностью 3—1 мм, особенно в тех случаях, когда необходимо исключить загрязнение измельчаемого материала железом, образующимся в результате износа шаров и футеровки.

Мельницы самоизмельчения (МТС)

Сущность процесса рудного самоизмельчения заключается в том, что содержащиеся в руде крупные куски измельчают более мелкие зерна руды и одновременно измельчаются сами. При самоизмельчении в мельницу загружают руду крупностью до 500 мм, при этом исключается необходимость в мелком, среднем, а иногда и крупном дроблении.

По своей конструкции мельницы подобны обычным барабанным: принципиальное отличие их состоит лишь в большом диаметре (до 11 - 13 м) при малой длине (0,3—0,5 диаметра).

Для подъема дробящей среды на большую высоту, на внутренней поверхности барабана приварены специальные пластины — лифтеры. Большой диаметр обеспечивает необходимую силу удара кусков и увеличивает удельную производительность мельницы. Самоизмельчение производится всухую в мельницах (МСС) «Аэрофол» и в мокрую в мельницах (ММС) «Каскад».

Мельницы самоизмельчения предназначены для тонкого измельчения (до 0,3—0,07 мм) крупнокускового материала при переработке медно-молибденовых, железных, золотосодержащих и других типов руд. Рудное полусамоизмельчение отличается от рудного самоизмельчения тем, что в мельницу дополнительно загружают стальные шары большого диаметра (100—125 мм) в количестве 6—10 % объема мельницы. Шары добавляются при

недостатке крупных кусков в дробленой руде, а также для увеличения производительности мельницы.

По сравнению с измельчением в шаровых и стержневых мельницах самоизмельчение позволяет резко сократить расходы на операции дробления и измельчения, повысить степень раскрытия полезных минералов за счет преимущественного разрушения по плоскостям спайности, уменьшить переизмельчение руды и увеличить производительность труда.

Вибрационные мельницы. В мельницах вибрационного типа вращательное движение барабана заменяется колебательным. Корпус мельницы оборудуют дебалансным вибровозбудителем и устанавливают на пружинах. В качестве мелющих тел используются обычно шары или стержни из стали, высокохромистого сплава или карбида вольфрама.

При вибрации барабана, создаваемой специальным вибровозбудителем, каждая его точка описывает траекторию, близкую к круговой. При этом примыкающие к барабану нижние слои измельчающей среды перемещаются вверх, а слои, находящиеся вблизи свободной поверхности, движутся вниз. В результате такой безударной циркуляции измельчающих тел зерна руды, находящиеся в пространствах между ними, истираются. Вибрационные мельницы применяются преимущественно для тонкого и сверхтонкого измельчения.

Технологическую и экономическую эффективность работы барабанных мельниц определяют следующие основные параметры: частота вращения барабана; характеристика измельчающей среды и степень заполнения ею барабана; плотность пульпы при мокром измельчении; крупность загружаемой руды и степень измельчения.

Частота вращения барабана

При вращении барабанной мельницы измельчающая среда движется по круговым траекториям под действием сил трения, возникающих между футеровкой мельницы и прилегающими к ней телами среды, а также между отдельными телами. Для того чтобы шаровая нагрузка не скользила по

футеровке момент сил трения относительно оси мельницы должен уравнивать момент тангенциальных составляющих сил тяжести относительно той же оси (рис. 58).

При некоторой скорости движения шара по круговой траектории в точке A радиальная сила N может стать равной центробежной силе C (рис. 58, a), шар становится свободным и от точки A будет двигаться под действием силы тяжести как тело, брошенное со скоростью v под некоторым углом α к горизонту, т.е. по параболической траектории.

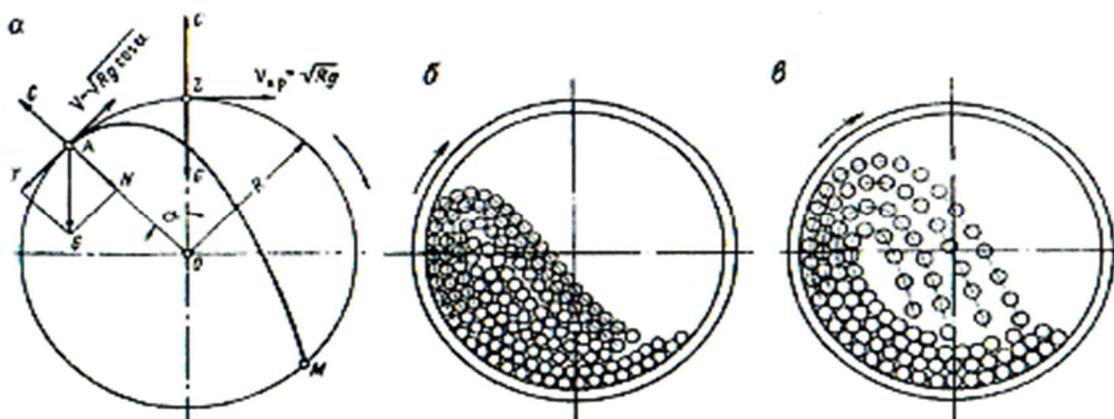


Рис. 58. Схема движения измельчающей среды в барабанной мельнице:

a — схема действующих на тар сил; b — каскадный режим;

c — водопадный режим

Угол отрыва шара от круговой траектории будет равен α , и в точке A будет справедливо соотношение:

$$C = N = \frac{mv^2}{R} = G \cos \alpha, \quad (82)$$

где $N = G \cos \alpha$; G — сила тяжести тела; α — угол отрыва шара:

$C = \frac{Gv^2}{gR}$; $v = \frac{\pi R n}{30}$ окружная скорость движения шара по круговой траектории; g — ускорение свободного падения; R — радиус круговой траектории тела, м; n — частота вращения барабана мельницы, об/мин.

Подставив значения N , C и ν в выражение (82) и решив его относительно частоты вращения барабана получим

$$n = \frac{30}{\sqrt{R}} \sqrt{\cos\alpha} , \quad (83)$$

Формула (66) определяет частоту вращения барабана, при которой шар переходит с круговой траектории радиусом R на параболическую при угле отрыва α .

Из формулы (83) при $\alpha = 0$ и $\cos \alpha = 1$ получим частоту вращения барабана мельницы, при которой шар не сможет оторваться от его поверхности и будет двигаться по круговой траектории, т.е. будет центрифугировать. При этом материал не будет измельчаться.

$$n_{кр} = \frac{30}{\sqrt{R_6}} , \quad (84)$$

Скорость $n_{кр}$, при которой начинают центрифугировать тела, расположенные на внутренней поверхности барабана, называется *критической*.

Если в формулу (84) ввести $n_{кр}$, то частота вращения барабана будет

$$n = n_{кр} \sqrt{\cos\alpha} , \quad (85)$$

где α_1 — угол отрыва тела от внешнего слоя.

5.8. Режимы работы мельниц

В зависимости от скорости вращения мельницы и коэффициента заполнения барабана измельчающей средой различают следующие режимы работы: каскадный, водопадный и смешанный.

Каскадный режим (рис. 42, б) осуществляется при частоте вращения барабана 50—60 % критической. При каскадном режиме вся нагрузка мельницы повернута в сторону вращения на некоторый угол по круговым траекториям, а затем скатывается или сползает параллельными слоями (каскадом) вниз. Измельчение руды происходит главным образом

раздавливанием и истиранием при каскадном движении всей нагрузки. В центре нагрузки имеется зона, где перекачивание тел отсутствует.

Каскадный режим применяется в стержневых и шаровых мельницах при сухом помоле, мокром самоизмельчении и рудногалечном помоле во второй и последующих стадиях.

Водопадный режим (рис. 58, в) осуществляется при частоте вращения барабана 78—85 % критической. При водопадном режиме нагрузка поднимается по круговым траекториям на большую высоту и падает водопадом по параболическим траекториям, нанося удар по руде, находящейся на круговых траекториях. Измельчение руды происходит главным образом ударом измельчающей среды и частично истиранием. Водопадный режим широко применяется при мокром шаровом и первичном самоизмельчении.

Смешанный режим характеризуется постепенным переходом от каскадного к водопадному режиму при частоте вращения барабана 60—75 % критической. При этом внешние слои измельчающихся тел падают на внутренние слои нагрузки, сползающие или скатывающиеся по склону вниз.

Практически мельницы работают при частоте вращения, равной 75—85 % критической, т.е. для производственных условий оптимальная частота вращения барабана

$$n = (32 \div 36) / \sqrt{D}, \quad (86)$$

При такой частоте вращения барабана производительность и эффективность работы мельницы будут максимальными.

Коэффициент заполнения мельницы шарами является одним из наиболее важных факторов, влияющих на работу мельниц, и определяется по формуле:

$$\varphi = V_{ш} / V, \quad (87)$$

где $V_{ш}$ — объем всей массы шаров; V — полезный объем мельницы.
Так как:

$$V_{ш} = G_{ш} / \gamma_{ш} \text{ и } V = \pi D^2 L / 4, \quad (88)$$

где $G_{ш}$ — масса всех шаров; $\gamma_{ш}$ — насыпная плотность шаров; D — внутренний диаметр барабана; L — полезная длина барабана, тогда:

$$\varphi = V_{ш} / V = 4G_{ш} / (\gamma_{ш} \pi D^2 L), \quad (89)$$

для приближенного расчета принимают:

для шаров

$$\gamma_{ш} = 4,8 \text{ т/м}^3, \quad (90)$$

для стержней

$$\gamma_{с} = 6,5 \text{ т/м}^3, \quad (91)$$

Относительная скорость вращения барабана и относительное заполнение барабана мельницы измельчающими (дробящими) телами являются основными параметрами механического режима барабанной мельницы (шаровой, стержневой, рудной и рудногалечной).

Установлено, что оптимальная частота вращения барабана зависит от степени его заполнения измельчающими телами, которая характеризуется коэффициентом заполнения φ . Для стержневых мельниц коэффициент φ обычно равен 0,3—0,4, для шаровых — 0,4—0,5, мельниц самоизмельчения 0,35—0,45. Чем выше коэффициент заполнения φ , тем меньше должна быть частота вращения барабана.

Зависимость между частотой вращения барабана, его диаметром и коэффициентом заполнения барабана мелющими телами выражается эмпирической формулой:

$$n = 8(5\varphi + 2) / \sqrt{D}, \quad (92)$$

Характеристика измельчающей среды. Максимальный размер измельчающих тел, загружаемых в мельницу, зависит от крупности руды. Для измельчения крупных и твердых материалов применяются измельчающие тела (шары, стержни) больших размеров, а для мелких и мягких — меньших размеров.

Диаметр шара D связан с крупностью d поступающей на измельчение руды зависимостью:

$$D = kd \quad , \quad (93)$$

где k - коэффициент, зависящий от твердости руды ($k = 13 \div 32,5$).

На практике шаровую загрузку составляют из шаров различных диаметров, т.е. выполняют ее рационализацию. Наряду с шарами большого диаметра, измельчающими крупные куски руды, в мельницу загружают шары меньшего диаметра, которые истирают более мелкие куски руды. Коэффициент заполнения мельниц шарами должен быть 0,4—0,5, стержнями — 0,3—0,4.

Оптимальный диаметр шаров при измельчении

Крупность исходного материала, мм

0,2 0,3—0,42 0,6—0,8 1,2—1,7 2,4—3,3 4,7—6,7

Диаметр шаров, мм

15 20 25 30 40 50

Крупность исходного материала, мм

6,8—9,5 13—19 27—38 38—53 53—60

Диаметр шаров, мм

60 70—80 90—100 100—110 125

Износ шаров и стержней зависит от материала, из которого изготавливаются, твердости, крупности загружаемой руды и конечного продукта и других факторов. Расход шаров и стержней на 1 т руды колеблется в пределах: шаров — от 0,5 до 2,5 кг, стержней — от 0,2 до 0,5 кг. Пересортировку шаров, удаление изношенных и догрузку новых выполняют один раз в 2-3 мес. Срок службы футеровки мельниц колеблется от 6 до 15 мес. и расход ее на 1 т исходной руды составляет 0,1—0,4 кг.

Плотность пульпы выражается отношением твердого к жидкому по массе (Т:Ж) или содержанием массы твердого в пульпе в процентах.

Содержание твердого в пульпе при измельчении в шаровых мельницах обычно равно 65—75 % и в стержневых — 50—60 %. При большой разжиженности пульпа быстрее проходит через мельницу и получается более крупный продукт измельчения. Большая плотность пульпы приводит к переизмельчению руды и может стать причиной забивки мельницы.

Оптимальная крупность руды, направляемой после дробления на измельчение, определяется, исходя из того, чтобы суммарные затраты на операции дробления и измельчения 1 т руды были минимальными. Для стержневых мельниц эта крупность равна 15—25 мм, для шаровых — 8—15 мм, для мельниц самоизмельчения — 1/3 диаметра загрузочной цапфы.

5.9. Мощность мельниц

Выбор и расчет проектируемых барабанных мельниц осуществляют главным образом по потребляемой мощности и производительности с учетом характеристик измельчаемого материала.

Мощность, потребляемую барабанной мельницей на приведение ее нагрузки (шаров, стержней, руды) в рабочее состояние, условно называют мощностью N_b . На практике принимают, что она составляет от 75 до 90 % общей потребляемой мощности, отнесенной к оси барабана N_b , кВт:

$$N_b = N_n + N_{\text{хол}} + N_{\text{доп}} , \quad (94)$$

где $N_{\text{хол}}$, — мощность холостого хода (без шаровой и рудной нагрузки); $N_{\text{доп}}$, — дополнительная мощность, расходуемая на преодоление трения в цапфах мельницы с шаровой или рудной нагрузкой.

Полная мощность, потребляемая шаровой мельницей при каскадном режиме, может быть рассчитана по формуле Андреева:

$$N_n = k_1 D^{2,5} L , \quad (95)$$

где k_1 - коэффициент пропорциональности.

Пользуясь формулой (78), можно определить мощность проектируемой мельницы, зная мощность работающей в аналогичных условиях.

Производительность барабанных мельниц

Производительность барабанных мельниц определяют на основании опытных данных по эмпирическим формулам.

Ориентировочно производительность Q , т/ч, мельницы можно определить по формуле

$$Q = kD^2L, \quad (96)$$

где D и L — диаметр и длина барабана, м; k - коэффициент измельчаемости (0,5—0,7).

Производительность барабанных мельниц рассчитывают по методу подобия, т.е., исходя из практических данных их работы при режимах, близких к оптимальному. При этом учитывают только различие в измельчаемости и крупности исходного материала, крупности измельченного продукта, размерах и способе разгрузки мельницы.

Расчет производят по удельной производительности или по эффективности измельчения. Экспериментально определяют удельную производительность q_z , эталонной (работающей на действующей фабрике) мельницы по вновь образованному расчетному классу. Обычно за расчетный класс принимают класс -0,074 мм.

Удельную производительность q_z проектируемой мельницы рассчитывают по формуле Разумова:

$$q_r = q_1 k_n k_k \left(\frac{D_2}{D_1} \right)^{0,5} k_1, \quad (97)$$

где k_u — коэффициент, учитывающий различие в измельчаемости руд. Он определяется экспериментальным путем в лабораторных или промышленных условиях и представляет собой отношение производительностей мельницы по вновь образованному расчетному классу при измельчении исследуемой и эталонной руды. Измельчение руд

производится при прочих равных условиях; k_k — коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного материала и измельченного продукта. Он определяется отношением производительностей мельницы, измельчающей перерабатываемую руду при запроектированной для новой фабрики крупности исходного материала и измельченного продукта и принятой их крупности на действующей фабрике. При ориентировочных расчетах с точностью, достаточной для практики, коэффициент k_k рассчитывают по формуле:

$$k_k = \frac{m_2}{m_1}, \quad (98)$$

где m_2 и m_1 — относительные удельные производительности шаровых мельниц при проектируемой и эталонной крупности исходного материала и измельченного продукта (табл. 7);

$\left(\frac{D_2}{D_1}\right)^{0.5}$ — коэффициент, учитывающий различие в размерах мельниц;

k_T — коэффициент, учитывающий различие в типе мельниц.

Таблица 7

Относительная производительность m шаровых мельниц

Крупность исходного материала, мм	Содержание класса -0,074мм в измельченном продукте, %					
	40	48	60	72	85	95
-40+0	0,77	0,81	0,83	0,81	0,80	0,78
-20+0	0,89	0,92	0,92	0,88	0,86	0,82
-10+0	1,02	1,03	1,00	0,93	0,90	0,85
-5+0	1,15	1,13	1,05	0,95	0,91	0,85

При переходе от шаровой мельницы с центральной разгрузкой к мельнице с принудительной разгрузкой $k_T = 1,1 \div 1,15$. При обратном переходе $k_T = 0,85 \div 0,9$.

Удельная производительность q проектируемой мельницы по руде:

$$q = \frac{q_2}{\beta_2 - \alpha_1}, \quad (99)$$

где α_2 и β_2 — содержание расчетного класса в исходном материале и измельченном продукте, доли ед.

Производительность, т/ч, проектируемой мельницы по руде:

$$Q = qV = \frac{q_2}{\beta_2 - \alpha_1} V, \quad (100)$$

где V — объем проектируемой мельницы, м^3 .

Пример:

Определить производительность шаровой мельницы размером $D_2 \times L_2 = 4000 \times 5000$ мм с разгрузкой через решетку; мощность электродвигателя $N_2 = 1600$ кВт. Крупность исходной руды 40 мм. Содержание класса -0,074 мм в исходной руде $\alpha = 5\%$ и измельченном продукте $\beta = 48\%$.

На действующей фабрике измельчается руда крупностью -20 мм в шаровой мельнице размером $D_1 \times L_1 = 3600 \times 4000$ мм с разгрузкой через решетку. Мощность двигателя мельницы $N = 1000$ кВт и удельная производительность мельницы по расчетному классу $q = 1,4$ т/(м·ч). Содержание класса -0,074 мм в исходной руде $\alpha = 8\%$ и измельченном продукте $\beta = 40\%$.

Коэффициент измельчаемости руды, которая будет перерабатываться на проектируемой фабрике, по отношению к руде, измельчаемой на действующей фабрике, равен 1,12.

Расчет мельницы по удельной производительности.

1. Определяем коэффициенты:

$$k_k = \frac{m_2}{m_1} = \frac{0,81}{0,89} = 0,91$$

$$\left(\frac{D_2}{D_1}\right)^{0,5} = \left(\frac{4}{3,6}\right)^{0,5} = 1,05$$

$$k_T = 1$$

2. Определяем удельную производительность мельницы по классу -0,074 мм:

$$q_2 = q_1 k_{и} k_{к} \left(\frac{D_2}{D_1} \right)^{0.5} k_{т} = 1,4 \cdot 1,12 \cdot 0,91 \cdot 1,05 \cdot 1 = 1,5 \text{т}/(\text{м}^3 \text{ч})$$

3. Определяем внутренний объем 1л проектируемой мельницы с учетом толщины футеровки:

$$V_2 = \frac{\pi D_2^2 L_2}{4} = \frac{3,14(4,0 - 0,2)^2 4,8}{4} = 55 \text{м}^3,$$

где 0,2 - двойная толщина футеровки, м.

4. Определяем производительность проектируемой мельницы по руде

$$Q_2 = \frac{q_2 V_2}{\beta_2 - \alpha_2} = \frac{1,5 \cdot 5,5}{0,48 - 0,05} = 192 \text{т}/\text{ч}$$

Вопросы по пройденной теме

1. Сущность рудногалечного измельчения.
2. Принцип работы мельниц самоизмельчения.
3. Критическая скорость вращения барабана.
4. Какие режимы работы мельниц вы знаете?
5. Приведите формулу производительности мельницы по руде.
6. Как определяется ориентировочная производительность мельниц на фабрике?
7. В каких аппаратах осуществляется измельчение?
8. Чем осуществляется транспортирование измельченного материала?
9. Что называется критической скоростью вращения барабана?
10. Каким способом происходит измельчение материала при каскадном режиме?
11. Каким способом происходит измельчение материала при водопадном режиме?
12. Какова степень заполнения шарами шаровой мельницы?
13. Чем осуществляется транспортирование измельченного материала?
14. Что называется критической скоростью вращения барабана?

15. Какие режимы работы мельниц существуют?
16. Какова степень заполнения шарами шаровой мельницы?
17. Сущность процесса самоизмельчения.
18. Как определяется степень заполнения мельниц мелющими телами?
19. Как разделяются все мельницы по способу разгрузки готового продукта?
20. Как разделяются барабанные мельницы в зависимости от вида измельчающей среды?
21. Каких размеров изготавливаются шаровые мельницы?
22. Какие недостатки у мельниц МШР?
23. Каков размер барабана мельниц МШЦ?
24. Замкнутый цикл измельчения.
25. Открытый цикл измельчения.
26. Крупность руды исходного питания для шаровых мельниц.
27. Что называют циркулирующей нагрузкой?
28. Чему равна крупность исходного питания для стержневых мельниц?
29. Что называется критической скоростью вращения барабана?

Глава 6. ПРОЦЕСС ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ КЛАССИФИКАЦИИ

6.1. Гидравлическая классификация

Гидравлической классификацией называют процесс разделения смеси мелких частиц разных размеров, формы и плотности на отдельные классы по скорости осаждения частиц в потоке воды.

Цель гидравлической классификации, как и грохочения – является получение классов с определенным диапазоном крупности зерен. Гидравлическая классификация принципиально отличается от грохочения тем, что каждый класс, получаемый при гидравлической классификации, содержит одновременно крупные зерна легких минералов и мелкие зерна тяжелых минералов, имеющих одинаковые скорости падения в воде.

Крупность материала, подвергаемого гидравлической классификации, не превышает 13 мм для углей и 3—4 мм для руд.

Гидравлическая классификация может быть *самостоятельной, подготовительной* или *вспомогательной* операцией. В качестве самостоятельной операции гидравлическая классификация применяется для отмывки зернистого материала от глины и ила после дезинтеграции марганцевых, вольфрамовых, редкометалльных и других руд и россыпей.

Гидравлическая классификация может быть подготовительной операцией при необходимости отдельного обогащения каждого класса (например, гравитационными методами) или вспомогательной операцией в схемах измельчения руд для выделения из измельченного продукта зернистого материала, требующего доизмельчения.

6.2. Теоретические основы гидравлической классификации

Теоретическими основами гидравлической классификации являются закономерности падения минеральных зерен в воде.

Скорость падения частиц в среде зависит от их размеров, формы, плотности зерна и плотности среды. Более крупные частицы с большой плотностью падают быстрее, чем мелкие с малой плотностью. Однако скорость падения крупной частицы с большой плотностью может значительно уменьшиться, если она имеет плоскую форму, так как в этом случае возрастает сопротивление среды.

Различают два основных вида сопротивления среды: динамическое и вязкостное.

На скорость падения частиц при гидравлической классификации влияют оба вида сопротивления, но степень их проявления при падении различных зерен неодинакова.

При падении крупных частиц с большой скоростью преобладает *динамическое* сопротивление, а при падении мелких частиц — *вязкостное*.

Конечную скорость падения в воде V_0 , м/с, зерен крупнее 1 мм можно определить по формуле Риттингера:

$$v_0 = R\sqrt{d(\delta - 1000)} , \quad (101)$$

где R — числовой коэффициент (для воды $R = 0,16$, для воздуха $R = 4,6$);
 d — диаметр шарообразного зерна, м; δ — плотность зерна, кг/м³

Для зерен крупностью менее 0,1 мм конечная скорость падения определяется по формуле Стокса:

$$v_0 = Sd^2(\delta - 1000) , \quad (102)$$

где S - числовой коэффициент (для воды $S = 545$, для воздуха; $S = 30-278$). Для определения конечной скорости падения зерен промежуточной крупности (0,1 — 1 мм) применима формула Аллена:

$$v_0 = Ad^3\sqrt{(\delta - 1000)^2} , \quad (103)$$

где A - числовой коэффициент (для воды $A = 1,140$, для воздуха $A = 40,6$).

Рассчитанные по формулам (84)-(86) конечные скорости падения частиц шарообразной формы в воде превышают действительные, так как все минеральные зерна, поступающие на гидравлическую классификацию после измельчения, имеют иную форму: плоскую, угловатую, продолговатую, округлую и др.

Универсальный метод определения конечной скорости падения шарообразной частицы в жидкой среде по числу Рейнольдса предложен П.В. Лященко. Этот метод учитывает оба вида сопротивления для любой жидкой среды.

Числом Рейнольдса (Re) называют отношение произведения скорости частицы на ее диаметр и плотность жидкости к коэффициенту вязкости жидкости:

$$Re = v_0 d \Delta / \mu , \quad (104)$$

где V — относительная скорость движения тела, м/с; d — диаметр движущегося тела, м; Δ — плотность жидкости, кг/м³; μ — коэффициент абсолютной вязкости жидкости, Н·с/м.

При $Re > 1000$ режим движения жидкости турбулентный, при $Re < 1$ — ламинарный и при $Re = 1 \div 1000$ — неустойчивый.

Определение конечной скорости падения заключается в том, что для известных параметров частицы и среды рассчитывают параметр $Re^2\psi$ по формуле:

$$Re^2\psi = \frac{1}{6}\Pi d^3(\delta - \Delta)g\Delta/\mu^2, \quad (105)$$

где d — диаметр частицы, м; δ — плотность частицы, кг/м³; Δ — плотность среды (для воды $\Delta = 1000$ кг/м); g — ускорение свободного падения ($g = 9,81$ м/с²); μ — коэффициент вязкости воды ($\mu = 0,001$ Н·с/м²).

Параметр $Re^2\psi$, впервые предложенный П.В. Ляценко, также безразмерный подобно числам Re и ψ и между ними установлена связь (рис. 43).

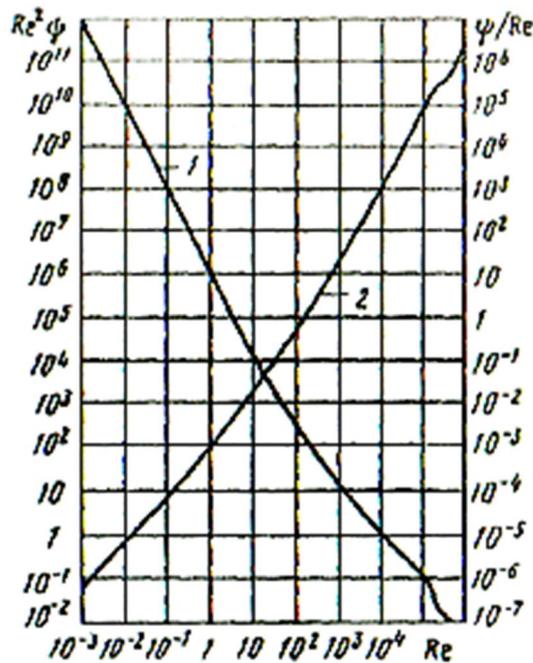


Рис. 59. Зависимость параметров $Re^2\psi$ (1) и ψ/Re^2 (2) от Re

На диаграмме (см. рис. 59) по рассчитанному значению $Re^2\psi$ находят значение Re .

Отношение диаметров частиц двух разных минералов, падающих с одинаковой скоростью, называется **коэффициентом равнопадаемости**. Коэффициент равнопадаемости показывает, во сколько раз частица легкого минерала больше зерна тяжелого минерала, имеющего одну и ту же конечную скорость падения, и определяется для частиц любой крупности по формуле

$$E=d_1/d_2=Re_1/Re_2\approx[(\delta_2-\Delta)/(\delta_1-\Delta)], \quad (106)$$

где d_1 и d_2 — диаметры равнопадающих частиц легкого и тяжелого минералов, м; δ_1 и δ_2 — плотности этих частиц, $кг/м^3$; Δ — плотность среды, $кг/м^3$; $n = 1 \div 3$.

В практических условиях обогащения частицы движутся не свободно, а в массе и в ограниченном пространстве, т.е. в стесненных условиях. Скорость стесненного падения частиц всегда меньше скорости свободного падения и зависит от вязкости среды, которая увеличивается с повышением содержания в ней твердых частиц.

Она может быть выражена формулой:

$$v_{ст}=\theta v_0, \quad (107)$$

где $v_{ст}$ — конечная скорость падения частиц в жидкости в стесненных условиях, м/с; v_0 — конечная скорость свободного падения частиц, м/с; θ — коэффициент снижения скорости. Согласно вычислениям $\theta = 0,08 \div 0,21$.

Законы свободного и стесненного падения частиц использованы при разработке процессов гравитационного обогащения, гидравлической классификации и осветления шламовых вод.

6.3. Гидравлическая классификация в восходящем потоке воды

Практически гидравлическая классификация осуществляется в непрерывно восходящих или горизонтально и наклонно текущих потоках воды. Во всех случаях при гидравлической классификации отдельные

минеральные зерна будут двигаться со скоростью, равной равнодействующей скорости потока воды и скорости падения каждого зерна.

Различают две схемы классификации. Если вначале выделяется крупный класс и скорости восходящих потоков для выделения последующих более мелких классов постепенно уменьшаются, то такую схему называют *классификацией от крупного к мелкому*. Если же вначале выделяется более мелкий продукт, а для получения из оставшегося продукта следующих более крупных классов скорости восходящих потоков постепенно увеличиваются, то эту схему называют *классификацией от мелкого к крупному*.

Граничным зерном начинают зерно, по размеру которого минеральную смесь разделяют на классы. Схема разделения материала по крупности при гидравлической классификации показана на рис. 60, а. В вертикально установленной трубе имеется непрерывно восходящий поток воды, движущийся со скоростью $v_{ж}$. Внутрь трубы поступает смесь зерен различной крупности. Скорость падения зерен в неподвижной водной среде при прочих равных условиях (плотности зерен и форме) будет зависеть только от их размеров, чем крупнее зерна, тем больше их скорость. При попадании в восходящий водный поток смесь зерен разделяется на два продукта. Относительно крупные частицы, скорость падения которых больше скорости восходящего потока, опускаются в нижнюю часть трубки. Этот продукт называют «пески». Более мелкие частицы, скорость падения которых меньше скорости восходящего потока воды, увлекаются этим потоком вверх и выносятся из трубки. Этот продукт называют «слив».

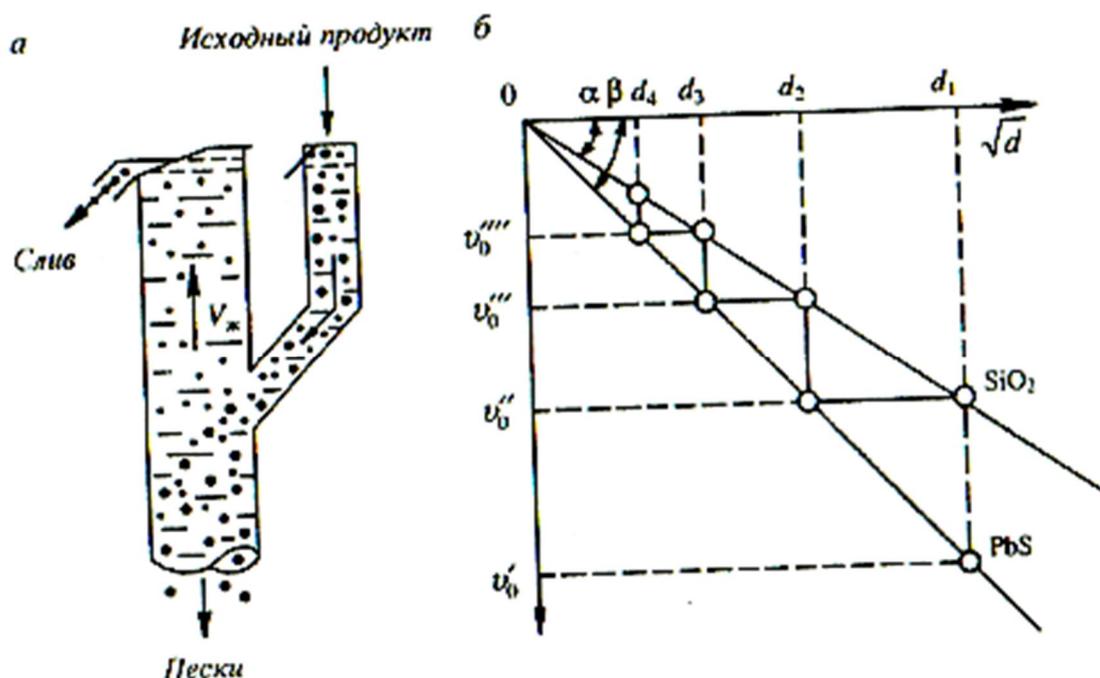


Рис. 60. Схема разделения материала по крупности в восходящем потоке воды (а) и диаграмма Г.О. Чечотта (б)

В реальных условиях, поскольку частицы имеют различные не только размеры, но плотность и форму (отличную от шарообразной), закономерность распределения частиц по продуктам разделения имеет более сложный характер.

Принцип классификации материала из смеси частиц на классы крупности наглядно иллюстрируется диаграммой Г.О. Чечотта (рис.60.), показывающей зависимость между конечной скоростью падения минеральных частиц - v_0 , их диаметром d и плотностью δ . В общем виде эта зависимость может быть представлена уравнением прямой:

$$v_0 = A \sqrt{d} ,$$

где A — условно постоянная величина, учитывающая плотность частицы и режим движения.

Диаграмма строится следующим образом. По оси абсцисс откладывают \sqrt{d} , а по оси ординат v_0 . Угол наклона прямой к оси абсцисс определяется

величиной A и, следовательно, зависит от плотности минерала. Чем больше плотность, тем больше угол наклона прямой.

На рис. 60, б приведен пример разделения смеси частиц кварца SiO_2 (легкий минерал) и галенита PbS (тяжелый минерал) крупностью $d_1 + 0$ мм на классы по схеме классификации от крупного к мелкому. Угол α меньше угла β , так как плотность SiO_2 ($\delta_1=2,6\text{г/см}^3$) меньше плотности PbS ($\delta_2 = 7,5 \text{ г/см}^3$). При воздействии на минеральную смесь восходящим потоком со скоростью V_0 вся смесь частиц будет всплывать.

При воздействии на минеральную смесь восходящим потоком со скоростью v_0'' , равной конечной скорости падения самого крупного зерна SiO_2 (в данном случае d_1 , всплывут зерна SiO_2 крупностью $-d + 0$). Будут падать только зерна SiO_2 крупностью $-d_1 + d_2$.

При воздействии на всплывшую массу зерен восходящего потока воды со скоростью v_0''' получим новый класс, состоящий из зерен SiO_2 крупностью $-d_1 + d_2$ и зерен SiO_2 крупностью $-d_2 + d_3$.

При уменьшении скорости восходящего потока до v_0'''' из всплывшей при скорости v_0''' массы зерен получаем третий класс, содержащий зерна SiO_2 крупностью $-d_2 + d_3$ зерна PbS крупностью $-d_3 + d_4$.

В данном примере четвертый класс будет представлять собой слив гидравлической классификации, содержащий наиболее мелкие зерна кварца и галенита (зерна кварца крупностью $-d_3 + 0$ и галенита $-d_4 + 0$).

Отношение скоростей восходящих потоков, при которых происходит выделение классов, называется *коэффициентом гидравлической классификации* (s).

Для приведенного примера коэффициенты шкалы гидравлической классификации при выделении смежных классов:

$$s' = \frac{v_0''}{v_0'''} \quad \text{и} \quad s'' = \frac{v_0'''}{v_0''''} , \quad (108)$$

Граничной крупностью классификации называют размер $d_ч$ частиц минерала, вероятность попадания которых в продукты разделения одинакова.

Для разделения материала на классы по $d_{\text{ч}}$ необходимая скорость потока воды

$$\omega_{\text{в}} = v_{0\text{ч}} \text{ или } \omega_{\text{в}} = \varepsilon^3 v_{0\text{ч}}, \quad (109)$$

где $v_{0\text{ч}}$ — конечная скорость свободного падения частицы граничной крупности, м/с; ε — коэффициент разрыхления.

6.4. Гидравлическая классификация в горизонтальном потоке пульпы

Принцип разделения при гидравлической классификации приведен на рис. 45. Зерно движется в потоке со скоростью $v_{\text{з}}$, которая определяется горизонтальной скоростью потока $u_{\text{п}}$ и конечной скоростью падения зерна v_0 .

Для разделения смеси крупностью $d=0$ на классы $d=d_1$ и $d_1=0$ по граничному зерну d_1 необходимо, чтобы:

$$l/u_{\text{п}} = h/v_{\text{з}},$$

где l — длина классифицирующего устройства от места загрузки пульпы 1 до сливного порога 2 (см. рис. 61); h — глубина текущего потока пульпы.

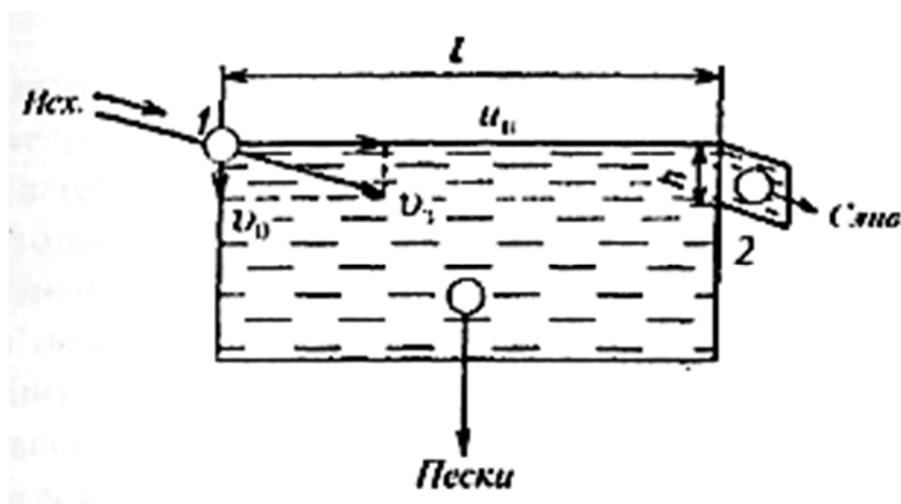


Рис. 61. Схема классификации в горизонтальном потоке пульпы

Более мелкие зерна, для которых $h/v' > l/u_{п}$ не успеют опуститься на глубину h за время прохождения потоком пульпы расстояния l уйдут со сливом через порог 2. Крупные зерна, для которых $h/v'' > l/u_{п}$ останутся в классифицирующем устройстве.

Эффективность η , %, процесса гидравлической классификации определяют по формуле:

$$\eta = \frac{\varepsilon_1 \varepsilon_2}{100} = \frac{10000((\beta - \alpha)(\alpha - \theta))}{\alpha(100 - \alpha)(\beta - \theta)}, \quad (110)$$

где ε_1 — извлечение частиц размером более $d_{ч}$ в осадок, %; ε_2 — извлечение частиц размером менее $d_{ч}$ в слив, %; α, β, θ — содержание частиц размером менее $d_{ч}$ соответственно в питании, сливе и осадке, %.

Значение η колеблется в среднем от 70 до 90 %. Для оценки процесса гидравлической классификации осуществляют рассев продуктов классификации на ситах. Данные ситового анализа наносят на диаграмму (рис. 62), где на оси ординат откладывают извлечение ε продуктов, а на оси абсцисс — размер D отверстий сит. Ордината точки пересечения кривых извлечения крупного и мелкого продуктов на оси абсцисс отсекает отрезок, равный граничной крупности разделения данного материала. Ордината точки пересечения кривых соответствует засорению мелкого класса крупными частицами и крупного класса мелкими частицами.

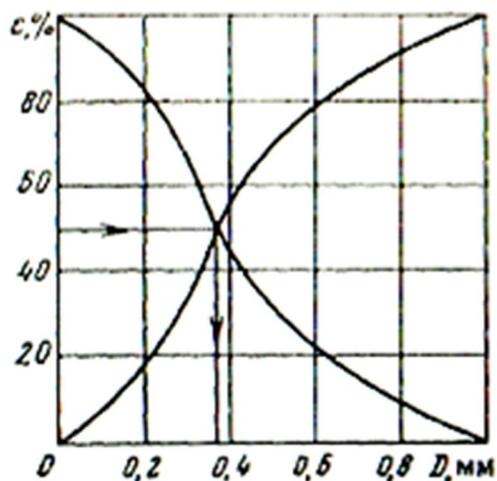


Рис. 62. Определение граничной крупности классификации

6.5. Гравитационный гидравлический классификатор

Классификатор - аппарат для разделения исходного материала на два и более класса по крупности без применения просеивающей поверхности. Осуществляемый процесс разделения основан на различии скоростей стесненного падения крупных и мелких частиц, взвешенных в покоящейся или движущейся среде. В классификаторе пульпа разделяется на два или несколько продуктов (фракций) различной крупности. При разделении на два продукта более крупный продукт носит название песковой фракции, сокращенно — *песков*, а более мелкий называется *сливом*. Разделение на три и более продукта (фракции) производится в многопродуктовых классификаторах.

По принципу действия классификаторы делятся на *гравитационные*, разделение в которых происходит под действием гравитационных сил (пирамидальные, конические, элеваторные, скребковые), и *центробежные*, разделение частиц в которых происходит с использованием действия центробежных сил (гидроциклоны, дуговые грохоты).

В зависимости от конструктивного типа классификатора движение пульпы (или добавляемой воды) может быть направленным по вертикали, горизонтали, по оси классификатора или по пространственной спирали.

Гидравлический камерный классификатор

Классификатор, в котором исходным материал разделяется по крупности в цилиндрической, конической или пирамидальной емкости методом отстаивания.

Гидравлические камерные классификаторы широко применяются для подготовительной классификации материала перед гравитационным обогащением (например, концентрацией на столах). Классификаторы состоят из четырех, шести или восьми камер, в каждой из которых поддерживается различная скорость восходящего потока, что позволяет получать несколько классов по равнопадаемости.

Гидравлический камерный классификатор (рис. 63) состоит из четырех камер (спигот) 1, увеличивающихся в размере от места загрузки исходного материала к сливному порогу 5. Нижняя часть каждой камеры состоит из цилиндрической зоны 8, переходящей в усеченный конус 9, классификационной трубы 10 и водонапорной трубы 11, подсоединенной к водопроводной сети, и приемника 12 для выгрузки осевшего материала, который разгружается через отверстие, периодически открывающееся при помощи шарикового клапана 13.

Шариковый клапан закреплен на стержне 14, проходящем внутри полого вертикального вала 6. При вращении приводного вала 3 от привода 4 стержни с клапанами при помощи кулачковых механизмов, расположенных в каждом червячном редукторе 2, периодически поднимаются, открывая разгрузочные отверстия. Периодичность открывания разгрузочных отверстий камер различная — более часто они открываются у камер крупного класса и менее часто у камер мелкого класса.

На нижнем конце вертикального полого вала 6 закреплены мешалки 7, которые разрыхляют материал и предотвращают его оседание в камере. Вертикальный вал с мешалками приводится во вращение от горизонтального вала 3. Частота вращения вертикального вала - $1,2 \text{ мин}^{-1}$.

Скорость восходящего потока в каждой камере классификатора регулируется изменением расхода подаваемой под давлением воды. Регулировка осуществляется при помощи вентиля с цифровым указателем, установленного в месте соединения водонапорной трубы 11 с водопроводной сетью.

Вода подается в нагнетательную трубу тангенциально, в результате чего создается вращающийся восходящий поток, выносящий мелочь из осевшего материала вверх. Тем самым снижается степень загрязнения оседающих зерен мелкими частицами. Изменением скорости восходящего потока регулируется крупность материала, разгружаемого из каждой камеры. Разгрузка осевшего материала из приемника 12 осуществляется непрерывно.

Исходная пульпа подается в узкий конец ванны классификатора и образует горизонтальный поток, сливающийся через порог с широкой стороны ванны. В верхней части ванны происходит классификация материала по крупности в горизонтальном водном потоке, скорость которого уменьшается по мере увеличения ширины ванны от загрузочного торца к разгрузочному. В соответствии со снижением скорости горизонтального потока размер осаждаемых зерен уменьшается.

Осаждающийся материал поступает в пирамидальные камеры, где непрерывно разрыхляется вращающимися мешалками и подвергается воздействию восходящих водных потоков, создаваемых дополнительно подаваемой водой. Получаемые в каждом отсеке отмытые песковые фракции порциями равномерно выгружаются через конические насадки, а тонкие зерна уходят в слив.

Четырехсекционный классификатор высотой 2 м и площадью зеркала 3 м² имеет производительность до 25 т/ч.

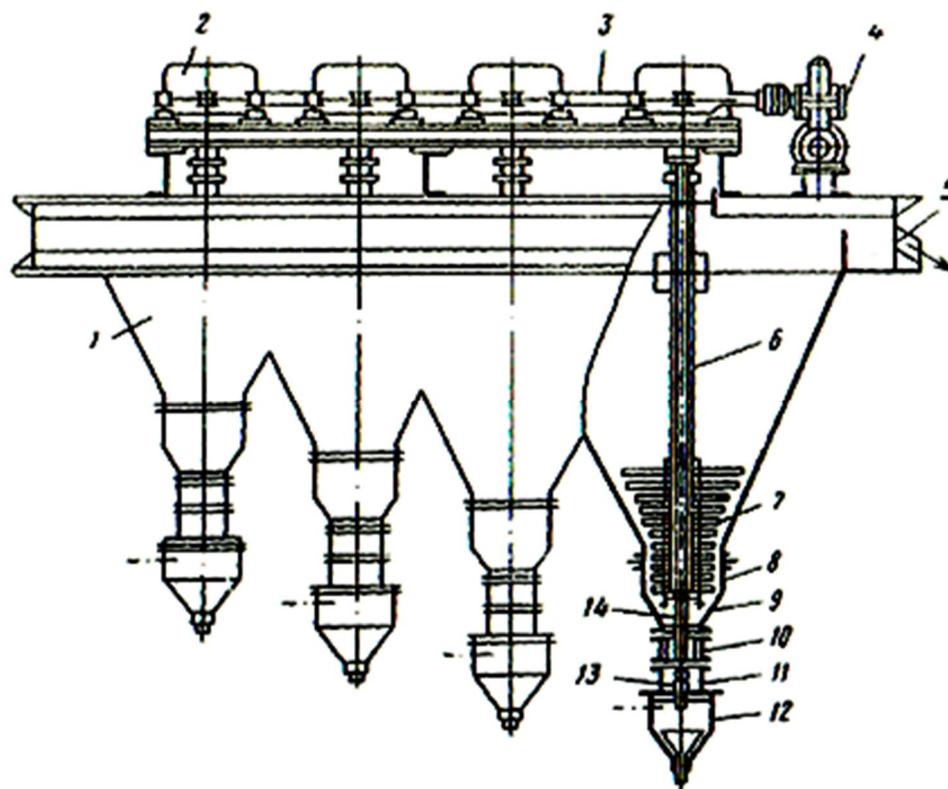


Рис. 64. Гидравлический камерный классификатор

Промышленностью выпускаются гидравлические камерные классификаторы нескольких типоразмеров: КГ-4, КГ-6, КГ-8. Они имеют соответственно 4, 6, 8 камер. Ширина камер (в плане) увеличивается от места загрузки материала к сливному порогу.

Длина камерных классификаторов в зависимости от типоразмера составляет от 3,7 до 7,4 м, высота — от 2,8 до 4,2 м. Производительность на материале крупностью менее 2 мм колеблется от 15 до 25 т/ч при расходе воды 30—160 л/мин.

Достоинства камерных гидравлических классификаторов — автоматическая разгрузка осевшего материала при помощи механически поднимающегося стержня с шариковым клапаном, возможность регулировки классификации.

6.6. Механический спиральный классификатор

Механический спиральный классификатор (рис. 48) состоит из наклонного корыта 1, в котором помещены один или два вращающихся вала 2 с насаженными на них спиралями 3.

Разделение осуществляется в горизонтальном потоке на крупную фракцию — пески и на мелкую — слив. Исходный материал поступает в нижнюю часть классификатора через приемный карман в боковой стенке корыта ниже зеркала находящейся в нем пульпы. Крупные частицы (пески) оседают на дно корыта и вращающейся спиралью перемещаются в верхнюю часть классификатора к разгрузочному отверстию 4. Тонкие частицы в виде пульпы переливаются через сливной порог 5.

Спиральные классификаторы характеризуются простотой устройства и обслуживания, надежностью в работе, высокой производительностью. Равномерное и спокойное вращение спиралей обеспечивает хорошие условия для классификации материала и выдачи чистого слива повышенной плотности.

Производительность спиральных классификаторов определяется по двум продуктам: сливу и пескам.

Производительность по сливу, т/сут можно определить по следующим эмпирическим формулам:

для классификаторов с высоким порогом:

$$Q = mk_1k_2(94D^2 - 16D), \quad (111)$$

для классификаторов с погруженной спиралью:

$$Q = mk_1l_2(75D^2 - 10D), \quad (112)$$

где n - число спиралей классификатора; k_1 — коэффициент, зависящий от крупности слива (для классификаторов с высоким порогом $k_1 = 0,46 \div 1,95$, с погруженной спиралью ($k_1 = 0,36 \div 2,9$); k_2 — коэффициент, зависящий от плотности слива ($k_2 = 1,9 \div 1$); D — диаметр спирали, м.

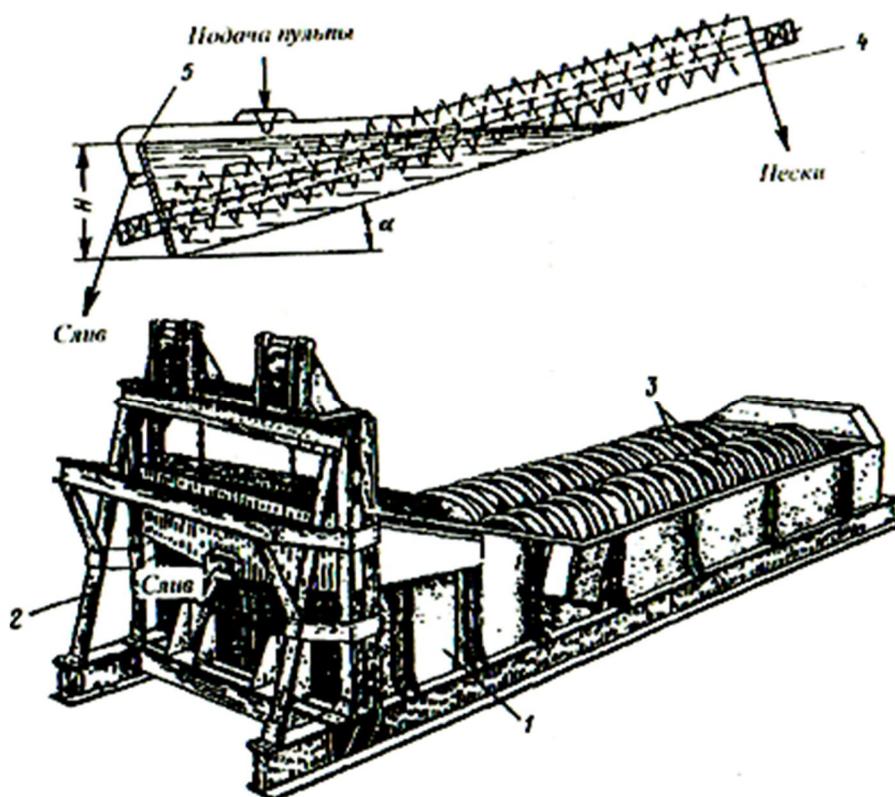


Рис. 65. Механический спиральный классификатор

Производительность по пескам, т/сут, определяется по формуле:

$$Q = 135mk_2D_3n \quad (113)$$

где n — частота вращения спирали, мин^{-1} .

Заводами выпускаются спиральные классификаторы со спиралью диаметром от 0,3 до 3 м и длиной корыта от 2,9 до 15,1 м.

6.7. Гидроциклоны

Гидроциклоны—аппараты для гидравлической классификации тонкоизмельченных материалов в центробежном поле, создаваемом в результате вращения пульпы.

Гидроциклон (рис. 49) представляет собой аппарат, состоящий из цилиндрической 4 и конической 5 частей. Внутренняя поверхность аппарата защищена от истирания абразивными частицами футеровкой из каменного (диабазового) литья, полиуретана или резины.

Цилиндрическая часть закрыта сверху крышкой 2, имеющей центральное отверстие, к фланцам которого болтами крепится сливной патрубок 3. Снизу к конической части гидроциклона также болтами крепится песковая коническая насадка 6. Цилиндрическая часть гидроциклона имеет патрубок 1, по которому под давлением подается исходный материал. Давление пульпы на входе в гидроциклон контролируется манометром. Исходная пульпа поступает в гидроциклон (см. рис. 49) под давлением через питающий патрубок 1. Так как питающий патрубок расположен по касательной к цилиндрической части 4 корпуса, пульпа получает вращательное движение. Наиболее тяжелые и крупные частицы под действием центробежной силы отбрасываются к стенкам аппарата и нисходящим спиральным потоком движутся вниз к разгрузочной насадке 6 для песков. Мелкие же частицы вместе с водой образуют внутренний поток, который поднимается вверх и выносится через сливной патрубок 3.

Производительность гидроциклонов и эффективность разделения материала зависят от многих факторов, главные из которых: давление пульпы на входе в гидроциклон; внутренние размеры сечений питающего патрубка, сливной и песковой насадок; диаметр цилиндрической части и угол конусности гидроциклона; плотность пульпы, подаваемой в гидроциклон; характеристика разделяемого материала.

С увеличением диаметра гидроциклона увеличивается возрастает его объемная производительность. Однако следует учитывать, что чем меньше крупность питания, тем меньше должен быть диаметр гидроциклона.

С увеличением размера питающего патрубка пропорционально повышается объемная производительность гидроциклона. Однако при увеличении объемной производительности в слив уносятся более крупные частицы.

С возрастанием диаметра выпускной (песковой) насадки уменьшается выход слива, увеличивается объем сгущенного продукта, снижается содержание в нем твердого, повышается вынос тонких частиц через нижнюю насадку.

Давление на входе в гидроциклон влияет на производительность и качество разделения. Для получения тонких сливов давление должно быть не менее 150—200 кПа. При давлении 30—50 кПа крупность частиц в сливе значительно возрастает.

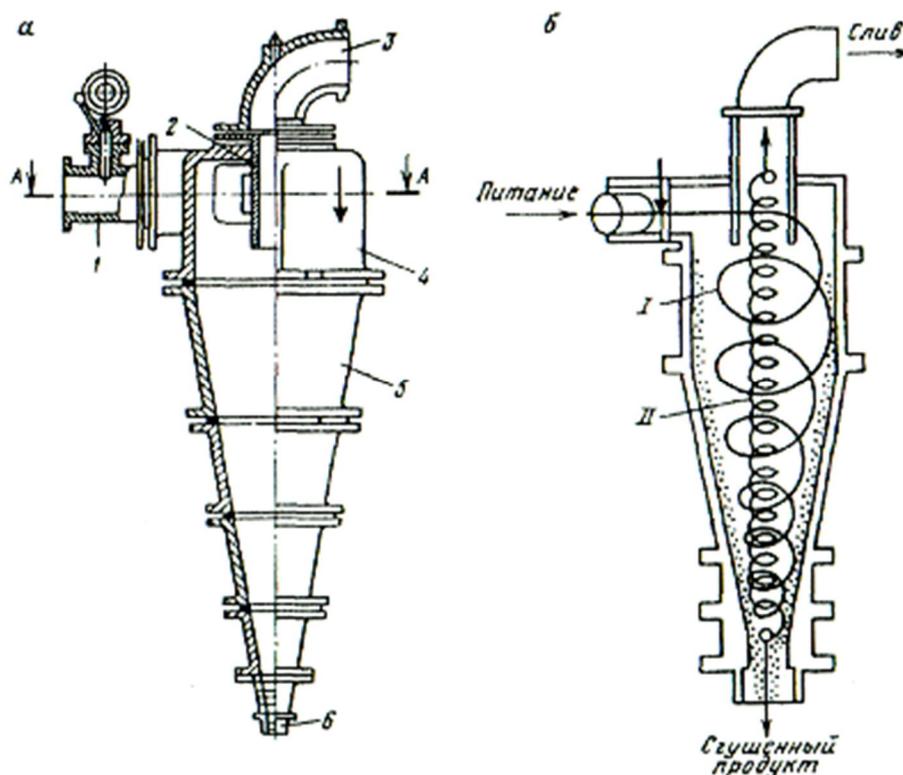


Рис. 66. Гидроциклон (а) и схема движения в нем пульпы (б)

Гидроциклоны для классификации и сгущения отличаются малым углом конусности, равным $10\text{--}20^\circ$, удлиненной конусной частью и укороченным сливным патрубком.

Основные технологические параметры при классификации и сгущении: содержание твердого в питании — $10\text{--}20\%$; минимальная крупность разделения — $0,01\text{ мм}$; давление питания — до $0,4\text{ МПа}$.

Содержание твердого в сгущенном крупнозернистом продукте гидроциклонов можно получить в широких пределах — от 300 до 900 г/л .

Производительность W , $\text{м}^3/\text{ч}$, гидроциклона по исходной пульпе определяют по формуле:

$$W = 30d_n d_c \sqrt{H}, \quad (114)$$

где d_n — диаметр питающего патрубка, м; d_c — диаметр сливной насадки, м; H — давление пульпы на входе, Па.

Граничную крупность $d_{г}$ м, классификации в гидроциклоне определяют по формуле:

$$d_{г} = \frac{0,005 d_{с} \sqrt{DT_{п}}}{d_{п}^4 \sqrt{\rho \delta - \Delta}}, \quad (115)$$

где $d_{п}$ диаметр нижней (песковой) насадки, м; D — диаметр гидроциклона, м; $T_{п}=100/(p+1)$ — содержание твердого в питании, %; $p = \text{Ж:Т}$ - соотношение жидкого к твердому в питании; δ и Δ — плотность соответственно частиц и воды, т/м³.

В практике обогащения гидроциклоны применяются для разделения измельченных материалов на слив и пески, для обесшламливания и обезвоживания продуктов, а также для обогащения руд некоторых типов.

Для получения тонкого слива при сравнительно высокой производительности применяют батареи гидроциклонов малого диаметра. Батареи komponуются либо из отдельных гидроциклонов, либо имеют специальную конструкцию блочного типа.

Вопросы по пройденной теме

1. Для какой классификации применяются гидроциклоны?
2. Как определяется граничная крупность в гидроциклоне?
3. Как определяется производительность спиральных классификаторов?
4. Как разделяются все механические классификаторы?
5. Строение гидроциклонов.
6. Принцип работы механических классификаторов.

Приложение 1

Техническая характеристика инерционных грохотов

Параметры	Грохоты легкого типа					Грохоты среднего типа	
	ГИЛ 32	ГИЛ 42	ГИЛ 43	ГИЛ 52	ГИЛ 42	ГИС 42	ГИС 52
Размеры просеивающей поверхности, мм	1250X2500	1500X3750	1500X3750	1750X4500	1750X3000	1500X3750	1750X4500
Число сит	2	2	3	2	2	2	2
Угол наклона короба, градус	10-25	10-25	10-25	10-25	14-18	10-25	10-25
Частота колебаний короба, мин ⁻¹	1150	900; 1000	970	870	900; 970	900	900
Амплитуда колебаний, мм	10-25	3; 3,5	2,5	3; 2,5	3; 3,5	4,5	3,7
Размеры отверстий сит, мм	6; 10; 25; 50	6; 10; 25; 50	13; 25; 50	55; 30	60; 35; 50	40; 12	40; 12
Мощность электродвигателя, кВт	4,0	7,5	7,5	7,5	13	10	15
Масса грохота, кг	1740	3300	4120	3540	3400	3500	3935
Производительность, т/ч м ³ /ч	100	180	200	250	400	(70)	(100)

Приложение 2

Техническая характеристика тяжелых инерционных грохотов

Параметры	ГИТ 32Н	ГИТ 41А	ГИТ41	ГИТ 42Н
Размеры просеивающей поверхности, мм	1250X2500	1500X3000	1500X3000	1500X3000
Число сит	2	1	1	2
Угол наклона короба, градус	10-30	10-30	10-30	10-30
Частота колебаний короба, мин ⁻¹	776;970	800	800	970
Амплитуда колебаний, мм	3-5	3	3	3 - 5
Размеры отверстий сит, мм	20;80; 40 12X12	80;40 25X25	80,40, 25X25	16;12;20; 25;40
Мощность электродвигателя, кВт	10	13	13	13
Масса грохота, кг	5130	5450	5450	5980
Производительность, т/ч				

м ³ /ч	360	670	670	850
-------------------	-----	-----	-----	-----

Приложение 3

Техническая характеристика тяжелых инерционных грохотов

Параметры	ГИТ51Н	ГИТ 52Н	ГИТ 61СО	ГИТ 71Н
Размеры просеивающей поверхности, мм	1750X3500	1750X3500	2000X6000	2500X5000
Число сит	1	2	1	1
Угол наклона короба, градус	10-30	10-30	15-25	10-30
Частота колебаний короба, мин ⁻¹	640;720;800	543;970	1000	520;650;730
Амплитуда колебаний, мм	3-7	3-5	4-5	3,9-7,6
Размеры отверстий сит, мм	6-80	20-100	20-10	50-120
Мощность электродвигателя, кВт	17	22	17	30
Масса грохота, кг	6890	7320	1200	15615
Производительность, т/ч м ³ /ч	1000	1000	135	1200

Приложение 4

Техническая характеристика грохотов самобалансных

Параметры	Грохоты легкого типа		Грохоты среднего типа	
	ГИСЛ72	ГИСЛ62	ГСС22	ГСС32
Размеры просеивающей поверхности, мм	2500X6000	2000X5000	1000X2500	1250X3000
Число сит	2	2	2	2
Угол наклона короба, градус	10-25	0-25	0	0
Частота колебаний короба, мин ⁻¹	735	735	740	760
Амплитуда колебаний, мм	6	6	9,5	9
Размеры отверстий сит, мм	Штампованные щелевидные	Провод щелевидный	26X26 25X20	26X26 25X20

Мощность электродвигателя, кВт	22 13860	17 10150	5,5 1933	5,5 1650
Масса грохота, кг				
Производительность, т/ч м ³ /ч	400	270	(40)	(60)

Приложение 5

Техническая характеристика грохотов самобалансных тяжелого типа

Параметры	Заводская марка грохота		
	243Гр	ГСТ42	ГСТ51
Размеры просеивающей поверхности, мм	1500X4000	1500X3000	1750X4500
Число сит	1	2	1
Угол наклона короба, градус	0	0	0-8
Частота колебаний короба, мин ⁻¹	950	960	970
Амплитуда колебаний, мм	4,2	3,5	4,3
Размеры отверстий сит, мм	2-25	10X10; 4X4	1,6;10X10;20;30
Мощность электродвигателя, кВт	2,2X2	4	10
Масса грохота, кг	2410	2700	5000
Производительность, т/ч м ³ /ч	150	90	200

Продолжение приложение5

Параметры	Заводская марка грохота		
	253Гр	259Гр	ГСТ61
Размеры просеивающей поверхности, мм	2000X5000	2000X4000	2000X5000
Число сит	1	1	1
Угол наклона короба, градус	0	0	0
Частота колебаний короба, мин ⁻¹	965	965	735
Амплитуда колебаний, мм	4,2	4,2	5
Размеры отверстий сит, мм	2-25	2-25	8;12;16;20
Мощность электродвигателя, кВт	15	15	11
Масса грохота, кг	7000	7100	11300
Производительность, т/ч м ³ /ч	250	250	100

Продолжение приложение5

Параметры	Заводская марка грохота		
	ГСТ62	ГСТ72М	ГСТ72Н
Размеры просеивающей поверхности, мм	2000-5000	2500-6200	2500X7000
Число сит	2	2	1(1)
	5	5	0-8

Угол наклона короба, градус	700-735	700-735	735
Частота колебаний короба, мин ⁻¹	5-6	4-6	5
Амплитуда колебаний, мм	10-50; 2-20	10-50; 2-20	18;8;3
Размеры отверстий сит, мм	22	22	18,5
Мощность электродвигателя, кВт			
Масса грохота, кг	10000	14000	14300
Производительность, т/ч м ³ /ч	500	1000	650

Приложение 6

Техническая характеристика барабанных грохотов

Параметры	ГСЛ1	ГСЛ3
Внутренний диаметр рабочей поверхности барабана, мм	1200	1700
Рабочая длина барабана, мм	1500	2860
Угол наклона оси барабана к горизонту, градус	8	8
Ширина разгрузочной отверстия, мм	50;70;100	100;150;200
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	11	9,26
Максимальная крупность зерен, мм		
Производительность, т/ч м ³ /ч	250	400X500X500X
Мощность электродвигателя, кВт	400	1000
Частота вращения электродвигателя, мин ⁻¹	4,5 950	7,5 970
Масса грохота, мм	3200	8960

Приложение 7

Техническая характеристика дуговых грохотов

Параметры	СД1	СД2А	СД03

Размеры сит, мм:	1100	1170	1200
ширина	865	1730	2500
длина	0,95	1,9	3
Полезная площадь, м ²	550	550	800
Радиус кривизны, мм	90	180	180
Центральный угол, градус	0,5-3	0,5-2	0,5
Зазор между колосниками решетки, мм	3-4	3-4	8-10
Максимальная крупность зерен в пульпе, мм	10-30	0-30	90-140
Ширина питающей щели (регулируемая), мм	8-20	8-20	8-20
Содержание твердого в пульпе, %			
Скорость пульпы на выходе из питающей щели, м/с	До 4	4,5-9	4,5-9
Давление пульпы перед питающей щелью, МПа	0,12	0,12	0,12
Производительность по питанию, м ³ /ч	До 200	300-400	450-500
Масса грохота, кг	290	508	836

Приложение 8

Техническая характеристика грохота ГПГ-0,75

Размеры сита, мм.....	720-1200
Ширина щели сетки.....	0,09-0,5
Число сит в одной секции.....	1
Число секций.....	1-12
Угол наклона сита к горизонту, градус.....	45;50;55
Расход воды для разбавления надрешетного продукта на одну секцию, л/мин.....	30-40
Частота колебаний, мин ⁻¹	12
Мощность электродвигателя, кВт.....	0,4
Производительность одной секции(в зависимости от ширины щели сетки):	
По твердому, т/ч.....	10-50
По пульпе, м ³ /ч.....	20-100
Масса одной секции, кг.....	660

Приложение 9

Техническая характеристика гидрогрохота ГГЛЗ с неподвижной рабочей поверхностью

Производительность по рядовому углю, т/с.....	800
Площадь рабочей поверхности, м ² : грохочения.....	4,0

обесшламливания подрешетного продукта.....	3
Расстояние между колосниками в свету, мм.....	5-18
Живое сечение просеивающей поверхности, %не менее.....	50
Удельный расход воды, м ³ /т.....	До 1,5
Давление воды, кПа, не менее.....	100
Габариты при угле наклона решетки 20 ⁰ , мм:	
длина.....	5425
ширина.....	1920
высота.....	4585
Масса, кг.....	8120

Приложение 10

Техническая характеристика щековых дробилок

Показатели	Дробилки со сложным качанием щеки			
	ЩДС-1- 2,5X4,0	ЩДС -1- 2,5X9	ЩДС -1- 4X9	ЩДС -11- 6X9
Размер загрузочного отверстия, мм	250X400	250X900	400X900	900X1200
Ширина выходной щели, мм	20-80	20-60	40-90	75-125
Частота вращения главного вала, мин ⁻¹	275	325	290	250
Наибольший размер кусков в питании, мм	210	210	340	500
Производительность, м ³ /ч	3,5-14	18	30	62
Электродвигатель:				
Мощность, кВт	17	37	45	75
Частота вращения, мин ⁻¹	1000	1470	980	960
Масса без электрооборудования, кг	2500	8000	12000	20000

Приложение 11

Техническая характеристика щековых дробилок

Показатели	Дробилки со простым качанием щеки				
	ЩДС - 9X12	ЩДС - 12X15	ЩДС - 12X15	ЩДС - 15X21	ЩДС - 15X21

Размер загрузочного отверстия, мм	900X1200	1500X210	1200X1500	1500X2100	1500X2100
Ширина выходной щели, мм	130	0	150	180	0
Частота вращения главного вала, мин ⁻¹	200±10	150	170±10	125	140±10
Наибольший размер кусков в питании, мм	750	150	1000	1300	1300
Производительность, м ³ /ч	180	1000	310	500	600
Электродвигатель:					
Мощность, кВт	90	280	160	250	250
Частота вращения, мин ⁻¹	750	160	-----	495	500
Масса без электрооборудования, кг	69500	140700	140700	249900	214200

Приложение 12

Техническая характеристика конусных дробилок крупного дробления

Показатели	ККД-500/75	ККД-900/140	ККД-1200/150	ККД-1500/160-250
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1220	1700	1900	2900
Ширина загрузочного отверстия, мм	500	900	1200	1500
Ширина разгрузочной щели, мм	75	110,140,160	130,150,180	160,180,200,220,250
Наибольший размер кусков в питании, мм	420	750	1000	1200
Частота вращения конуса, мин ⁻¹	200	140	120	90
Производительность, м ³ /ч	200	330,420,480	550,680,800	1450,1650,1850,2000,2300
Электродвигатель:				
Мощность, кВт	110	250	320	2X320
Частота вращения, мин ⁻¹	985	740	590	590
Масса дробилки без электрооборудования, кг	41250	148340	240000	520700

--	--	--	--	--

Приложение 13

Техническая характеристика конусных дробилок крупного дробления

Показатели	ККД-1500/180	ККД-700/75	ККД-900/100
Диаметр основания дробящего конуса, мм	2520	2040	2340
Ширина загрузочного отверстия, мм	1500	700	900
Ширина разгрузочной щели, мм	160;180;200	75	100
Наибольший размер кусков в питании, мм	1300	550	750
Частота вращения конуса, мин ⁻¹	110	135	110
Производительность, м ³ /ч	1600	400	680
Электродвигатель: Мощность, кВт	400	250	400
Частота вращения, мин ⁻¹ Масса дробилки без электрооборудования, кг	590 403200	960 137500	590 254100

Приложение 14

Техническая характеристика конусных дробилок для среднего дробления

Показатели	КСД-600Гр	КСД-900Б	КСД-1200Гр	КСД -1200Т	КСД -1750Гр
Диаметр основания дробящего конуса, мм	600	900	1200	1200	1750
Ширина загрузочного отверстия, мм	100	130	185	125	250
Ширина разгрузочной щели, мм	12-15	15-40	20-50	10-25	25-60
Наибольший размер кусков в питании, мм	60	100	150	100	200
Частота вращения конуса, мин ⁻¹	350	325	360	260	260
Производительность, м ³ /ч	19-40	38-57	77-115	42-95	170-320
Электродвигатель: Мощность, кВт	30	55	75	75	160
Частота вращения, мин ⁻¹ Масса дробилки без электрооборудования,	1470 4300	1000 11220	735 23206	735 23328	740 48050

кг					
----	--	--	--	--	--

Приложение 15

Техническая характеристика конусных дробилок для среднего дробления

Показатели	КСД -1750Гр	КСД -2200Гр	КСД -2200Т	КСД -3000Т
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1750	2200	2200	3000
Ширина загрузочного отверстия, мм	200	350	275	475
Ширина разгрузочной щели, мм	15-30	30-60	15-30	25-50
Наибольший размер кусков в питании, мм	160	300	250	380
Частота вращения конуса, мин ⁻¹	260	242	242	185
Производительность, м ³ /ч	100-190	360-610	180-360	500,425-850
Электродвигатель: Мощность, кВт	160	250	250	400
Частота вращения, мин ⁻¹ Масса дробилки без электрооборудования, кг	740 40090	495 86800	495 87680	590 208100

Приложение 16

Техническая характеристика конусных дробилок для мелкого дробления

Показатели	КМД-1200Гр	КМД -1200Т	КМД -1750Гр	КМД -1750Гр	КМД -2200Гр	КМД -2200Т
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1200	1200	1750	1750	2200	2200
Ширина загрузочного отверстия, мм	100	50	130	80	140	100
Ширина разгрузочной щели, мм	5-15	3-12	9-20	5-15	10-20	5-15
Наибольший размер кусков в питании, мм	80	40	100	70	110	85
Частота вращения конуса, мин ⁻¹	260	260	260	260	242	242

Производительность, м ³ /ч	45	27	95-130	85-110	220-260	160-220
Мощность электродвигателя, кВт	75	75	160	160	250	250
Масса дробилки без электрооборудования, кг	23428	23455	47550	47600	90500	87370

Приложение 17

Техническая характеристика конусных дробилок для мелкого дробления

Показатели	КМД - 2200Ст	КМД - 2500	КМД - 3000Т	КМД - 2200А	КМДТ- 2200В
Диаметр основания дробящего конуса, мм	2200	2500	3000	2200	2200
Ширина загрузочного отверстия, мм	85	140	120	100	110
Ширина разгрузочной щели, мм	7-15	7-20	6-20	5-15	5-15
Наибольший размер кусков в питании, мм	75	110	100	85	85
Частота вращения конуса, мин ⁻¹	250-308	200	185	269	269
Производительность, м ³ /ч	120-150	95-250	300*	190*	190*
Мощность электродвигателя, кВт	320	320	400	320	320
Масса дробилки без электрооборудования, кг	87570	145900	212200	93500	93500

Приложение 18

Техническая характеристика валковых дробилок с гладкими и зубчатыми валками

Показатели	СМД-2	СМД-3	ДГ400х250	ДГ600х400
Размер валков(диаметр х длина), мм	1300х2700	1300х4200	400х250	600х400
Частота вращения валков, мин ⁻¹	4,65	3;4;5;6;9	148;212;275	134;160;187
Наибольший размер кусков в питании, мм	250х1300	400х1500	20	30
Ширина щели между валками, мм	х250	х400	2-12	2-14
Максимальная крупность кусков дробленного продукта, мм	200	150	-	-
Производительность м ³ /ч	(до 200)	(до 900)	1,4-15,6	3,0-29,4
Мощность электродвигателя, кВт	55	40;62;5	4	10
Масса дробилки, кг	28500	56100	1890	5300

Приложение 19

Техническая характеристика валковых дробилок с гладкими и зубчатыми валками

Показатели	ДГ1000х50	ДГ1500х600	ДГ900х700	ДДЗ-4	ДДЗ-6
Размер валков(диаметр х длина), мм	1000х550	1500х600	900х700	400х600	630х800
Частота вращения валков, мин ⁻¹	112;89; 63	75,8;59; 44;24	Вверхних 114 Нижних 182,5	66	50
Наибольший размер кусков в питании, мм	50	75	40	100х200 х300	400х500х 600
Ширина щели между валками, мм	4-18	4-20	Вверхними10, нижними 2,5	105	До150
Максимальная крупность кусков дробленного продукта, мм	-	-	-	25;50;75; 100;125	50;75;100; 125;150
Производительность м ³ /ч					

Мощность электродвигателя, кВт	11,9-53,5 40	13-65 55	(до16) 14;20;40 27345	(20-100) 3 4714	(60-150) 22 9860
Масса дробилки, кг	16720	34000			

Приложение 20

Техническая характеристика валковых дробилок с гладкими и зубчатыми валками

Показатели	ДДЗ-10	ДДЗ-700	ДДЗ-19Х9	ДДЗ-15Х12	ДДЗ-16
Размер валков(диаметр х длина), мм	1000Х1250	1250Х1000	900Х900	1500Х200	1600Х200
Частота вращения валков, мин ⁻¹	36	170;200	42	40	41
Наибольший размер кусков в питании, мм	400х600х х1000	900	250,360	900	1200х130 0х1300
Ширина щели между валками, мм	240	-	-	100	До 440
Максимальная крупность кусков дробленого продукта, мм	100;125;150; ;300	250	40,75;80	100;150	200;300
Производительность м ³ /ч	(125-525)	(700)	(70,120)	До150	800,1300
Мощность электродвигателя, кВт	40	30	40	55	250
Масса дробилки, кг	24260	13500	13085	32000	113840

Приложение 21

Техническая характеристика молотковых дробилок

Показатели	М6-4Б (СМД-112)	М8-6Б (СМД -431)	М13-16Б (СМД-170Б)	М20-30Б (СМД -98А)
Размер ротора, мм	600Х400	600Х600	1300Х1600	600Х400
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	1200	1000	735	600
Наибольший размер кусков в питании, мм	150	250	400	60
Крупность дробленого продукта, мм	0-30	0-13	До8	До20
Производительность, т/ч (м ³ /ч)	(12-15) на шлаке	(18-24) на угле	150-200	900-1200

Мощность электродвигателя, кВт	17	55	200	1250
Масса дробилки, кг	1150	2245	12675	53800

Приложение 22

Техническая характеристика молотковых дробилок

Показатели	ДМРЭ 10X10	ДМРЭ 14,5X13	SMD-97A
Размер ротора, мм	1000X1000	1000X1000	2000X2000
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	750;1000;	750;1000;	-
Наибольший размер кусков в питании, мм	80	80	600
Крупность дробленого продукта, мм	5; 3; 2;	3	20
Производительность, т/ч (м ³ /ч)	100	До250	600-800
Мощность электродвигателя, кВт	200; 250;	400; 500;630	Для угля 800
Масса дробилки, кг	8,9; 9,0; 9,1	18,5;18,3;18,2	41200

Приложение 23

Техническая характеристика роторных дробилок

Показатели	ДРК 8X6 (СМД-85)	ДРК12X10 (СМД-86)	ДРК16X12 (СМД-95)
Диаметр ротора, мм	800	1250	1600
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	485;675;935	296;417;530	-
Окружная скорость ротора, м/с	20;26,5;35	20;26,5;35	20;26,5;35
Максимальный размер загружаемой кусков, мм	400	600	800
Зазор между колосниками решетки, мм	16-160	25-250	22-320
Производительность, м ³ /ч	55	125	200
Мощность			

электродвигателя, кВт	40	110	160
Масса дробилки, кг	6000	13850	29830

Приложение 24

Техническая характеристика роторных дробилок

Показатели	ДРК20X16 (СМД-87)	ДРС10X10 (СМД-75)	ДРС12X12 (СМД-94)
Диаметр ротора, мм	2000	1000	1250
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	190;290;380	410;580;735;	-
Окружная скорость ротора, м/с	20;26,5;35	20;24;28,8	20;24;28,8
Максимальный размер загружаемых кусков, мм	1100	До300	375
Зазор между колосниками решетки, мм	40-400	16-200	20-250
Производительность, м ³ /ч	370	До125	200
Мощность электродвигателя, кВт	250	122	200
Масса дробилки, кг	59380	9170	16750

Приложение 25

Техническая характеристика шаровых мельниц мокрого измельчения с
решеткой

Показатели	МШР- 900X900	МШР- 1200X1200	МШР- 1500X1500	МШР- 2100X1500

Внутренние размеры барабана (без футировки), мм:				
диаметр	900	1200	1500	2100
длина	900	1200	1500	1500
Рабочий объем, м ³	0,45	1	2,2	4,3
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	41	36	30	24,1
Приводный электродвигатель:				
мощность, кВт	14	28	55	132
частота вращения, мин ⁻¹	730	735	970	740
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	5,3	10,3	15,4	39,1

Приложение 26

Техническая характеристика шаровых мельниц мокрого измельчения с решеткой

Показатели	МШР - 2100X2200	МШР - 2100X3000	МШР - 2700X 2100	МШР - 2700X 2700	МШР - 2700X 3600
Внутренние размеры барабана (без футировки), мм:					
диаметр	2100	2110	2700	2700	2700
длина	2200	3000	2100	2700	3600
Рабочий объем, м ³	6,3	8,5	10	13	17,5
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	24,6	24,6	21	21	21
Приводный электродвигатель:					
мощность, кВт	200	200	380	380	380
частота вращения, мин ⁻¹	750;735	750;735	187	187	187
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	44,4	49	68	74	78,5

Приложение 27

Техническая характеристика шаровых мельниц мокрого измельчения с решеткой

Показатели	МШР- 3200X 3100	МШР - 3200X 4500	МШР - 3600X 4000	МШР - 3600X 5000	МШР - 4000X 5000	МШР - 4500X 5000

Внутренние размеры барабана (без футировки), мм:						
диаметр	3200	3200	3600	3600	4000	4500
длина	3100	4500	4000	5000	5000	5000
Рабочий объем, м ³	22	32	36	45	55	71
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	19,8	19,8	18,1	18,12	17,18	16,66
Приводный электродвигатель:						
мощность, кВт	600	900	1000	1250	2000	2500
частота вращения, мин ⁻¹	250	167	167	187	150	150
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	95,6	141,3	157,7	165,3	261,5	295,9

Приложение 28

Техническая характеристика шаровых мельниц мокрого измельчения с решеткой

Показатели	МШР-4500Х 6000	МШР -5500Х 6500	МШР -6000Х 6000
Внутренние размеры барабана (без футировки), мм:			
диаметр	4500	5500	6000
длина	6000	6500	6000
Рабочий объем, м ³	85	141	208
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	16,5	13,6	13,2
Приводный электродвигатель:			
мощность, кВт	2500	--	--
частота вращения, мин ⁻¹	150	--	--
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	--	--	--

Приложение 29

Техническая характеристика шаровых мельниц мокрого измельчения с центральной разгрузкой

Показатели	МШЦ- 900Х900	МШЦ-1200Х 1200	МШЦ-900Х 900	МШЦ-500Х 1500

Внутренние размеры барабана (без футировки), мм:				
диаметр	900	1200	900	1500
длина	900	1200	900	1500
Рабочий объем, м ³	0,9	4,2	6,8	8,5
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	41	30	24,6	21,0
Электродвигатель:				
Мощность, кВт	22	100	200	200
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	1460	1450	750	735
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	4,4	14,7	39	42,4

Приложение 30

Техническая характеристика стержневых мельниц мокрого измельчения

Показатели	МСЦ- 2700X3600	МСЦ - 990X1800	МСЦ - 3200X4500	МСЦ - 3600X5500	МСЦ - 4000X5500
Внутренние размеры барабана (без футировки), мм:					
диаметр	2700	990	3200	3600	4000
длина	3600	1800	4500	5500	5500
Рабочий объем, м ³	18	0,9	32	49	60
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	15,6	32	14,46	13,71	13,02
Электродвигатель:					
Мощность, кВт					
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	400	22	800	1000	2000
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	187	1460	167	167	150
	81	5,2	140	170	250

Приложение 31

Техническая характеристика стержневых мельниц мокрого измельчения

Показатели	МСЦ- 900X1800	МСЦ - 1200X 2400	МСЦ - 1500X 3000	МСЦ - 2100X 3000	МСЦ - 2700X 3600
Внутренние размеры					

барабана (без футировки), мм:					
диаметр	900	1200	1500	2100	700
длина	1800	2400	3000	3000	3600
Рабочий объем, м ³	0,9	2,2	4,4	6,5	8,8
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	32	27	25	18,7	19,7
Электродвигатель:					
Мощность, кВт					
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	22 1460	40 735	110 735	160 750	200 630
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	5,2	13,5	23	46	52

Приложение 32

Техническая характеристика стержневых мельниц мокрого измельчения

Показатели	МСЦ - 3200X4500	МСЦ - 3600X5500	МСЦ - 4000X5500	МСЦ - 4500X6000
Внутренние размеры барабана (без футировки), мм:				
диаметр	3200	3600	4000	4500
длина	4500	5500	5500	6000
Рабочий объем, м ³	32	49	60	82
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	14,46	13,71	13,02	12,5
Электродвигатель:				
Мощность, кВт				
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	800 167	1000 150	2000 167	2500 150
Масса мельницы без двигателя и шаров, т	140	170	250	310

Приложение 33

Техническая характеристика рудных и рудногалечных мельниц для мокрого самоизмельчения

Показатели	ММС-3000X 1060	ММС-5000X 2300	ММС-7000X 2300	ММС-7000X 2300А
Размер барабана (диаметрX длина), mm:	3000X1060	5000X2300	7000X2300	7000X2300
Рабочий объем барабана, m ³	6	38	80	83
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	--	15,24	13	13
Максимальный размер загружаемых кусков, мм	300	400	400	400
Мощность электродвигателя, кВт	--	60	1600	1600
Масса без шаров и электрооборудования, кг	50800	187210	422500	43100

Приложение 33

Техническая характеристика рудных и рудногалечных мельниц для мокрого самоизмельчения

Показатели	ММС-9000X 3000А	ММС-5000X 7500	ММС-5000X 7500А	ММС -4500X 6000А
Размер барабана (диаметрXдлина), mm:	9000X3000	5000X7500	5000X7500	4500X6000
Рабочий объем барабана, m ³	160	83	160	83
Частота вращения барабана, мин ⁻¹	11,5	--	14,88	16,7
Максимальный размер загружаемых кусков, мм	500	--	--	--
Мощность электродвигателя, кВт	4000	2000	3150	2500
Масса без шаров и электрооборудования, кг	819000	311000	6946300	333415

ГЛОССАРИЙ

АБРАЗИВНОСТЬ - (*abrasiveness*) — способность горных пород изнашивать контактирующие с ними твёрдые тела (детали горных машин, инструменты и т.п.).

БАЛАНСОВЫЕ ЗАПАСЫ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ - (*balance reserves of minerals*) — группа запасов полезных ископаемых, использование которых экономически целесообразно при существующей либо осваиваемой промышленностью прогрессивной технике и технологии добычи и переработки сырья с соблюдением требований законодательных актов по рациональному использованию недр и охране окружающей среды. В группу балансовых запасов полезных ископаемых включаются запасы категорий А, В, С1 и С2, удовлетворяющие требованиям кондиций по качеству, количеству, технологическим свойствам минерального сырья и горнотехническим условиям эксплуатации месторождения с учётом степени изученности месторождения и его географо-экономические условий.

БАРАБАННАЯ МЕЛЬНИЦА - (*drum mill*) — машина для измельчения полезных ископаемых и других материалов, представляющая собой вращающийся цилиндр (барабан), загруженный измельчающими телами. Торцы барабана закрыты крышками (загрузочной и разгрузочной). При вращении измельчающие тела под влиянием центробежной силы, а также трения между собой и футеровкой барабана поднимаются на некоторую высоту, падают, разбивая и истирая материал, находящийся в барабанной мельнице. Измельчающие тела: стальные шары (шаровые барабанные мельницы), стержни (стержневые барабанные мельницы), короткие трубки — цель-пепсы, при самоизмельчении — куски руды. Типы барабанных мельниц различаются формой барабана, способами разгрузки, средой измельчения. Конструкция барабанов определяется соотношением их диаметров (D) и длин (L); у мельниц первичного само- измельчения типов "Каскад" и "Аэрофол" 2:1.

ВАЛКОВАЯ ДРОБИЛКА - (*roller crusher*) — установка для дробления

материалов (руд, строительного камня и т.п.) вращающимися навстречу друг другу валками или вращающимися валками и неподвижной щекой. Впервые валковая дробилка изготовлена в 1806 в Великобритании и применена для дробления медных руд на руднике "Краундейд". Валковая дробилка классифицируются по числу валков (одно-, двух- и трёхвалковые и более); по типу сменных рабочих органов (с гладкими, рифлёными и зубчатыми поверхностями валков). Основные параметры, характеризующие валковую дробилку: диаметр и длина валка. Диаметр гладких валков в 15-20 раз больше максимального размера куска загружаемого материала; рифлёных — в 10 раз и зубчатых — в 1,5-2 раза; длина валка составляет 0,3-0,7 его диаметра. Частота вращения валков 50-180 об/мин. Производительность валковой дробилки от 8 до 250 т/ч (пропорциональна частоте вращения валка, его длине, а также ширине выходной щели); крупность кусков после дробления зависит от типа рабочих органов и ширины выходной щели. Степень дробления в зависимости от типа валковых дробилок и свойств материала для твёрдых пород до 4; для мягких и вязких 6-8; для вязких глинистых (при дроблении в зубчатых валковых дробилках) 10-12 и более.

ВАЛУНЫ - (*boulders*) — крупные окатанные обломки и глыбы горных пород, имеющие в поперечнике от 10 до 100 см. Различают мелкие (10-25 см), средние (25-50 см) и крупные (50-100 см) валуны. Окатанную форму валуны приобретают при переносе водными потоками и ледниками. Распространены в аллювиальных, ледниковых, пролювиальных и делювиальных отложениях. Валуны, сложенные относительно редко встречающимися горными породами или полезными ископаемыми, по которым можно определить направления путей разноса валунов и места коренных выходов этих пород, называются руководящими; последние могут служить поисковым признаком полезных ископаемых. Валуны обычно входят в состав песчано-гравийных отложений, в отдельных случаях валунная фракция может преобладать (например, на Аксайском гравийно-валунном месторождении в Алма-Атинской области Казахской ССР

содержание валунов достигает 60%). Валуны используются для получения щебня, при сооружении фундаментов, укреплении земляных откосов и в качестве закладочного материала в тело плотин. В отдельных случаях скопления валунов могут представлять интерес как сырьё для облицовочного камня.

ВИБРАЦИОННЫЙ ГРОХОТ - (*vibrating screen*) — машина с вибрационным приводом, предназначенная для сортировки (грохочения) сыпучих материалов путём их просеивания через сита (или решёта). Вибрационный грохот — наиболее распространённая группа грохотов, применяемых в горной промышленности. Различают вибрационные грохота с приводом от эксцентрикового механизма — эксцентриковые, или гирационные, и с приводом от вибратора — инерционные; разновидностью последних являются резонансные вибрационные грохота. Рабочие органы вибрационного грохота — сита (или решёта) жёстко закреплены в коробе, которому сообщаются периодические колебания, в результате чего и происходит перемещение и встряхивание сортируемого материала, просеивание его через ячейки сит (или решёт), т.е. разделение на фракции по крупности. Сита располагаются обычно в 2-3 яруса; каждый следующий (ниже расположенный) имеет сита с меньшими ячейками. Просеивающие поверхности сит — стальные проволочные сетки; решёт — либо стальной штампованный лист с отверстиями, либо набор колосников (стальных, резиновых или пластмассовых).

ВИБРАЦИОННЫЙ ШЛЮЗ - (*vibration gateway*) — аппарат для разделения минеральных зёрен по плотности в струе жидкости, текущей по колеблющейся наклонной плоскости. На вибрационном шлюзе обогащают мелкозернистые руды и пески россыпных месторождений золота, платины, касситерита, вольфрамита и др. Основной рабочий элемент вибрационного шлюза (рис.) — вибрирующий (частота 1000-1300 колебаний в 1 мин, амплитуда 0,2-0,3 мм) наклонный жёлоб прямоугольного сечения с шероховатыми покрытиями или деревянными (металлическими)

трафаретами. Жёлоб крепится к раме амортизаторами и приводится в движение вибратором. Пульпа (крупность материала до 15 мм) при разжижении Ж:Т не менее 5:1 подаётся в верхнюю часть вибрационного шлюза. При движении по шлюзу тяжёлые минералы концентрируются на дне шлюза между трафаретами или задерживаются шероховатой поверхностью покрытия, лёгкие минералы уносятся к разгрузочному концу вибрационного шлюза. Эффективность работы вибрационного шлюза зависит от угла наклона, скорости потока, наполнения жёлоба пульпой, частоты удаления минералов, конструкции трафаретов и шероховатых покрытий. Производительность вибрационного шлюза при крупности обогащаемого материала 15 мм — 15-20 м³/ч на 1 м ширины шлюза. Разновидность вибрационного шлюза — виброконцентратор трубный.

ВИНТОВОЙ СЕПАРАТОР - (*screw separator*) — аппарат в виде вертикально установленного винтообразного жёлоба для гравитационного обогащения. Пульпа подаётся в верхнюю часть жёлоба (рис.) и под действием силы тяжести стекает вниз. Распределение частиц пульпы в основном заканчивается на втором-третьем витке, где установлены отсекатели для частичного извлечения обогащённого материала. Пустая порода разгружается в конце жёлоба. Диаметр винтового сепаратора (в зависимости от производительности по твёрдому, крупности и плотности разделяемого материала) в пределах 600-1200 мм; число витков 3-6, относительный шаг (отношение шага к диаметру) 0,4-0,6. Максимальная крупность частиц пустой породы в пульпе до 12-16 мм, желательный размер частиц ценных минералов 0,074-4 мм. Извлечение их в концентрат составляет 90-97% при степени сокращения (отношения массы обогащённого материала к массе исходного сырья) 5-10. Содержание твёрдого в пульпе 15-25%. Производительность винтового сепаратора по твёрдому в среднем 1-12 м³/ч (зависит от характера обогащаемого материала).

ВЛАЖНОСТЬ – (*humidity*) — степень насыщенности водой (плёночной, капиллярной и гравитационной) пор, трещин и других пустот горных пород в

естественных условиях. Различают весовую влажность — отношение массы воды, содержащейся в образце, к его массе после высушивания; объёмную влажность — отношение объёма воды в образце к объёму образца; приведённую влажность — отношение объёма воды в образце породы к объёму её скелета; относительную влажность — отношение объёма воды в образце к объёму пор в нём. Влажность в лабораторных условиях определяется весовым методом (высушивание породы при 105-110° С и последующее её взвешивание), в массиве горных пород — методами, основанными на определении зависимости различных физических свойств породы (теплопроводности, электропроводности и др.) от их влажности. Наибольшей способностью насыщаться влагой обладают торф, бурый уголь, туф, глина, лёсс. Величина влажности значительно колеблется от гидрогеологической обстановки и может составлять в пределах одного месторождения от нескольких до 40-50% и более. В зависимости от минерального и гранулометрического состава пород, размеров и формы частиц соотношение количества различных видов воды в породах может быть разным. Например, пески содержат в основном гравитационную воду; глины, лёссы и суглинки — молекулярную и капиллярную. В кварцевых песках содержание молекулярной воды около 0,2%, в лёссах 5%, в глинах 10-30%. Содержание различной воды в породах определяет их Водоотдачу.

ВМЕЩАЮЩАЯ ПОРОДА - (*host rock*) — горная порода, в которой заключена рудная залежь, жила или иное геологическое тело с полезным ископаемым. При наклонном залегании перечисленных тел вмещающую породу называют боковой породой.

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ - (*leaching*) — перевод в раствор, обычно водный, одного или нескольких компонентов твёрдого материала. В технике с целью извлечения металла (иногда удаления вредных примесей) выщелачиванию подвергают руды и продукты их обогащения (концентраты, промпродукты, хвосты), продукты пирометаллургического передела (огарки, штейны, анодные шламы и т.д.), а также отходы, образующиеся при обработке

металлов и сплавов. Выщелачивание широко используют в производстве урана, золота, меди, цинка, молибдена, вольфрама, алюминия и других металлов. При необходимости перед выщелачиванием (или во время него) материал подвергают дроблению и измельчению, а также химической обработке, т.н. вскрытию, для перевода извлекаемого компонента из труднорастворимого соединения в легкорастворимое. Для этого используют различные виды обжига (окислительный, восстановительный, хлорирующий, сульфатизирующий), спекание, окисление или восстановление в пульпе. Пример вскрытия: окислительный обжиг сульфидных концентратов, в процессе которого металл переходит в форму окисла, легко растворяющегося в водных растворах щелочей (выщелачивание молибдена) или кислот (выщелачивание цинка).

ГИДРАВЛИЧЕСКАЯ КРУПНОСТЬ - (*hydraulic size*) — конечная скорость свободного падения одиночного зерна под действием силы тяжести в безграничной невозмущённой среде. Размерность гидравлической крупности — мм/с, см/с. Гидравлическая крупность зависит не только от реальных размеров зерна, но и от его плотности, формы, состояния поверхности, а также от свойств среды (обычно воды), в которой происходит движение зерна. Два зерна, независимо от их плотности, крупности и других свойств, считаются частицами равной гидравлической крупности, если при стандартных условиях они падают в воде с одинаковыми скоростями. При групповом падении зёрен скорость отдельного зерна уменьшается и зависит от величины разрыхлённости системы зёрен и их крупности. Гидравлическая крупность определяется путём проведения фракционного или седиментационного анализа материала.

ГИДРАВЛИЧЕСКИЙ КЛАССИФИКАТОР - (*hydraulic classifier*) — аппарат для разделения смеси минеральных зёрен по массе на отдельные классы крупности или плотности по скоростям падения в воде. По принципу действия различают гидравлические классификаторы, в которых процесс разделения осуществляется под действием сил гравитации и сопротивления

среды перемещению зёрен (пирамидальные, конические), а также центробежных сил (гидроциклоны, центрифуги). Конические гидравлические классификаторы применяются ограниченно. Наибольшее распространение в СНГ и за рубежом получили пирамидальные гидравлические классификаторы секционного камерного типа, в которых классификация происходит как в горизонтальных, так и вертикальных потоках. Основные элементы этих гидравлических классификаторов: открытый расширяющийся жёлоб, по которому перемещается горизонтальный поток пульпы; пирамидальные классификационные камеры, площадь поперечного сечения которых увеличивается в направлении разгрузочного конца корпуса; специальные устройства для классификации оседающего материала в восходящем потоке воды, подаваемой снизу. Последние включают классификационную трубу, перемешивающее устройство для разрыхления взвеси, камеру для тангенциального ввода воды и разгрузочное устройство.

ГИДРОЦИКЛОН - (*hydrocyclone*) — аппарат для разделения в жидкой среде зернистых материалов, различающихся плотностью или крупностью составляющих частиц. Гидроциклон применяют: для классификации материалов по крупности (классификаторы); отделения избытка воды и шлам от зернистого материала (сгустители); обогащения полезных ископаемых по плотности, в том числе в тяжёлых жидкостях или утяжелённых тонкозернистых минеральных суспензиях (сепараторы); очистки жидкости от твёрдых частиц (осветлители). Впервые гидроциклоны использованы в 1939 на углеобогатительной фабрике в Нидерландах, в СНГ — в начале 50-х гг. Благодаря несложной конструкции, малым размерам, простоте эксплуатации и высокой эффективности гидроциклоны находят широкое применение в различных областях промышленности, в том числе в качестве классификаторов и сепараторов в горнорудной, как осветлители в химической и нефтехимической промышленности, гидрометаллургии. В последнем качестве гидроциклоны используют также для регенерации и очистки глинистого раствора от выбуренной породы (в процессе бурения

нефтяных и газовых скважин), а также в технологических операциях, связанных с эксплуатацией нефтяных скважин и с внутрипромысловым сбором и транспортом нефти.

ГИДРОЭЛЕВАТОР - (*hydraulic elevator*) — насос струйного типа для подъёма и перемещения жидкостей и гидросмесей; применяется для гидротранспортирования, подводного всасывания (грунта и т.п.), а также для повышения геодезической высоты всасывания землесосного снаряда с трюмным грунтовым насосом. Гидроэлеватор изготавливают с центральным и кольцевым расположением насадки. При работе гидроэлеватора струя воды, вытекающая под большим давлением из насадки, создаёт в камере насоса разрежение. Этим обеспечивается подсос гидросмеси через всасывающий патрубок. Кинетическая энергия струи воды передаётся гидросмеси и в диффузоре переходит в потенциальную энергию потока.

ГОРНАЯ МАССА - (*mountain mass*) — раздробленный массив горных пород. При разработке месторождений полезных ископаемых дробление массива производится взрывчатыми веществами, водяными струями, рабочими органами горных машин, а также при самообрушении. Термин "горная масса" используют применительно к полезным ископаемым и пустым породам (вмещающие или покрывающие горные породы). Горная масса может содержать воду, лёд, снег, закладочные и крепёжные материалы, другие примеси. Основные характеризующие параметры горной массы: кусковатость, степень разрыхления, влажность, слёживаемость, смерзаемость, содержание полезных и вредных компонентов, форма и размеры навалов горной массы. Выделяют также рудную массу — совокупность руды и породы, образуемую при разработке рудных месторождений.

ГОРНОЕ ДЕЛО - (*mining*) — область деятельности человека по освоению недр Земли. Включает все виды техногенного воздействия на земную кору, главным образом извлечение полезных ископаемых, их первичную переработку и научные исследования, связанные с горными технологиями.

ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ - (*granulometric composition*) — распределение зёрен (кусков) по крупности в массивах горной породы, горной массы, почве или искусственном продукте, характеризующееся выходом в процентах от массы или количества зёрен. Гранулометрический состав — важный показатель физических свойств и структуры материала. Общепринятой классификации по данным гранулометрического состава не существует, что связано с различием целей и объектов, для которых производится определение гранулометрического состава. В геологии (литологии), горном деле, обогащении полезных ископаемых, грунтоведении, почвоведении, технологии строительных материалов и других областях техники применяют различные классификации и шкалы классов (фракций) крупности. Классы (фракции) обычно обозначают в мм, в обогащении полезных ископаемых классы крупнее и мельче данного размера — знаками плюс и минус соответственно. В геологии при оценке осадочных горных пород различают: валуны крупные (свыше 500 мм), валуны средние (500-250 мм), валуны мелкие (250-100 мм), гальку (100-10 мм), гравий крупный (10-5 мм), гравий мелкий (5-2 мм), песок грубый (2-1 мм), песок средний (0,5-0,25 мм), песок мелкий (0,25-0,1 мм), алеврит (0,1-0,05 мм), пыль (0,05-0,005 мм), глину (до 0,005 мм). В горном деле гранулометрический состав горной массы, отделённой от массива, используют для оценки результатов буровзрывных работ, качества продуктов обогащения и учитывают при выборе типа и параметров технологического оборудования в карьерах, на шахтах, дробильно-сортировочных, обогатительных, окомковательных фабриках.

ГРОХОЧЕНИЕ - (*rumbling*) — Процесс разделения материала на классы крупности, осуществляемый на устройствах (грохотах) с просеивающими поверхностями.

ДОБЫЧА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ - (*mineral production, mineral output*) — процессы извлечения твёрдых, жидких и газообразных полезных ископаемых из недр Земли с помощью технических средств. Термин "добыча

полезных ископаемых" используется также как экономическая категория и выражается в объёмных или весовых единицах измерения: применительно к природному газу — в м³, промышленным водам — в м³/сутки (йод, бром и другие компоненты — в тоннах), нефти, углю, рудам, нерудному сырью — в тоннах, драгоценным камням — в каратах, полудрагоценным камням, исландскому шпату, пьезокварцу, флюориту — в килограммах, нерудным строительным материалам (гранит, карбонатные породы, песок, гравий, глина, перлит и др.) — в м³, сырью для цемента, гипсу, флюсам, абразивным материалам, красковому сырью — в тоннах, облицовочному декоративному камню — в м². Исчисление добытых полезных ископаемых ведётся в абсолютных цифрах полученного из месторождения полезных ископаемых с учётом потерь (т.н. товарный продукт) и в пересчёте на полезный компонент (металл или оксид). Последнее делает сопоставимыми данные по добыче конкретного полезного ископаемого из различных месторождений (т. е, учитывает % содержания ценного компонента в полезных ископаемых).

ДОЛИННЫЕ РОССЫПИ - (*valley placers*) — аллювиальные россыпи зрелых, вполне сформированных или заканчивающих своё формирование речных долин. Долинные россыпи утратили связь с современным руслом и отделены от него толщей рыхлых пород, не содержащих полезных минералов в промышленных концентрациях. Это наиболее распространённый тип аллювиальных россыпей золота, платины, олова, титана и алмазов. Долинные россыпи приурочены к коренному ложу долины (плотику), реже к поверхности размыва внутри рыхлой толщи (ложному плотику) и перекрываются аллювиальными, озёрно-аллювиальными, склоновыми, ледниковыми, морскими (на побережьях), иногда вулканогенными породами, достигающими по мощности 300 м и более. Морфология и запасы полезных минералов долинных россыпей находятся в соответствии с размерами долин: в долинах малых водотоков преобладают лентообразные россыпи с высокими концентрациями, но небольшими запасами; в крупных долинах — лентообразные, изометричные, гнездовидные с весьма неравномерным

распределением и низкими в целом концентрациями. Наибольшие запасы полезных минералов сосредоточены в россыпях долин средних размеров.

ДРОБЛЕНИЕ – (*crushing*) — Процесс разрушения кускового, минерального сырья под действием внешних механических сил путем раздавливания, раскалывания, удара, среза или их сочетания, осуществляемый в дробильных агрегатах.

ЗАБАЛАНСОВЫЕ ЗАПАСЫ – (*off-balance sheet stocks*) — запасы полезных ископаемых, использование которых в настоящее время экономически нецелесообразно или технически и технологически невозможно, но которые в дальнейшем могут быть переведены в балансовые. Забалансовые запасы твёрдых полезных ископаемых подсчитываются и учитываются, если в технико-экономическом обосновании кондиций доказана возможность их сохранности в недрах для последующего извлечения, складирования и сохранения для использования в будущем.

ЗАБОЙ - (*face, stope, hole bottom*) — поверхность массива полезных ископаемых или горных пород (отбитой горной массы), которая перемещается в процессе горных работ по выемке. При подземной разработке месторождений выделяют забои очистные (забои очистных выработок), подготовительные (забои вскрывающих и подготовительных выработок) и забои буровых скважин. Очистные забои различают: по форме — прямолинейные, уступные; по расположению в пространстве и направлению подвигания — по простиранию, вкрест простирания, по падению, по восстанию, диагонально простиранию. Забои делятся на действующие, запасные, резервные, резервно-действующие. Действующие забои — выработки, в которых систематически производятся очистные работы.

ЗОЛОТО, Au - (*aurum*), — химический элемент I группы периодической системы Менделеева; атомный номер 79, атомная масса 196,967. Природное золото состоит из стабильного изотопа ^{197}Au . Получены 13 радиоактивных изотопов с массовыми числами 192-196, 198-206 и периодами полураспада от

нескольких секунд до 15,8 лет. Изделия из золота обнаружены при раскопках наиболее древних цивилизаций эпохи неолита в горах Франции, в кельтских могильниках, в додинастических памятниках Египта, среди наиболее древних культурных слоев в Индии и Китае. Рафинирование золота и отделение его от серебра началось во 2-й половине 2-го тысячелетия до н.э. Первые исследования золота связаны с развитием алхимии, главной целью которой было создание золота из неблагородных металлов.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ - (*enrichment, recovery*) — оценка полноты использования запасов месторождения полезных ископаемых при добыче, добытого минерального сырья при обогащении, вообще исходного продукта в процессе его металлургической, химической, технологической переработки. Извлечение вычисляется как отношение количества извлечённого вещества или компонента, перешедшего в результате того или иного процесса в соответствующий продукт (добытую руду, концентрат, штейн и т.п.), к его количеству в исходном сырье (месторождении, руде, шихте и т.п.), выражается в % или долях единицы. Извлечение нефти (газа) оценивается отношением величины добычи к балансовым запасам и зависит от вязкости нефти, коллекторских свойств вмещающих пород, режима и методов интенсификации при эксплуатации залежи. Извлечение нефти 30-70% по конечной нефтеотдаче, газа 70-85%, попутного нефтяного газа около 70%.

ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ – (*grinding*) — Процесс размолла минерального сырья в результате ударного и истирающего воздействия дробящей среды (шаров, стержней) и сырья с целью раскрытия полезных компонентов и породообразующих минеральных агрегатов, а также для обеспечения необходимой крупности процесса обогащения.

КЛАССИФИКАТОР - (*classifier*) — аппарат для разделения измельчённых материалов на классы по крупности, плотности, форме зёрен. В зависимости от действующих сил различают классификаторы гравитационные и центробежные; в зависимости от комбинации действующих сил и способа разгрузки: с механической разгрузкой песков — гравитационные,

механические (речной, спиральный, чашевый, дражный, гидроосциллятор), центробежные (шнековые осадительные центрифуги); с самотёчной разгрузкой песков — гравитационные (гидравлический классификатор), центробежные (гидроциклон, центрифуга).

КЛАССИФИКАЦИЯ - (*classification*) — процесс разделения (сепарации) измельчённых материалов в жидкой или воздушной среде на основе различия в скоростях падения (оседания) частиц разного размера, формы и плотности. Цель — получение продуктов различного гранулометрического состава и плотности. Классификацию применяют в горной промышленности, преимущественно при обогащении руд чёрных и цветных металлов, углей и т.п. для обеспечения оптимальной крупности продуктов при последующей обработке, в том числе перед гравитационным обогащением и флотацией, а также для аналитических целей. Крупность разделяемых частиц обычно от 1 мм до 40 мкм. Материал крупнее 3 мм (при обогащении угля крупностью до 13 мм) подвергается классификации редко.

КОНДИЦИИ на минеральное сырьё - (*standards*) — совокупность требований к качеству и количеству полезного ископаемого в недрах, к горно-геологическим и другим условиям разработки месторождения, определяющих промышленную ценность месторождений. Кондиции устанавливают параметры для подсчёта запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых, а также содержащихся в них ценных компонентов. Кондиции утверждаются для каждого месторождения полезных ископаемых (либо участка крупного месторождения, намечаемого к отработке самостоятельным предприятием), промышленных и теплоэнергетических подземных вод. По результатам предварительной разведки вырабатываются временные кондиции, по результатам детальной разведки новых, а также доразведки и эксплуатации разрабатываемых месторождений — постоянные кондиции. Временные кондиции используются для оперативного подсчёта предварительно разведанных запасов полезных ископаемых и решения вопроса о целесообразности

производства детальной разведки месторождения. Постоянные кондиции — основа подсчёта подлежащих утверждению запасов месторождений, подготовленных для промышленного освоения или разрабатываемых; учитываются также при проектировании предприятия по добыче полезных ископаемых, планировании и производстве горно-эксплуатационных работ, решении вопросов, связанных с охраной недр.

КОНЦЕНТРАТ – (*concentrate*) — продукт обогащения полезных ископаемых, в котором содержание ценного компонента выше, чем в добытой горной массе, поступающей на обогащение. В процессе обогащения полезных ископаемых сначала получают первичный (черновой) концентрат, часто содержащий несколько ценных минералов (т.н. коллективный концентрат), например шлихи — тяжёлую фракцию россыпных месторождений, в которой концентрируются минералы титана, циркония, железа, олова, золота. Первичный (черновой) концентрат подвергается доводке с целью получения конечных продуктов — кондиционных концентратов, отвечающих определенным стандартным требованиям, нормируемым ГОСТом или техническими условиями. Кондиция предусматривает в зависимости от сорта концентрата минимальное содержание ценного компонента и предельные содержания вредных примесей, а также влаги; для некоторых концентратах существенным является требование определенного размера зёрен (уголь, асбест, слюда), что связано с последующим использованием этих концентратов. Для некоторых полезных ископаемых получение концентрата является последней стадией технологической переработки сырья (например, угольные, графитовые, слюдяные, асбестовые концентраты). В большинстве случаев требуется дальнейшая химическая (например, производство фосфорных удобрений) или металлургическая переработка концентрата.

КРЕПОСТЬ горных пород - (*rock hardness*) — общепринятое условное понятие, символизирующее совокупность механических свойств горных пород, проявляющихся в различных технологических процессах при добыче

и переработке полезных ископаемых. Крепость возрастает с увеличением сил связей между частицами и отдельностями горных пород и содержания прочных минералов в породе и снижается, как правило, при увлажнении (особенно в связных горных породах). М. М. Протодяконовым (старшим) первоначально для оценки крепости была предложена классификация, основанная на предположении, что разрушение горных пород происходит в основном путем преодоления прочности пород на сжатие. По этой классификации, получившей затем широкое практическое применение, все разрабатываемые горные породы подразделяются на 10 категорий от $f=0,3$ для слабых плавучих пород до $f=20$ для крепких и вязких базальтов, кварцитов и т.п., где f_{10-3} сж, кгс/см² (Па). Метод экспериментальной оценки коэффициента крепости, предложенный М. М. Протодяконовым (младшим), основан на относительной оценке работы, затраченной на дробление горных пород свободнопадающим с высотой 0,6 м грузом массой 2,4 кг (ГОСТ 21153.1-75).

РУДА - (*ore*) — природное минеральное сырьё, содержащее металлы или их соединения в количестве и в виде, пригодном для их промышленного использования. Иногда рудой называется также некоторые виды неметаллического минерального сырья, например асбестовая, баритовая, графитовая, серная, агрономическая руда. Выделяются природно-богатые руды и бедные руды, требующие обогащения. Руды бывают мономинеральными, состоящими из одного минерала, и полиминеральными — агрегат ценных и сопровождающих их других минералов, не имеющих промышленной ценности. При наличии в рудах попутных ценных компонентов (металлов, неметаллов), извлечение которых экономически выгодно, руды считаются комплексными. По химическому составу преобладающих в рудах минералов среди них различают руды силикатные, кремнистые, оксидные, сульфидные, карбонатные и смешанные. Все руды, добываемые из залежей, заключённых в коренных осадочных, магматических и метаморфических породах, называются коренными, добываемые из

речных, озёрных, морских и океанических песков — россыпными. По текстуре руды, определяющейся пространственным расположением слагающих её минеральных агрегатов, выделяются руды массивные, полосчатые, пятнистые, прожилковатые, вкрапленные, ячеистые и др. Структура руды определяется сочетанием отдельных минеральных зёрен в рудном минеральном агрегате. Различаются равномернозернистая, неравномернозернистая, оолитовая (с концентрически округлыми скоплениями минералов), порфировая (с отдельных крупными зёрнами минералов среди равномернозернистой массы), радиально-лучистая и другие структуры. По характеру распределения ценных минералов выделяются руды с равномерным, неравномерным и крайне неравномерным составом.

СЕПАРАТОР - (*separator*) — аппарат для разделения твёрдых или жидких веществ, компонентов минерального сырья, удаления газа, твёрдых или жидких частиц из жидких и газообразных сред и двухфазных пен. На обогатительных фабриках сепараторы являются основными аппаратами в процессах радиометрической сортировки, гравитационного, магнитного и электрического обогащения. В процессе жидкостной экстракции в сепараторах (экстракторах) происходит разделение эмульгированного экстрагента от водной фазы. На газовых промыслах сепараторы применяются для очистки продукции газовых и газоконденсатных скважин от влаги, твёрдых частиц и других примесей, на нефтяных промыслах — для отделения нефтяного газа от нефти. Принцип действия сепараторов различных типов основан на отличии физических свойств компонентов смеси: формы, массы, плотности частиц, коэффициента трения, магнитных свойств и т.п.

СЕРЕБРО - Ag (*silver*), — химический элемент I группы периодической системы Менделеева, атомный номер 47, атомная масса 107,8682, относится к благородным металлам. Природное серебро состоит из двух стабильных изотопов ^{107}Ag (51,839%) и ^{109}Ag (48,161%); известно также более 35 радиоактивных изотопов и изомеров серебра с массовыми числами от 99 до

123, самый долгоживущий из которых имеет период полураспада 130 лет (^{108}Ag). Серебро используют, главным образом в виде сплавов для чеканки монет, изготовления ювелирных изделий, лабораторной посуды; для серебрения, например, аппаратов в пищевой промышленности, зеркал, для изготовления деталей электровакуумных приборов, электрических контактов, электродов. Мелкораздробленное серебро применяется в санитарной технике и медицине для обеззараживания воды. Коллоидное серебро, оказывающее антисептическое действие на слизистую оболочку, используют в составе таких препаратов, как аргирол, протаргол, колларгол. Соединения серебра применяют при производстве фотографических материалов.

СИТОВЫЙ АНАЛИЗ - (*size analysis*) — определение гранулометрического состава измельчённых материалов просеиванием через набор стандартных сит с отверстиями разных размеров. Материал крупнее 25 мм рассеивается на качающихся горизонтальных грохотах и ручных ситах, а мельче 25 мм — на лабораторных ситах с деревянной или металлической обечайкой. Масса пробы для ситового анализа принимается в зависимости от крупности наибольшего куска в пробе, например при размере наибольшего куска (мм) от 0,1; 0,3; 0,5; 1; 3; 5 до 10, соответственно минимальная масса пробы (кг) от 0,025, 0,05, 0,1, 0,2, 0,3, 2,25 до 18. Пробу рассеивают сухим или мокрым способом в зависимости от крупности материала и необходимой точности ситового анализа. Сита устанавливают сверху вниз от крупных размеров отверстий к мелким. Сита имеют в основном квадратные отверстия, соответствующие стандартной шкале. Пробу засыпают на верхнее сито и весь набор сит встряхивают в течение 10-30 мин. Остаток на каждом сите взвешивается с точностью до 0,01 г на технических весах. Принимая сумму масс всех классов за 100%, определяют выход каждого класса крупности делением массы на их общую массу.

ТЕХНОГЕННЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ - (*technogenous deposits*) — скопление минеральных веществ на поверхности Земли или в горных

выработках, образовавшееся в результате их отделения от массива и складирования в виде отходов горного, обоганительного, металлургического и других производств и пригодное по количеству и качеству для промышленного использования (для извлечения металлов и других полезных компонентов, получения топлива и стройматериалов). К техногенным месторождениям относятся отвалы добычи полезных ископаемых, хвостохранилища обоганительных фабрик, золо- и шлакоотвалы ТЭЦ, складированные отходы металлургического и других производств. Техногенные месторождения — уникальный источник многих редких и рассеянных элементов. Так, основной источник для получения германия — зола ТЭЦ; рения — пыль обжига молибденовых концентратов; селена и теллура — отходы переработки сульфидных медных руд; кадмия, таллия, индия — полиметаллические руды; галлия — отходы переработки бокситов и нефелинов. Техногенные месторождения становятся всё более важным источником многих видов минерального сырья. В развитых капиталистических и развивающихся странах в среднем производится из вскрышных пород до 80% нерудных строительных материалов, из отвалов окисленных медных руд и хвостов обогащения методом бактериального и кислотного выщелачивания до 20% меди (в США свыше 30%). Суммарное содержание полезных компонентов, накапливающихся за 20-30 лет в техногенных месторождениях, сопоставимо, а иногда и превышает их количество в ежегодно добываемых рудах.

ФИЛЬТРАЦИОННЫЕ СВОЙСТВА - горных пород (*filtrating properties of rocks*) — свойства, характеризующие проницаемость горных пород, т. е. их способность пропускать через себя (фильтровать) флюиды (жидкости, газы и их смеси) при наличии на пути фильтрации перепада давления. Показатели фильтрационных свойств — коэффициент фильтрации K_f (характеризует проницаемость породы для определённого флюида и поэтому зависит от свойств обоих) и коэффициент проницаемости K_p (зависит только от свойств горных пород): $K_f = K_p g / \eta$, где g — плотность, а η — динамическая вязкость

флюида.

ШЛЮЗ - (*sluice, sluice box, air lock*) в горном деле — наклонный узкий и длинный жёлоб прямоугольного сечения для выделения из пульпы частиц большой плотности и крупности: тяжёлые минералы оседают на дно, удерживаясь на шероховатых покрытиях или трафаретах. Образующиеся вихревые потоки способствуют избирательному обогащению. После накопления материала производят сполоск шлюза (смыв сильной струёй воды концентрата в отдельный приёмник). Различают неподвижные и подвижные (механические) шлюзы. Неподвижные гидравлические шлюзы предназначены для переработки больших количеств материалов; их изготавливают из досок в виде последовательно уложенных 6-8 звеньев длиной в несколько метров (уклон 0,03-0,06). Шлюзы с неподвижной рабочей поверхностью по своему назначению разделяются на приборные (головные, протирачные и подшлюзки), дражные, доводочные и специальные. Различают шлюзы глубокого наполнения (высота потока больше 30-40 мм) для обогащения материала крупнее 20 (16) мм и шлюзы мелкого наполнения для обогащения материала мельче 20 (16) мм.

Литература

1. Аминжанова С.И. Основы обогащения полезных ископаемых. Учебное пособие. -Т.: «Fan va tehnologiya» 2019.216с.
2. Аминжанова С.И. Технология обогащения металлических руд: Учебник . - Т.: 2021.
3. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. Учебник. –М.: МГГУ. 2017. 509с.
4. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Юшина Т.И. Флотационное обогащение полезных ископаемых. Учебник. –М.: МГГУ. 2017. 415с.
5. Авдохин А.А. Основы обогащения полезных ископаемых. Том1. Обогащительные процессы. Учебник. –М.: МГГУ. 2018.
6. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование полезных ископаемых. Том 2.Технология обогащения полезных ископаемых. Учебник. –М.: МГГУ. 2004 .
7. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Том 2. Технологии обогащения полезных ископаемых. Учебник. –М.: МГГУ. 2017. 4 издание.
8. Карамзин В.И., Младецкий И.К., Пилов П.И. Расчеты технологических показателей обогащения полезных ископаемых. Учебник. –М.: Недра. 2009.
9. Карамзин В.И., Карамзин В.В. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых. Том 1. Магнитные и электрические методы обогащения полезных ископаемых. Учебник. –М.: МГГУ, 2017.
- 10.Зверевич В.В., Перов В.А. Основы обогащения полезных ископаемых. Учебник- М.: Недра, 1991.
- 11.Богданова О.С. Теория и технология флотации руд.Учебник- М.: Недра, 1992.

- 12.Келина И.М. Обогащения руд. Учебник-М.: Недра, 1992.
- 13.Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. Учебник. –М.: МГГУ. 2005.
- 14.В.М.Авдохин Основы обогащения полезных ископаемых. Учебник. – М.: МГГУ. 2006.
- 15.. <http://www.lonmadi.ru/>
16. <http://www.new-technologies.spb.ru/drob/drob.htm>
17. http://www.new-technologies.spb.ru/drob/tab1_srav_drob.htm
18. <http://www.uralomega.ru/stuff/drobctnt>
19. <http://www.uralomega.ru/technology/rudaob>

ОГЛАВЛЕНИЕ

	стр.
	3
	5
Глава 1.	7
1.1.	7
1.2.	11
1.3.	18
Глава 2.	28
2.1.	28
2.2.	31
2.3.	32
2.4.	35
2.5.	40
2.6.	43
2.7.	53
2.8.	65
Глава 3.	75
3.1.	75
3.2.	76
3.3.	82
3.4.	84
3.5.	86
3.6.	88
3.7.	90
Глава 4.	55
4.1.	55
4.2.	57
4.3.	64
4.4.	70
Глава 5.	93
5.1.	93

5.2.	Измельчаемость полезных ископаемых.....	95
5.3.	Эксплуатация барабанных мельниц.....	99
5.4.	Схемы измельчения.....	101
5.5.	Классификация мельниц.....	105
5.6.	Виды мельниц.....	107
5.7.	Стержневые мелницы и мельницы самоизмельчения.....	110
5.8.	Режимы работы мельниц.....	114
5.9.	Мощность мельниц.....	118
Глава 6.	ПРОЦЕСС ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ КЛАССИФИКАЦИИ.....	123
6.1.	Гидравлическая классификация.....	123
6.2.	Теоретические основы гидравлической классификации.....	124
6.3.	Гидравлическая классификация в восходящем потоке воды.....	128
6.4.	Гидравлическая классификация в горизонтальном потоке пульпы.....	131
6.5.	Гравитационный гидравлический классификатор.....	133
6.6.	Механический спиральный классификатор.....	137
6.7.	Гидроциклоны.....	138
Приложения	143
Глоссарий	162
Литература.....		180

Mundarija

	Muqaddima.....	3
	Kirish.....	5
1-bob.	FOYDALI QAZILMALAR HAQIDA MA'LUMOT.....	7
1.1.	Foydali qazilmalar haqida ma'lumot. Foydali qazilmalar haqida ma'lumot. Milliy iqtisodiyotda boyitishning ahamiyati. Rudalar va minerallar tushunchasi, ularning fizik – kimyoviy xususiyatlari. Mamlakat iqtisodiyotida tog ' - kon sanoatining roli.....	7
1.2.	Boyitish mahsulotlarining tasnifi.....	11
1.3.	Boyitishning texnologik ko'rsatkichlari. Boyitish darajasi....	18
2-bob.	ELASH JARAYONI.....	28
2.1.	Elovchi yuzalar.....	28
2.2.	Elaklarning turlari.....	31
2.3.	Elash uchun elovchi yuzalarning ko'rinishlari.....	32
2.4.	Elashning nazariy asoslari.....	35
2.5.	Elash jarayonining kinetikasi.....	40
2.6.	Elash samaradorligi.....	43
2.7.	Elaklarning klassifikatsiyasi.....	53
2.8.	Elash jarayonining texnologik parametrlar.....	65
3-bob.	MAYDALASH JARAYONI.....	75
3.1.	Maydalash jarayonning maqsadi va tasnifi.....	75
3.2.	Tog' Jinslarning mexanik xususiyatlari.....	76
3.3.	Maydalash usullari.....	82
3.4.	Maydalash qonunlari.....	84
3.5.	Maydalash darajasi.....	86
3.6.	Maydalash sikli.....	88
3.7.	Maydalash shemalari.....	90
4-bob.	MAYDALASHDA QO'LLANILADIGAN DASTGOHLAR.....	55
4.1.	Maydalagichlarning turlari.....	55
4.2.	Zarbli maydalagichlar.....	57
4.3.	Valokli maydalagichlar.....	64
4.4.	Jag'li maydalagichlar.....	70
5-bob.	YANCHISH JARAYONI.....	93
5.1.	Yanchish jarayonining maqsadi va klassifikatsiyasi.....	93
5.2.	Foydali qazilmalarni yanchiluvchanligi.....	95
5.3.	Barabanli tegirmonlarini ishlatish.....	99
5.4.	Yanchish shemalari.....	101
5.5.	Tegirmonlarning tasnifi.....	105
5.6.	Tegirmon turlari.....	107
5.7.	Sterjinli va o'zida-o'zini yanchuvchi tegirmonlar.....	110

5.8.	Tegirmonlarning ishlash rejimlari.....	114
5.9.	Tegirmon quvvati.....	118
6-bob.	GIDRAVLIK KLASSIFIKASIYA JARAYONI.....	123
6.1.	Gidravlik klassifikasiya.....	123
6.2.	Gidravlik klassifikasiyaning nazariy asoslari.....	124
6.3.	Yuqoriga ko'tariluvchi suv oqimi yordamida gidravlik klassifikasiya.....	128
6.4.	Gorizonttal suv oqimi yordamida gidravlik klassifikasiya.....	131
6.5.	Gravitasion gidravlik klassifikator.....	133
6.6.	Mehanik spiralli klassifikator.....	137
6.7.	Gidrosiklonlar.....	138
Lug'at.....		143
Ilovalar.....		162
Adabiyot.....		180

Table of contents

	Preface.....	3
	Introduction.....	5
Chapter 1	INFORMATION ABOUT MINERALS.....	7
1.1.	Information about minerals. The importance of enrichment in the national economy. The concept of ores and minerals, their physico–chemical properties. The role of the mining industry in the country's economy.....	7
1.2.	Classification of enrichment products.....	11
1.3.	Technological indicators of enrichment. Degree of enrichment.....	18
Chapter 2	SCREENING PROCESS.....	28
2.1.	Screening surfaces.....	28
2.2.	Types of screening.....	31
2.3.	Types of screening surfaces during screening.....	32
2.4.	Theoretical foundations of screening.....	35
2.5.	Kinetics of the screening process.....	40
2.6.	Screening efficiency.....	43
2.7.	Classification of screens.....	53
2.8.	Technological parameters of the screening process.....	65
Chapter 3	CRUSHING PROCESS.....	75
3.1.	Purpose and classification of the process.....	75
3.2.	Mechanical properties of rocks.....	76
3.3.	Crushing methods.....	82
3.4.	Laws of crushing.....	84
3.5.	Degree of crushing.....	86
3.6.	Crushing cycle.....	88
3.7.	Crushing schemes	90
Chapter 4	CRUSHING MACHINES.....	55
4.1.	Types of crushers.....	55
4.2.	Impact crushers.....	57
4.3.	Roller crushers.....	64
4.4.	Jaw crushers.....	70
Chapter 5	THE GRINDING PROCESS.....	93
5.1.	Purpose and classification of processes.....	93
5.2.	Grinding of minerals.....	95
5.3.	Operation of drum mills.....	99
5.4.	Grinding schemes.....	101
5.5.	Classification of mills.....	105
5.6.	Types of mills.....	107
5.7.	Rod mills and self-grinding mills.....	110

5.8.	Mill operating modes.....	114
5.9.	Mill capacity.....	118
Chapter 6	HYDRAULIC CLASSIFICATION PROCESS.....	123
6.1.	Hydraulic classification.....	123
6.2.	Theoretical foundations of hydraulic classification.....	124
6.3.	Hydraulic classification in the upstream water flow.....	128
6.4.	Hydraulic classification in horizontal pulp flow.....	131
6.5.	Gravity hydraulic classifier.....	133
6.6.	Mechanical spiral classifier.....	137
6.7.	Hydrocyclones.....	138
Glossary	143
Application	162
Literature	180