

Содержание

Предисловие.....	5
Глава 1. Общие сведения и положения	6
1.1. Краткая характеристика основных стадий технологических процессов.....	6
1.2. Классификация основных процессов.....	7
1.3. Общие принципы анализа элементарных процессов.....	8
Глава 2. Механические процессы и аппараты	9
2.1. Теоретическая и реальная прочность материалов.....	9
2.1.1. Теоретическая расчетная прочность материалов.....	9
2.1.2. Реальная (истинная) прочность материалов.....	10
2.2. Процессы измельчения каменных материалов.....	12
2.3. Свойства материалов, влияющих на процесс измельчения и обрабатываемости.....	14
2.4. Степень измельчения.....	15
2.5. Законы измельчения.....	16
2.5.1. Первый закон (закон Риттингера).....	16
2.5.2. Второй закон (закон Кика – Кирпичева).....	18
2.5.3. Третий закон (закон Ребиндера).....	19
2.6. Виды измельчения и классификация измельчителей.....	20
2.7. Удельная поверхность измельченного тела.....	21
2.8. Влияние среды на измельчение.....	23
2.9. Кинетика измельчения.....	25
2.10. Дробление твёрдых тел.....	26
2.10.1. Технологические характеристики дробилок.....	28
2.10.2. Выбор и сравнение дробильных машин.....	33
2.11. Помол материалов.....	37
2.11.1. Особенности порошков тонкого помола.....	38
2.11.2. Зерновой состав порошков.....	39
2.11.3. Технологические характеристики мельниц.....	40
2.11.4. Выбор и сравнение помольных машин.....	44
Глава 3. Примеры решения задач для выполнения курсовой работы	45
3.1. Дисперсионный состав сыпучих материалов.....	45
3.1.1. Примеры решения задач.....	46
3.2. Машины для измельчения твёрдых материалов.....	50
3.2.1. Валковые, щековые и конусные дробилки.....	53
3.2.2. Примеры решения задач.....	58

3.2.3.	Молотковые дробилки.....	66
3.2.4.	Примеры решения задач.....	68
3.2.5.	Шаровые барабанные мельницы.....	70
3.2.6.	Примеры решения задач.....	73
Глава 4.	Требования к выполнению и оформлению курсовой работы.....	75
4.1.	Предисловие.....	75
4.2.	Задание на курсовую работу.....	76
4.3.	Состав и объём курсовой работы.....	76
4.4.	Содержание расчётно - пояснительной записки.....	77
4.5.	Оформление расчётно - пояснительной записки.....	78
4.6.	Последовательность разработки курсовой работы.....	79
Приложения.....		80
Библиографический список.....		88

Предисловие

Промышленность строительных материалов (ПСМ) – одна из важнейших отраслей производственной сферы, которая в значительной мере определяет уровень социально-экономического развития любого государства.

Значительное место в технологии ПСМ занимают механические процессы: измельчение, классификация, смешение, формование и др.

В соответствии с государственным образовательным стандартом для специальности «290600» одной из первых дисциплин является курс «Процессы и аппараты технологии строительных изделий».

Авторы учебного пособия, создавая свой труд в урезанном объёме, главным образом видели свою задачу в максимальном использовании данного пособия студентами не только в освоении определенных теоретических разделов курса, а в большей степени практического руководства в освоении дисциплины и качественного выполнения ими курсовой работы. В связи с этим в нём мало уделено внимания чисто научным вопросам. В прилагаемом к пособию библиографическом списке даны источники, которые позволят студентам при необходимости более подробно изучить этот или иной вопрос с научной точки зрения.

В настоящее время лекционный объём курса сократился вдвое и рассчитан только на 16 ч. На курсовую работу выделяется 40 ч., что и потребовало в помощь студентам написание данного учебного пособия, посвящённого преимущественно разделу «Механические процессы и аппараты в технологии строительных материалов и изделий». Именно по этому разделу предусмотрена курсовая работа для студентов.

Предисловие, гл. 1, 2, приложения написаны доктором технических наук, профессором В. Н. Давыдовым, гл. 3, 4 - кандидатом технических наук, доцентом И.Л. Чулковой, под общей редакцией В. Н. Давыдова.

Авторы выражают глубокую признательность рецензентам Обгольцу Юрию Робертовичу и Прокопцу Валерию Сергеевичу за их ценные советы и замечания, полученные авторами при подготовке учебного пособия к изданию.

Глава 1

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ И ПОЛОЖЕНИЯ

1.1. Краткая характеристика основных стадий технологических процессов

Промышленность строительных материалов (ПСМ) – совокупность предприятий, заводов, комбинатов, производственных объединений и научно-производственных комплексов, занятых выработкой следующих видов продукции: изделий и деталей из природных каменных материалов, железобетонных изделий и конструкций, силикатных материалов и изделий, полимерных материалов, материалов и изделий из стекла, керамики, ситаллов, древесины и др.

В целом ПСМ подразделяются на две группы – добывающую и обрабатывающую. Первая занимается добычей нерудных материалов – песка, камня, известняка, глины, доломита и др. Ко второй группе относятся предприятия, вырабатывающие цемент, бетон, строительную керамику, стекло и т.п.

В данном учебном пособии преимущественно рассматриваются вопросы, относящиеся к обрабатываемой группе предприятий ПСМ.

Технология - это наука о методах и способах переработки исходного сырья в материалы и изделия.

Номенклатура материалов и изделий ПСМ весьма широка: вяжущие материалы, кирпич глиняный и силикатный, ЖБИ и ЖБК, асбоцементные изделия, строительный фаянс, черепица, строительное стекло и стеклоизделия, тепло-, влаго-, звукоизоляционные материалы и т.п.

Несмотря на такое разнообразие продукции, можно выделить технологические процессы, являющиеся общими в ПСМ. К ним относятся: *измельчение, классификация (сортировка) материалов, смешение (гомогенизация) отдельных компонентов, формование (уплотнение) изделий, тепловая обработка (сушка, отжиг и обжиг) и декорирование изделий и материалов.*

Всякий технологический процесс является совокупностью основных, вспомогательных и обслуживающих процессов.

Основной технологический процесс – процесс, в результате которого предметы труда перерабатываются в готовую продукцию.

Вспомогательный процесс – процесс получения продукции, не являющейся основной для данного предприятия (выработка электроэнергии или пара, ремонтные работы и т.п.)

Обслуживающий процесс – процесс, создающий условия для осуществления основных и вспомогательных процессов (внутризаводское транспортирование, технический контроль и пр.)

Каждый технологический процесс имеет свою структуру и состоит из стадий или *переделов*, обеспечивающих выполнение необходимых технологических операций.

Технологическая операция – часть технологического процесса, состоящая из отдельных элементов, представляющих собой законченное трудовое действие и характеризующихся неизменностью объекта обработки, рабочего места и исполнителей.

1.2. Классификация основных процессов

Технологические процессы ПСМ делятся на механические, гидромеханические, тепловые, массообменные и химические.

В основе механических процессов лежит силовое воздействие на исходные материалы: *измельчение, классификация, смешение, формование*. Для описания этих процессов используют основные формулы механики твёрдого тела.

Движущей силой гидромеханических процессов является гидростатическое или гидродинамическое давление. В качестве примера можно привести изготовление литых керамических масс, движение газов в сушилке, процессы в псевдосжиженном слое и др.

Тепловые процессы описываются законами теплопередачи. К ним относятся сушка, отжиг и обжиг материалов и изделий.

Массообменные процессы занимают значительное место в химической отрасли – растворение, экстракция, возгонка и т.п.

Все процессы делятся на *периодические, непрерывные и комбинированные*. Характеристикой их служат такие параметры, как продолжительность t , период T и степень непрерывности процесса t/T .

Операции могут быть разные: машинные, автоматические и аппаратные.

Продолжительность – это промежуток времени, необходимый для завершения всех стадий процесса (от загрузки исходного материала до выгрузки готового продукта). Период T – продолжительность времени от начала загрузки исходного материала данной партии до начала загрузки последующей партии материала (полуфабриката). Понятно, что для периодического процесса $T > 0$, а $t / T < 1$, в случае же непрерывного процесса $T \rightarrow 0$, а $t/T \rightarrow \infty$. Следовательно, параметр t/T является числовой характеристикой совершенства технологического процесса с точки зрения его непрерывности. В любом случае необходимо стремиться к увеличению параметра t/T .

1.3. Общие принципы анализа элементарных процессов

Основной целью анализа и последующих расчётов элементарных процессов является выявление степени их совершенства и определение резервов для улучшения технологических параметров.

В задачи расчётов входят следующие составляющие:

- Расчёт расхода сырьевых материалов и количества получаемых изделий;
- Расчёт энергозатрат на получение конечного продукта.

Решение первой задачи основано на использовании материального баланса, когда масса исходных сырьевых компонентов $\sum m_{и}$ должна быть равна суммарной массе конечного продукта $\sum m_{к}$ с учётом потерь $\sum m_{п}$:

$$\sum m_{и} = \sum m_{к} + \sum m_{п}. \quad (1.1)$$

Материальный баланс составляется на один основной или на все компоненты, участвующие в данном процессе. Баланс составляют для определённого промежутка времени (1 час, смену, сутки) или для определённой операции. По материальному балансу определяют теоретически возможное количество продукта на единицу затрачиваемого сырья.

Расчёт энергозатрат проводится с использованием энергетического баланса, основанного на законе сохранения энергии.

Для проведения технологических процессов расходуются различные виды энергии: механическая, тепловая, электрическая. Приводя затраченную энергию к тепловой, энергетический баланс рассчитывается по следующей формуле:

$$\sum Q_{н} = Q_1 + Q_2 + Q_3 = \sum Q_{к} + \sum Q_{п}, \quad (1.2)$$

где $\sum Q_{н}$ – количество вводимого тепла; Q_1 – количество тепла, поступившего с исходными сырьевыми компонентами; Q_2 – количество тепла, подведённого извне; Q_3 – тепловой эффект химических реакций (может быть величиной отрицательной, если процесс идёт с поглощением тепла); $\sum Q_{к}$ – количество тепла, отводимого с конечным продуктом; $\sum Q_{п}$ – потери тепла.

Глава 2

МЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ И АППАРАТЫ

2.1. Теоретическая и реальная прочность материалов

Способы и особенности механической переработки сырья и материалов зависят от их состава и свойств. Одним из главнейших свойств любого материала является его прочность. Различают теоретическую и реальную (истинную) прочность.

2.1.1. Теоретическая расчётная прочность материала

Теоретическая прочность – критическое напряжение, которое нужно квазистатически приложить к идеальному бездефектному материалу при достаточно низких температурах, чтобы получить его необратимую диссоциацию (разрушение). Она зависит от взаимодействия между ионами, атомами и молекулами, образующими решётку данного тела.

Рассмотрим взаимодействие структурных элементов (ионов, атомов, молекул), расположенных внутри тела и на его поверхности. Ионы, атомы или молекулы, расположенные внутри объёма, взаимодействуют с такими же элементами равномерно со всех сторон (рис. 2.1). Частицы же, находящиеся на поверхности, взаимодействуют только с некоторыми из соседних элементов. Определённая доля их энергии остаётся нескомпенсированной. Эту избыточную (*свободную*) энергию, отнесённую к единице площади поверхности, называют *удельной поверхностной энергией*. Измеряют ее работой, необходимой для образования поверхностного слоя в изотермических условиях.

Эта работа, отнесённая к единице образованной площади, определяет ещё и величину поверхностного натяжения $a_{нов}$. Размерности удельной поверхностной энергии и поверхностного натяжения (Дж/м²) одинаковы. Числовые значения их также совпадают.

По Оровану, величину теоретической прочности (напряжения) материала можно определить по формуле:

$$R_T(\mathbf{s}) = \sqrt{a_{нов} \cdot E/r_0} , \quad (2.1)$$

где E – модуль упругости 1-го рода.; r_0 – расстояние между зарядами.

Поскольку параметры $a_{нов}$ и r_0 объективно определить достаточно сложно, предложено приближённое соотношение

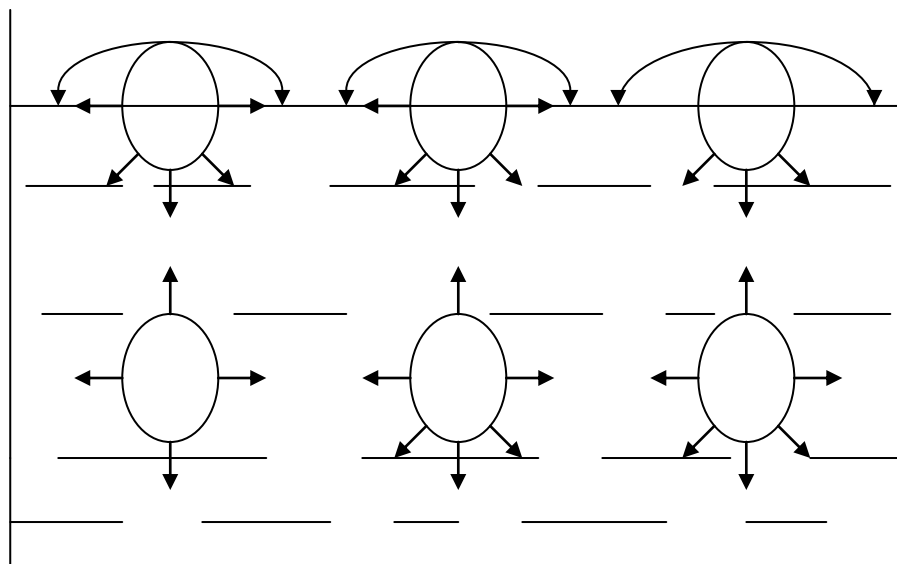


Рис. 2.1. Схема взаимодействия структурных элементов, расположенных внутри объёма и на поверхности.

Эта работа, отнесённая к единице образованной площади, определяет ещё и величину поверхностного натяжения $a_{нов}$. Размерности удельной поверхностной энергии и поверхностного натяжения (Дж/м²) одинаковы. Числовые значения их также совпадают.

По Оровану, величину теоретической прочности (напряжения) материала можно определить по формуле:

$$R_T(\mathbf{s}) = \sqrt{a_{нов} \cdot E/r_0} , \quad (2.1)$$

где E – модуль упругости 1-го рода; r_0 – расстояние между зарядами.

Поскольку параметры $a_{нов}$ и r_0 объективно определить достаточно сложно, предложено приближённое соотношение:

$$R_T(\mathbf{s}) \approx 0,1E. \quad (2.2)$$

Некоторые данные по прочности материалов приведены в табл. 2.1.

Таблица 2.1.

Поверхностные энергия и прочность некоторых материалов

Материал	Поверхностная энергия, Дж/м ²	Модуль упругости, МПа	Прочность, МПа	
			Теоретическая	Реальная
Сталь	1,0	2·10	30 000	300...500
Алмаз	5,4	12·10	21 000	200
Стекло силикатное	0,56	0,7·10	10 000	50...100

Каменная соль	0,115	0,44·10	4 350	100
---------------	-------	---------	-------	-----

Эти данные показывают, что реальная прочность материалов приблизительно на один – два порядка ниже теоретической.

2.1.2. Реальная (истинная) прочность материалов

Причины значительной разницы между теоретической и реальной прочностью материалов исследовались в начале XX века Гриффитсом, а позднее Иоффе, Орованом, Бартеневым, Гордоном и др. Установлено, что главной причиной является наличие дефектов в структуре реальных материалов. Под дефектом понимают отклонения кристаллической решетки: вакантные узлы в решетке, посторонние ионы в узлах решетки, избыточные электроны и положительные дырки, дислокации и др.

Дальнейшее развитие исследований о влиянии дефектов кристаллического строения на механические свойства материалов позволило Дж. Тейлору предположить, что деформации в теле происходят по дефекту (дислокации). Наиболее изученными в настоящее время являются линейные дефекты-дислокации (краевые, винтовые и смешанные), которые называют *микродефектами*.

Кроме микродефектов в материале имеются и макродефекты: трещины, посторонние включения, неоднородности структуры и т.п. В частности, наличие трещины (пусть весьма небольших размеров по сравнению с размерами тела) на поверхности тела или внутри него приводит к значительной концентрации напряжений на ее острие (кончике). На рис. 2.2. показана схема бруса, подвергнутого осевому растяжению силами F .

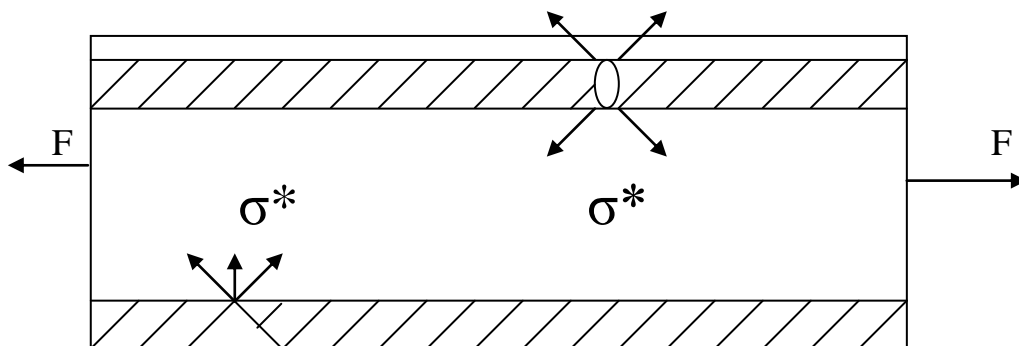


Рис.2.2. Схема осевого растяжения бруса, имеющего макродефекты

По законам сопротивления материалов в поперечных сечениях бруса возникают нормальные напряжения:

$$\sigma = N/A = F/A, \quad (2.3)$$

где N – внутренняя сила; A – площадь поперечного сечения бруса.

Наличие поверхностных или внутренних трещин, прежде всего, уменьшает величину "живого" поперечного сечения, что приводит к некоторому увеличению реального уровня напряжений по сравнению с расчетными. Однако более действенным эффектом является возникновение концентрации напряжений на острие трещины, обозначенных на рис. 2.2 символом σ^* . Уровень значительно выше уровня расчетных напряжений σ . При некоторых условиях величина σ^* может достигнуть критического значения $\sigma_{кр}$, что приводит к мгновенному разрушению конструкции.

Гриффитс предложил вычислять критическое напряжение по формуле:

$$\sigma = \sqrt{2 \cdot a_{нов} \cdot E / l_{кр}} , \quad (2.4)$$

где $l_{кр}$ – критическая длина трещины.

Гриффитс указал, что для распространения трещины необходимо накопить в кристалле значительную потенциальную энергию, которая преодолет энергетический барьер стабильности трещины и затем вызовет образование новой поверхности. Поэтому размеры трещины, вызывающие немедленное разрушение материала, будут зависеть от его упругопластических свойств и величины напряжения.

У твердых тел наблюдается два основных типа разрушения: хрупкое и пластичное (или вязкое). Хрупкое разрушение происходит в том случае, если предел прочности материала оказывается ниже уровня предела упругости. Такой материал перед разрушением испытывает лишь упругую деформацию. Необратимых изменений в таком материале при разрушении не происходит. У пластических материалов предел упругости ниже не только предела прочности, но и предела текучести, поэтому процессу разрушения предшествует значительная пластическая деформация, сопровождающая данный процесс. Прочность при этом существенно зависит от времени действия разрушающего усилия.

В зависимости от вязкости материала опасность разрушения его от развития трещин различная. Стекло, керамика, каменные материалы разрушаются хрупко, разрушение же металлов, древесины, пластмасс носит вязкий характер, поэтому возникает различие в определении твердости и прочности как двух показателей, характеризующих механические свойства материала и его способность к обрабатываемости и измельчению.

Твердость определяется, как способность материала сопротивляться проникновению в него другого, более твердого тела. При определении твердости пользуются шкалой Мооса или методами вдавливания. Такие испытания проводятся на относительно малых объемах материала, и

имеющиеся в структуре дефекты практически не сказываются на показателях твердости.

Прочность определяется на образцах большого объема (на 2-3 порядка) и имеющиеся дефекты в структуре как концентраторы напряжения будут существенно влиять на ее величину. Таким образом, твердость в большей степени характеризует прочность межатомных связей, теоретическую (расчетную), не учитывавшую наличие различных дефектов в материале. Прочность как обобщающий показатель характеризует прочность межатомных связей, а также наличие макродефектов в структуре различных материалов. Эти особенности физико-механических свойств материалов необходимо учитывать при выборе методов измельчения.

2.2. Процессы измельчения каменных материалов

Измельчение – процесс разрушения кусков твёрдого тела под действием внешних сил с целью уменьшения их размера до величины, необходимой для промышленного использования продукта измельчения. Физическая сущность измельчения заключается в преодолении сил внутреннего сцепления, связывающих части между собой.

Различают два измельчения: дробление и помол.

По видам силового воздействия на измельчаемый продукт предложена следующая классификация процесса: раздавливание, раскалывание, излом, истирание и удар (рис. 2.3).

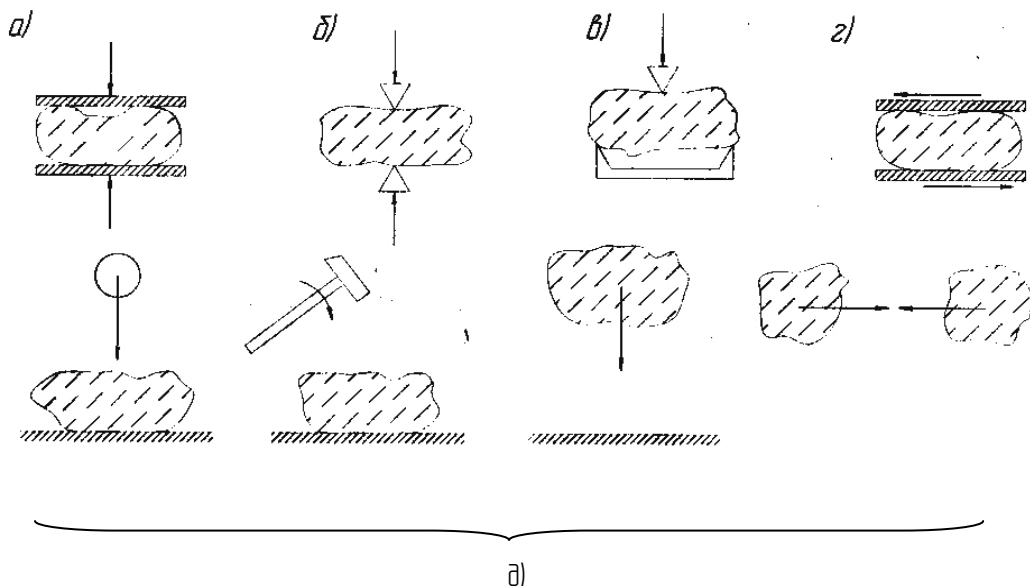


Рис. 2.3. Способы измельчения материалов: а – раздавливание; б – раскалывание; в – излом; г – истирание; д – удар.

В зависимости от механических свойств и начальных размеров измельченного материала указанные способы применяют отдельно или в комбинации.

В последние годы разрабатываются новые способы измельчения (взрывные, электротермические и др.).

На выбор способа измельчения основное влияние оказывают механические свойства измельчаемого материала и исходная крупность его кусков.

Измельчение характеризуется степенью измельчения, представляющей собой отношение диаметра D кусков материала до обработки к диаметру d кусков после обработки, т.е.:

$$i = D / d \quad (2.5)$$

В зависимости от начального и конечного размеров кусков различают следующие виды измельчения:

- крупное (дробление), $D = 1,5 \dots 0,15$ м, $d = 0,25 \dots 0,04$ м;
- среднее (дробление), $D = 0,25 \dots 0,04$ м, $d = 0,04 \dots 0,006$ м;
- мелкое (дробление), $D = 0,025 \dots 0,003$ м, $d = 0,006 \dots 0,001$ м;
- тонкое (дробление), $D = 0,001 \dots 0,0001$ м, $d = 1 \cdot 10^{-4} \dots 0,75 \cdot 10^{-6}$ м;
- сверхтонкое (размол), $D = 0,0012 \dots 0,00001$ м, $d = 0,75 \cdot 10^{-6} \dots 1 \cdot 10^{-8}$ м.

Определяют выбор одного из нижеперечисленных способов измельчения: твердый и хрупкий материал (предел прочности при сжатии 50 МПа и выше) – раздавливание и удар; твердый и вязкий материал аналогичной прочности – раздавливание; хрупкий материал средней твердости – истирание или истирание и удар; мягкие материалы (предел прочности при сжатии менее 10 МПа) – истирание и раздавливание.

Кроме того, на выбор способа измельчения оказывают влияние влажность материала и его способность к комкованию. Измельчение материала осуществляют сухим или мокрым способом, т.е. в водной среде. При мокром измельчении не наблюдается пылеобразования, процесс интенсифицируется.

2.3. Свойства материалов, влияющие на процесс измельчения и обрабатываемости

Главное влияние на процесс измельчения оказывает прочность исходного сырья.

Прочность – свойство материала сопротивляться разрушению под действием внутренних напряжений, вызванных внешней нагрузкой. В ПСМ основной характеристикой считается прочность при сжатии материала $R_{сж}$. По этому параметру различают:

- породы мягкие, если $R_{сж} < 80$ МПа,
- породы средней прочности – $R_{сж} = 80 \dots 150$ МПа,
- породы прочные – $R_{сж} = 150 \dots 250$ МПа,
- породы особо прочные – $R_{сж} = 250 \dots 450$ МПа.

Разрыхляемость – свойство пород увеличиваться в объеме при добыче и дроблении. Характеристикой служит коэффициент разрыхляемости:

$$k_p = v_{тм} / v_p, \quad (2.6)$$

где $v_{тм}$ - объем породы в твердом теле; v_p - объем разрыхленной породы.

Для различных материалов величина коэффициента k_p варьируется от 0,25 до 0,7.

Абразивность – способность перерабатываемого материала изнашивать рабочие органы машин. По методике ВНИИСтройдормаша абразивность U оценивают в граммах износа эталонных бил (молотков), отнесенных к 1 тонне переработанного материала (г/т).

В соответствии с этим параметром все материалы делятся на следующие группы:

- неабразивные, если $U < 1$ г/т,
- малоабразивные, $U = 1 \dots 8$ г/т,
- средней абразивности $U = 8 \dots 65$ г/т,
- высокой абразивности $U = 65 \dots 500$ г/т,
- очень высокой абразивности $U > 500$ г/т.

Из материалов, используемых в ПСМ, к малоабразивным относятся известняк, каменный уголь, песчаник, а к материалам с высокой абразивностью – гранит, кварцит и базальт.

2.4. Степень измельчения

Степень измельчения, являясь основной характеристикой процесса, представляет собой отношение средневзвешенного размера кусков (зерен) исходного продукта $D_{ср.з.}$ к средневзвешенному размеру кусков (зерен) после измельчения $d_{ср.з.}$:

$$i = D_{ср.з.} / d_{ср.з.}, \quad (2.7)$$

Средневзвешенный размер кусков определяется по следующей методике. Смесь материала исходного (конечного) продукта с помощью решет или сит в лабораторных условиях разделяют на n фракций. Определяется массовая концентрация каждой фракции:

$$C_i = m_i / m, \quad (2.8)$$

где m_i и m – соответственно масса 1-й фракции и общая масса исследуемого продукта.

Внутри каждой фракции определяется средний размер куска как полусумма наибольшего и наименьшего из них:

$$D_{cp_i} = (d_i^{max} + d_i^{min}) / 2, \quad (2.9)$$

причем каждая из составляющих правой части определяется по одной из формул:

$$d_i^{max} = (l + b + h) / 3 \quad \text{или} \quad d_i^{max} = \sqrt[3]{lbh}, \quad (2.10)$$

Таким образом, согласно второму закону работа измельчения пропорциональна кубу характерного размера исходного куска.

Представленные законы не вполне согласуются друг с другом. Так, гипотеза объемов (Кик, Кирпичев) учитывает затраты энергии на упругую деформацию в момент, предшествующий разрушению, и совершенно игнорирует вопрос о расходах энергии на образование новых поверхностей. Гипотеза Риттингера, наоборот, не учитывает затраты энергии на деформацию тела.

Принято считать, что при процессах дробления, при относительно невысокой степени измельчения материала ($i = 3 \dots 10$), образование новых поверхностей идет медленно. В этом случае можно использовать закон Кика – Кирпичева. При тонком измельчении более подходящей считается гипотеза Риттингера.

В действительности работа, затрачиваемая на дробление, расходуется как на объемную деформацию разрушаемых кусков, так и на образование новых поверхностей. Учитывая это, Ребиндер обобщил эти гипотезы, предложив 3-й закон измельчения в 1940 г.

2.5. Законы измельчения

Измельчение является весьма энергоёмким процессом, поэтому желательно иметь представление о главных факторах, влияющих на него. Такое представление дают так называемые законы измельчения.

2.5.1. Первый закон (закон Риттингера)

В 1867 г. проф. Риттингер выдвинул гипотезу о том, что *работа, затрачиваемая на измельчение материала, прямо пропорциональна вновь образованной поверхности*:

$$W = k_l \cdot \Delta A, \quad (2.11)$$

где k_l – коэффициент пропорциональности, Дж/м²; ΔA – величина вновь образованной поверхности, м² (искомая величина).

Рассмотрим измельчение условного куба с длиной ребра D на кубики, с длиной ребра d (рис. 2.4.)

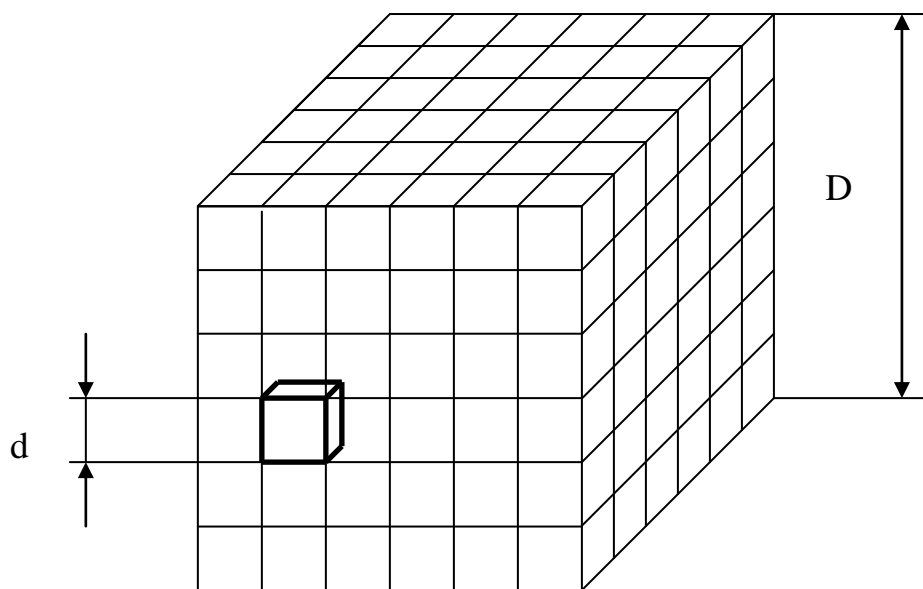


Рис.2.4. Условная схема измельчения куска материала

Поскольку исходная площадь поверхности куба:

$$A_{исх} = 6D^2, \quad (2.12)$$

то площадь поверхности фрагментов:

$$A_{фр} = 6d^2 n, \quad (2.13)$$

(n – количество фрагментов), причём:

$$n = D^3 / d^3 = i^3, \quad (2.14)$$

где i – степень измельчения.

Искомая величина:

$$\Delta A = A_{фр} - A_{исх},$$

или

$$\Delta A = 6d^2 i^3 - 6D^2 = 6D^2(d^2 i^3 / D^2 - 1) = 6D^2(i - 1). \quad (2.15)$$

Таким образом,

$$W = k_1 6D^2(i - 1). \quad (2.16)$$

Объединяя константы:

$$k_1 6D^2(i - 1) = k_R,$$

имеем:

$$W = k_R D^2, \quad (2.17)$$

т.е. по Риттингеру работа измельчения пропорциональна квадрату характерного размера исходного куска.

2.5.2. Второй закон (закон Кика – Кирпичёва)

В 1874 – 75гг. Кик и Кирпичёв предложили иную трактовку энергозатрат при измельчении. *Работа, затрачиваемая на измельчение материала, пропорциональна изменению объёма исходного куска:*

$$W = k_2 \Delta V, \quad (2.18)$$

причём ΔV необходимо понимать как упругое изменение объёма куска в момент, предшествующий его разрушению.

При сжатии условного куска в форме куба (рис. 2.5) силами F :

$$\Delta V = D^2 \Delta D, \quad (2.19)$$

где ΔD – абсолютное укорочение образца.

По закону Гука:

$$\Delta D = FD / EA, \quad (2.20)$$

где E – модуль упругости первого рода; $A=D^2$, т.е.:

$$\Delta D = FD / ED^2 = \sigma D / E, \quad (2.21)$$

где $\sigma = F / D^2$ – напряжение сжатия.

В момент разрушения напряжения σ достигают

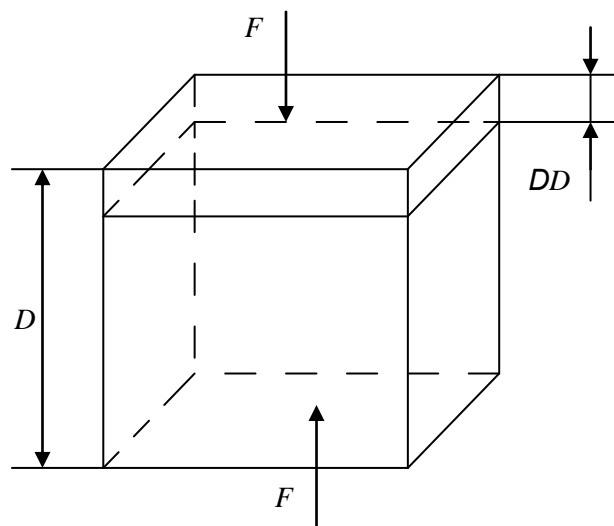


Рис. 2.5. Схема деформации куска при раздавливании

величины предела прочности материала при сжатии $\sigma_{сж}$, следовательно,

$$\Delta V = D^2 \sigma_{сж} D / E = \sigma_{сж} D^3 / E , \quad (2.22)$$

а работа, затраченная на разрушение,

$$W = k_2 \sigma_{сж} D^3 / E. \quad (2.23)$$

Объединяя константы правой части выражения в одну:

$$k_2 \sigma_{сж} / E = k_{\kappa}$$

имеем:

$$W = k_{\kappa} D^3 . \quad (2.24)$$

2.5.3. Третий закон (закон Ребиндера)

Полная работа измельчения равна сумме работ деформаций в разрушаемом объёме куска и работы образования новых поверхностей - закон Ребиндера.

$$W = W_1 + W_2 = k_2 \Delta V + k_1 \Delta A . \quad (2.25)$$

Понятно, что в такой интерпретации 1-й и 2-й законы измельчения представляют собой частные случаи закона Ребиндера.

В 1950 г. Бонд предложил считать работу, затраченную на дробление куска, пропорциональной среднему геометрическому от W_1 и W_2 :

$$W_B = \sqrt{W_1 W_2} . \quad (2.26)$$

Подставив в выражение (2.26) формулы (2.17) и (2.24) описывающие 1-й и 2-й законы измельчения, получим:

$$W_B = \sqrt{k_R D^2 \cdot k_{\kappa} \Delta^3} = k_R k_{\kappa} D^{2.5} , \quad (2.27)$$

или, объединив коэффициенты k_R и k_{κ} в один, имеем

$$W_B = k_B D^{2.5} , \quad (2.28)$$

Рундквист эту зависимость представил в более обобщенном виде:

$$W_{R_n} = k_B D^n , \quad (2.29)$$

где показатель t меняется от 2 до 3, а k_B – от k_R до k_K .

Однако все вышеприведенные выражения не позволяют вычислять абсолютное значение работы измельчения, поскольку при большом разнообразии материалов и способов измельчения практически сложно определить величины коэффициентов k_R и k_K . В связи с этим использование законов измельчения ограничивается сравнительной оценкой энергозатрат при изменении одних условий измельчения на другие. В частности, сравнительная оценка машин для измельчения показывает, что машины для тонкого измельчения менее совершенны, чем для крупного и среднего. Нецелесообразно в одной камере вести процесс с высокой степенью измельчения. Большой расход энергии при тонком помоле объясняется, с одной стороны, как бы "упрочнением" частиц по мере уменьшения их размера, а с другой – демпфирующим действием измельченного продукта.

2.6. Виды измельчения и классификация измельчителей

К измельченному продукту предъявляются весьма разносторонние требования по показателям качества. К ним относятся: получение продукта заданного зернового состава, обеспечение требуемого уровня удельной поверхности, оптимизация конфигурации зерен и др. В зависимости от размера продукта измельчения классификация видов измельчения представлена в табл. 2.2.

Таблица 2.2

Виды измельчения

Вид измельчения	Размер кусков, мм		Степень измельчения
Дробление			
Крупное	1500...300	300...1000	2...6
Среднее	300...100	50...10	5...10
Мелкое	50...100	10...3	10...50
Помол			
Грубый	10...3	3...0,1	5...100
Тонкий	3...0,1	0,1...0,05	100
Сверхтонкий	-	0,05...0,001	>100

Дробление и помол – процессы энергоемкие, поэтому стремятся снизить объем перерабатываемого материала и не измельчать ту часть, которая меньше требуемой. То есть закладывается принцип "не дрови ничего лишнего". Классификация измельчителей представлены в табл. 2.3.

Таблица 2.3

Классификация измельчителей

Машины для измельчителей	Группа	Форма и вид рабочего органа
	1	Щековые

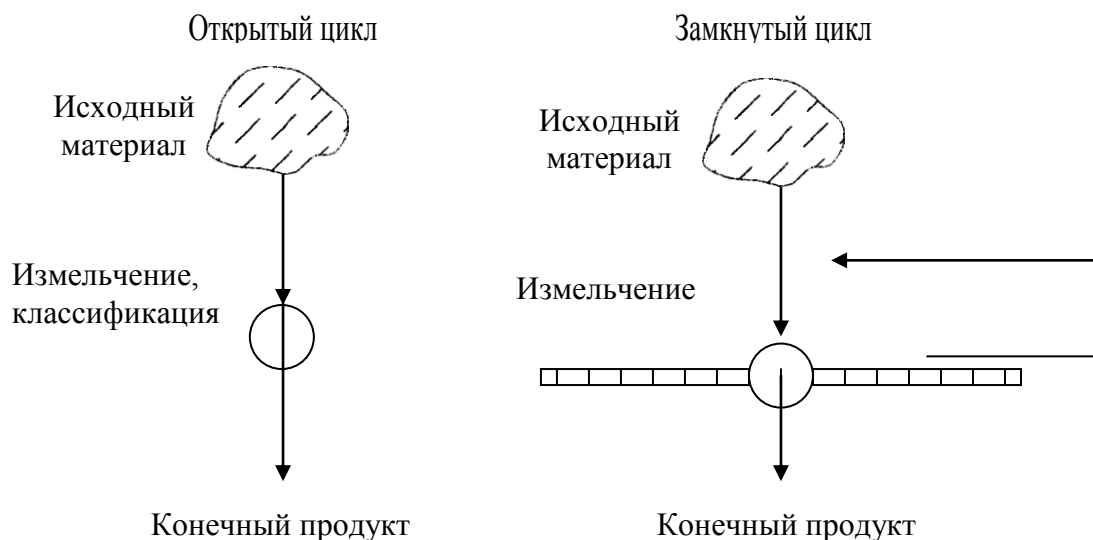


Рис. 2.6. Схемы циклов измельчения

	2	Конусные крупного, среднего и мелкого дробления
	3	Валковые и валковые зубчатые
	4	Молотковые
	5	Роторные
Мельницы	1	Барабанные, в том числе шаровые, стержневые, самоизмельчения
	2	Роликовые, валковые, кольцевые, бегуны
	3	Молотковые(шахтные), пальцевые(дезинтеграторы)
	4	Струйные, аэродинамические
	5	Вибрационные с качающимся корпусом

Существуют две принципиально различные схемы открытого и замкнутого циклов измельчения (Рис. 2.6.)

В открытом цикле материал проходит через измельчающий аппарат один раз. В замкнутом цикле производится отделение готового продукта от недоизмельченного на грохотах или сепараторах. После классификатора крупные зерна вновь возвращаются на тот же агрегат для повторной обработки.

Открытый цикл применяют при крупном и среднем дроблении, когда требования к минимальному размеру кусков нормируются не строго. Измельчение по замкнутому циклу применяют при повышенных

требованиях к зерновому составу. Оно эффективно при тонком измельчении, способствуя увеличению энергозатрат.

2.7. Удельная поверхность измельчённого тела

В процессе измельчения, наряду с уменьшением размера частиц, происходит увеличение суммарной площади поверхности измельченного тела. Во многих случаях этот фактор является благоприятным, т.к. приводит к повышению физико-химической активности материала. Для большинства минеральных веществ (кремнезема, глинозема, кальцита, минералов цементного клинкера и др.) повышается растворимость, уменьшается энергия активации, диссоциация протекает при более низких температурах. Отмечено также, что максимальная активность характерна для свежобразованных поверхностей.

В связи с этим для минеральных вяжущих и пигментов вводится дополнительный параметр, характеризующий качество измельчения, удельная поверхность измельченного тела $A_{y\partial}$:

$$A_{y\partial} = A_{\Sigma}/m_{\Sigma}, \quad (2.30)$$

где A_{Σ} – суммарная площадь поверхности измельченного тела; m_{Σ} – его масса.

Найдем $A_{y\partial}$, исходя из следующих предпосылок. Тело массой m_{Σ} измельчено на n частиц, представленных кубиками с длиной ребра d_{cp} .

В этом случае:

$$A_{\Sigma} = 6 d_{cp}^2 n; \quad (2.31)$$

$$m_{\Sigma} = d_{cp}^3 n \rho,$$

где ρ – плотность материала.

Тогда

$$A_{y\partial} = 6d_{cp}^2 n / d_{cp}^3 n \rho = 6 / \rho d_{cp}, \quad (2.32)$$

т.е. удельная поверхность измельченного тела обратно пропорциональна среднему размеру куска (частицы) и может служить дополнительной характеристикой крупности материала.

Если вести речь о материалах порошкообразных, то параметр $A_{y\partial}$ определяет поверхность контакта между зёрнами, которая играет решающую роль в процессе структурообразования материалов.

Еще одно прикладное значение вновь введенного понятия $A_{y\partial}$ состоит в его использовании для определения энергии, затраченной на

измельчение. В основу расчетов положено дифференциальное уравнение Чарльза:

$$dW = cdA_{y\partial}/A_{y\partial}/^{2-m}, \quad (2.33)$$

где W - энергия измельчения; c и m - константы, причем $m = 1 \dots 4$.

Рассмотрим, в частности, случай, когда $m = 1$. Опуская для упрощения индексы "y∂", имеем:

$$dW = c dA/A. \quad (2.34)$$

Интегрируем уравнение (2.34) по частям:

$$\int_0^w dW = c \int_{A_0}^A dA/A \quad (2.35)$$

где A_0 - удельная площадь тела до измельчения. Отсюда получаем:

$$W = c (\ln A - \ln A_0) = c \ln (A/A_0). \quad (2.36)$$

Если перейти к размерам частиц до измельчения (D) и после измельчения (d), то частные случаи решения уравнения Чарльза сводится к соотношениям, сведенным в нижеследующую табл. 2.4.

Таблица 2.4

Энергия разрушения (по Чарльзу)

Параметр m	Формула для определения энергии
1	$W = c \ln i$
2	$W = c A_0(i-1)$
3	$W = c A_0^2(i^2-1)/2$
4	$W = c A_0^3(i^3-1)/3$

Представленные выражения дают большую гибкость в использовании теории Чарльза для описания широкой группы задач и существенно дополняют законы измельчения.

2.8. Влияние среды на измельчение

Учёными и практиками установлено значительное влияние среды на процессы измельчения. Так при помоле наблюдается разрушение частиц материала не только под действием внешней силы, но и за счёт агрегации, как самопроизвольной, так и за счёт сжимающих усилий. Оба эти процесса зависят от природы внешней среды, т.е. условий её взаимодействия с частицами материала. Особенно велико влияние среды при тонком помоле материала.

Исследованиями академика Ребиндера и его школой установлено, что прочность твёрдого тела может существенно меняться в результате физико-химического воздействия внешней среды.

Процессы деформации и разрушения твёрдых тел значительно меняются при внесении в измельчаемую среду малого количества поверхностно-активных веществ (ПАВ). Молекулы ПАВ способны легко адсорбироваться на внешней поверхности твёрдых тел и тем самым способствовать значительному снижению поверхностной энергии.

При деформации тела на его поверхности развиваются клиновидные и другие микротрещины (см. рис.2.2), способные иногда смыкаться после снятия нагрузки. Адсорбционные слои ПАВ, смачивая поверхности материала, достигают трещин и препятствуют их смыканию.

Выделяют три вида влияния внешней среды:

- пластифицирование;
- увеличение хрупкости;
- придание твёрдым телам способности к самопроизвольному диспергированию.

Основным фактором всех трёх видов влияния внешней среды является снижение поверхностной энергии твёрдого тела. При незначительном её снижении наблюдается пластифицирование, а при сильном уменьшении поверхностной энергии – самопроизвольное диспергирование. Например, у некоторых гидрофильных осадочных пород (глина) под действием воды наблюдается полная потеря прочности, т.е. для неё вода является ПАВ, резко снижающая прочность глины.

Как указывалось ранее, при взаимодействии ПАВ с поверхностью твёрдого тела важную роль играют дефекты его строения. А так как дефекты обладают избыточной энергией, то за счёт этого происходит интенсивное взаимодействие молекул жидкости и твёрдого тела.

За последние годы механизм действия ПАВ получил новое развитие, согласно которому адсорбционные эффекты носят кинематический характер. Особенно эффективно применение активных сред при наличии дефектов в поверхностном слое частиц материалов.

Снижение поверхностной энергии приводит к увеличению размеров трещин и снижению уровня напряжений, при котором микротрещины развиваются в трещины разрушения. Влияние различных сред на диспергирование и другие механические процессы отражено в табл. 2.5.

Таблица 2.5.

Изменение удельной поверхности кварца ($\text{м}^2/\text{г}$) в процессе его измельчения с различными жидкостями (по данным Г.С.Ходакова)

Среда	Длительность помола, мин				
	2	4	8	16	32
Воздух	3, 8	5, 2	4, 7	6,5	5,9
Вода	9, 8	17	27	42	47,3
Бензол	-	2, 8	6, 6	8,3	9,3
Ацетон	-	2	6, 8	13,2	13,3
Спирт	-	4, 1	7, 1	-	-

Оптимальное количество ПАВ зависит от его вида и природы измельчённого материала. Исследования показывают, что диспергирование в активных средах выше в 5...7 раз по сравнению с помолом в воздушной среде при одинаковых затратах энергии.

2.9. Кинетика измельчения

Как было отмечено ранее, законы измельчения можно использовать лишь для сравнительной оценки степени совершенства аналогичных процессов. Под *кинетикой измельчения* понимают изменение показателей процесса во времени. Как правило, проводятся экспериментальные исследования процесса с последующим обобщением результатов в аналитической форме.

В частности, С.Е. Андреев и В.В. Товаров предложили оценивать кинетику измельчения в шаровой мельнице периодического действия по убыванию количества зерен крупного класса:

$$R(t) = R(0)\exp(-kt), \quad (2.37)$$

где $R(0)$ – содержание крупной фракции в исходном продукте; $R(t)$ – содержание крупной фракции продукта помола в момент времени t ; k – параметр, характеризующий относительную скорость измельчения.

В промышленных мельницах часто экспоненциальный закон кинетики измельчения заменяется т.н. дробной экспонентой:

$$R(t) = R(0)\exp(-kt^m), \quad (2.38)$$

в которой показатель m взаимосвязан с k (при увеличении m величина k уменьшается). Если относительная скорость измельчения не изменяется, то $m=1$; при увеличении относительной скорости измельчения $m > 1$, а при уменьшении $m < 1$.

Для практических целей кинетику измельчения удобно характеризовать коэффициентом размолоспособности k_p материала, представляющим собой отношение производительности машины по исследуемому материалу Π_m к удельной производительности по материалу, принятому за эталон $\Pi_{\text{Э}}$, тогда:

$$k_p = \Pi_m / \Pi_{\text{Э}}. \quad (2.39)$$

Удельную производительность дробильной машины (мельницы) по исследуемому материалу рассчитывают по формуле:

$$\Pi_m = m/VT, \quad (2.40)$$

где m – масса измельчённого материала; T – продолжительность измельчения; V – объём дробильной машины (мельницы).

В табл. 2.6 приведены значения коэффициентов размолоспособности разных твёрдых материалов. В ней за эталон размолоспособности материалов принят цементный клинкер из вращающихся печей.

Таблица 2.6.

Коэффициент размолоспособности некоторых твёрдых материалов

Материал	Коэффициент
Клинкер	1
Опоки	1,3 ... 1,4
Песок кварцевый	0,6 ... 0,7
Известняки	1
Глина сухая	1,5 ... 2
Магнезит	0,7 ... 1
Тальк	1,04 ... 2,02

Уголь каменный	0,7 ... 1,34
Известь	1,64

2.10. Дробление твёрдых тел

Щековые дробилки применяются для крупного и среднего измельчения материала, в которых его раздавливание или истирание происходит между подвижной 2 и неподвижной 1 щеками (рис. 2.7.), изготовленных из броневой стали. Подвижная щека совершает возвратно-поступательное движение через механизм, состоящий из маховика 3 с эксцентричным креплением шатуна 5, распорных плит 6 и пружинной оттяжки 7. Такие дробилки просты по конструкции и надежны в эксплуатации. Вместе с тем они расходуют большое количество энергии на измельчение, что объясняется наличием холостого хода подвижной щеки, при которой работа измельчения не производится, и большими потерями мощности в трущихся деталях механизмов.

Конусные дробилки. Измельчение материалов осуществляется между вращающимися (дробящими) внутренними 2 и неподвижными наружными 1 конусами (рис. 2.8.). Измельченный материал выходит из полости этих дробилок под действием силы тяжести. Наблюдается большое разнообразие таких дробилок по механизму внутреннего конуса.

Преимущество перед щековой дробилкой состоит в непрерывности дробящего усилия, действующего в каждый данный момент по какой-либо образующей конуса, что повышает их производительность и снижает удельный расход энергии, Используют их для тех же целей, но количество лещадных зерен в щебне существенно снижается.

Молотковые дробилки. Измельчение происходит вследствие удара быстро вращающихся молотков 1 непосредственно по кускам материала, удара кусков друг о друга и измельчения между молотками, дробящими плитами и колосниковой решеткой 2, через которую происходит удаление готового продукта (рис. 2.9.) Их отличает простота конструкции, надежность в эксплуатации, компактность, большая степень измельчения, большой процент зерен, приближающихся к кубической форме. Как недостаток следует отметить повышенный износ молотков или бил, замазывание ротора колосниковой решетки при измельчании мягких и влажных материалов. Существует большое разнообразие в конструкциях молотковых дробилок. Они являются вторичными (ставятся вторыми по схеме производства) и используются для дробления известняков, песчаников, угля и т.д.

Валковые дробилки (рис. 2.10.) широко применяют для дробления мягких комкующихся материалов. В некоторых случаях их используют и для дробления горных пород средней и высокой твердости.

Измельчение производится между двумя валками *1*, вращающимися навстречу друг другу, путем раздавливания и частичного истирания. Дробилки могут быть одновалковыми, двухвалковыми (самые распространенные) и многовалковыми. Сами же валки могут быть гладкими, рифлеными или с зубчатой поверхностью.

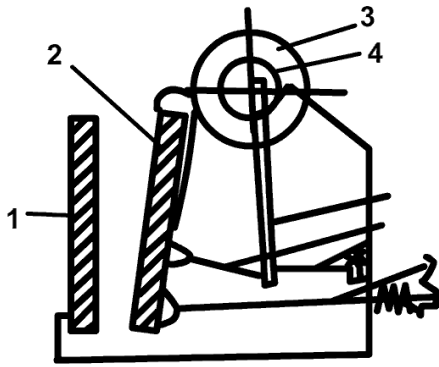


Рис. 2.7. Схема щековой дробилки с простым качанием щеки

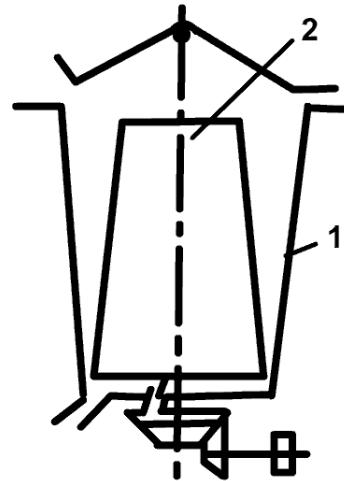


Рис. 2.8. Схема конусной дробилки

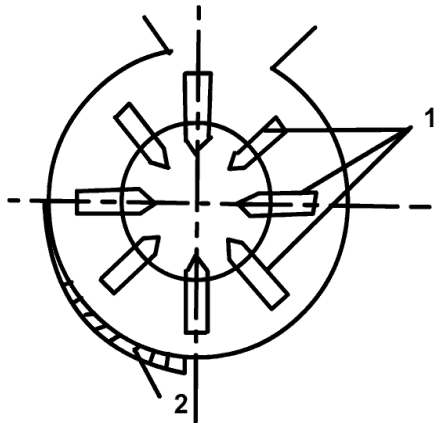


Рис. 2.9. Схема молотковой дробилки

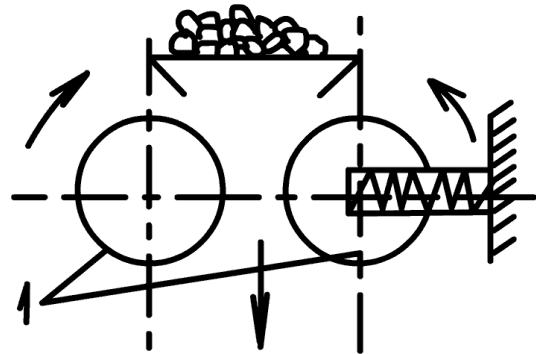


Рис. 2.10. Схема двухвалковой дробилки

2.10.1. Технологические характеристики дробилок

Щековые дробилки

Основным достоинством щековых дробилок является их простота, надёжность конструкции, компактность и лёгкость обслуживания, что и обусловило их широкое применение.

Технологические характеристики современных дробилок приведены в табл. 2.7.

Таблица 2.7

Техническая характеристика щековых дробилок

Показатели	СМД-111А	СМД-117А	СМД-118А	СМ-16Д	СМ-166	ЩКД-7	ЩКД-8	ЩКД-9	ЩДП-15х21
Размер загрузочного отверстия, мм	900х200	1500х2100	1200х1500	600х900	250х900	900х1200	1200х1500	1500х2100	1500х2100
Наибольший размер загружаемых кусков, мм	750	1300	1000	510	210	650	900	1300	1300
Пределы регулирования выходной щели, мм	95 ... 165	135 ... 225	115 ... 195	70... 130	20... 80	150... 200	200... 250	160... 250	120... 180
Частота вращения эксцентрикового вала, мин ⁻¹	200	100	150	228	275	170	135	100	127
Производительность (проектная), м ³ /ч	180	600	310	55	14	200	240	450	550
Завод-изготовитель	«Волгоцеммаш»			Выксунский		УЗТМ	С-Петербургский	«Волгоцеммаш»	
Электродвигатель:	А- 11 3-8	АК3-13-52	АК-104-8М	АК2-92-4	АК-2-92-4	АМ-5-125	ФАМСО	АК3-13-52	АК3-13-52
Мощность, кВт	110	250	160	75	100	ПО	175	250	250
Частота вращения, мин ⁻¹	730	495	750	960	1500	735	735	490	500
Напряжение, В	380	6000	380	380	380	6000	6000	6000	6000
Тип и характеристика питателя	Пластинчатый В=1500 мм			Ленточный В=1000 мм	Пластинчатый В=1200 мм В=1800 мм			В=2400 мм	В=2400 мм
Измельчаемый материал	Известняк				Гипс	Известняк			

Конусные дробилки

Применяются для крупного, среднего и мелкого дробления. Рабочий процесс в конусных дробилках состоит в раздавливании материала, находящегося в кольцевом пространстве между наружным неподвижным и внутренним подвижным конусами. Технологические характеристики современных конусных дробилок приведены в табл. 2.8.

Таблица 2.8

Техническая характеристика конусных дробилок

Показатели	КСД-2200Т	КСД-1700-ГР	КМД-1200-ГР	КСД-2200-ГР
Диаметр основного конуса, мм	2200	1750	1200	2200
Ширина загрузочной щели, мм	275	250	50	350
Наибольший размер загружаемых кусков, мм	250	200	300	300
	15-30	25-60	40	30...60
Ширина разгрузочной щели, мм			5-15	
Частота вращения конуса, мин ⁻¹	242	260	258	222
Масса дробилки, т	80,5 340	48 300	24 55	80 580
Производительность (проектная), т/ч				
Завод-изготовитель	«Уралмаш»	«Уралмаш»	«Южуралмаш»	«Уралмаш»
Электродвигатель:				
тип	АЗД-13-52	АОЗ-355М	А-101-8	ФАМСО
мощность, кВт	250	160	75	250
частота вращения, мин ⁻¹	500	735	730	400
напряжение, В	6000	380	380	6000
Тип и характеристика питателя	Пластинчатый	Ленточный конвейер		Ленточный
Измельчаемый материал	В=2400 мм Мрамор, известняк	В=1200 мм Известняк Клинкер		В=1400 мм Известняк

Валковые дробилки

Применяют для среднего и мелкого дробления или для вторичного дробления каменных материалов, а также для предварительного измельчения глин и других материалов. Материал, подлежащий дроблению, поступает между двух вращающихся навстречу друг другу валков, которые затягивают его и дробят.

Технологические характеристики современных валковых дробилок приведены в табл. 2.9.

Таблица 2.9

Техническая характеристика валковых дробилок

Показатели	Двухвалковая		Одновалковая		ДДЗЭ-15х12	ДЦЗ-2М
	Диаметр валков, мм	1250	1250	1100	1100	1500
Длина валков, мм	1600	1250	1000	1250	1200	900
Зазор между валками, мм	80	100	100	100	100	75
Частота вращения валков,	31	25	15	14	40	50
Поверхность валков	Зубчатая					
Наибольший размер загружаемых кусков, мм	400	500	600	500	900	400
Производительность м ³ /ч	200	125	50	15	150	60
Завод-изготовитель	ГДР, завод им. Тельмана		ГДР	«Полизиус» ГДР	«Волго-цем-маш»	Ясиноватский
Электродвигатель :						
Тип	АО-2-91-8	АО-93-6		А-72-4	АОЛ-2-91-6	МА146-2/8
Мощность, кВт	55	55	17	28	55	46
Частота вращения, мин ⁻¹	1000	985	725	1460	980	735
Тип питателя	Пластинчатый					Ленточный
	В=1600мм	В=1500 мм		В=1200мм		В=650мм
Измельчаемый материал	Мел, глина			Глина		Уголь

Показатели	С-599	СМ-170Б	СМД-75	СМД-97А	ДМРЭ-10х10	ДМ-17.5х14.5	ДМПП-1
Тип питателя дробилки	Пластинчатый В=600 мм	Лотковый В=1000 мм	Пластинчатый В=1200 мм	Ленточный В=1500 мм	Пластинчатый		
					В=600 мм	В=1500м	В=1600 мм
Измельчаемый материал	Известняк	Гипс, уголь	Мрамор	Мрамор, известняк	Известняк	Опока	Шпак гипс,

Молотковые дробилки

Применяются для измельчения необразованных материалов низкой и средней прочности (гипс, мергель, известняк, древесина, отходы пластических масс). Дробилки разделяют по количеству роторов на одно- и двуроторные. По направлению вращения на реверсивные (вращение роторов навстречу друг другу) и нереверсивные (роторы вращаются в одном направлении). Молотковые дробилки применяют для крупного,

среднего и мелкого дробления с высокой степенью измельчения $i=30...40$. Технологические характеристики современных молотковых дробилок приведены в табл. 2.10.

Таблица 2.10
Техническая характеристика молотковых дробилок

Показатели	С-599	СМ-170Б	СМД-75	СМД-97А	ДМРЭ-10x10	ДМ-17.5x14.5	ДМПШ-1
Размер ротора, мм	700x400	1300x1600	1000x1000	2000x2	1000x1000	1750x145	1200x1
Размер загрузочного отверстия, мм	400x250	1400x800	1000x500	2000x1 200	600x400	1700x140 0	1000x1 150
Наибольший размер загружаемых кусков, мм	100	400	300	600	200	600	400
Ширина щелей решетки, мм	15	40	20 ... 80	20. ...38	45	25 ... 180	20. ...50
Частота вращения ротора, мин"	1500	730	450	600	750	590	735
Производительность, т/ч	10 150		187	670	100	500	250
Завод-изготовитель			«Волгоцеммаш»		Сызрански	«Волгоце м-маш»	Сызранский
Электродвигатель: тип	АК2-84-4	А-113-8м	АК-103-8	ДА-30-15-69	АМ6-117-6	АК3-13-52	АМ-6-128-8
мощность, кВт	55	200	125	800	115	400	160
частота вращения, мин	1460	730	735	600	975	540	735
напряжение, В	380	380	380	600	380	380	380

Выбор дробилок используемых для дробления сырьевых материалов в зависимости от их предела прочности на сжатие и стадий дробления предложен в табл. 2.11.

Таблица 2.11

Дробилки, используемые для дробления сырьевых материалов

Материал	Предел прочности при сжатии, МПа	Стадии дробления		
		1	2	3
Известняк окремненный, мрамор порфиرويد	100...200	Щековая, конусная или роторная	Молотковая, конусная или щековая	Конусная или молотковая
Известняк плотный, крепкие мергели	50...120	Щековая, конусная или молотковая	То же	То же
Известняк ракушечник, плотный мергель	20...60	Щековая или самоочищающая молотковая	Самоочищающая молотковая или конусная	-
Туф твёрдый, кремнистые опоки	30...100	То же	То же	-
Глинистые сланцы, мергели	60...150	Щековая или самоочищающая молотковая	-	-
Туф, трепел, глиежи, пемза, гипс	10...30	Валковая или самоочищающая молотковая	-	-
Мергель глинистый, мягкий сланец	20...60	То же	-	-
Глина, мел	2...9	-	-	-

2.10.2. Выбор и сравнение дробильных машин

При определении производительности дробилок следует пользоваться паспортными данными заводов-изготовителей, корректируя их с учетом физико-механических свойств дробимого материала и условий дробления.

Расчетная производительность щековых и конусных дробилок, т/ч:

$$Q = Q_n \rho K_{др} K_{ф} K_{кр} K_{в}, \quad (2.41)$$

где Q_n – паспортная производительность дробилки, м³/ч; ρ – насыпная плотность материала, т/м³; $K_{др}$ – коэффициент дробимости, принимается по табл. 2.12.; $K_{ф}$ – коэффициент, учитывающий форму дробимого материала;

принимается равным 1,0 для скальных пород и 0,85 для гравийно-валунной массы; $K_{кр}$ – поправочный коэффициент на крупность материала, принимаемый:

а) для щековых и конусных дробилок крупного дробления:

- содержание в питании фракций крупнее $0,5B$, % : 5, $K_{кр} = 1,1$;
 содержание в питании фракций крупнее $0,5B$, % : 10, $K_{кр} = 1,08$;
 содержание в питании фракций крупнее $0,5B$, % : 20, $K_{кр} = 1,05$;
 содержание в питании фракций крупнее $0,5B$, % : 25, $K_{кр} = 1,04$;
 содержание в питании фракций крупнее $0,5B$, % : 30, $K_{кр} = 1,03$;
 содержание в питании фракций крупнее $0,5B$, % : 40, $K_{кр} = 1,0$;
 содержание в питании фракций крупнее $0,5B$, % : 50, $K_{кр} = 0,97$;
 содержание в питании фракций крупнее $0,5B$, % : 60, $K_{кр} = 0,95$;
 содержание в питании фракций крупнее $0,5B$, % : 80, $K_{кр} = 0,89$;

б) для конусных дробилок среднего дробления, работающих в открытом цикле:

- $e/B = 0,6$, $K_{кр} = 0,98$;
 $e/B = 0,55$, $K_{кр} = 1,0$;
 $e/B = 0,4$, $K_{кр} = 1,10$;
 $e/B = 0,35$, $K_{кр} = 1,10$.

Здесь e – ширина разгрузочной щели предшествующей дробилки, мм; B – ширина загрузочного отверстия дробилки, мм;

в) для конусных дробилок мелкого дробления:

- $e/B = 0,4$, $K_{кр} = 0,90$;
 $e/B = 0,25$, $K_{кр} = 1,0$;
 $e/B = 0,15$, $K_{кр} = 1,10$;
 $e/B = 0,075$, $K_{кр} = 1,28$.

Коэффициент крупности питания $K_{кр}$, для дробилок мелкого дробления, работающих в замкнутом цикле, принимается равным:

- 1,15 – при содержании в питании класса 20...40 мм 35...45 %;
- 1,25 – то же, более 45 %.

Таблица 2.12

Значения коэффициента дробимости $K_{др}$

Категория прочности породы	Прочность, МПа	Значения $K_{др}$
Особо прочные	Более 250	0,80
Прочные	200...250 180...200 150...180	0,85 0,90 0,95
Средней прочности	60...150	1,0
Ниже средней прочности	Менее 60	1,2

K_e – коэффициент, учитывающий влажность материала:

Влажность материала, % 4, $K_e = 1,0$;

Влажность материала, % 5, $K_e = 1,0$;

Влажность материала, % 6, $K_e = 0,95$;

Влажность материала, % 7, $K_e = 0,9$;

Влажность материала, % 8, $K_e = 0,85$;

Влажность материала, % 9, $K_e = 0,8$;

Влажность материала, % 10, $K_e = 0,77$;

Влажность материала, % 11, $K_e = 0,65$.

Расчетная производительность роторных дробилок, т/ч:

$$Q = Q_n \rho K_{np} K_{кр} K_{щ} K_{ск} K_{изн} \quad (2.42)$$

где K_{np} , $K_{кр}$, $K_{щ}$, $K_{ск}$, $K_{изн}$ – поправочные коэффициенты, определяемые по следующим формулам:

K_{np} – коэффициент, зависящий от прочности материала:

а) для дробилок крупного дробления:

$$K_{np} = 1,06 - \frac{\sigma_p}{660 \cdot \gamma}; \quad (2.43)$$

б) для дробилок среднего и мелкого дробления:

$$K_{np} = \frac{D_p - \sigma_p}{700 \cdot \gamma}, \quad (2.44)$$

где σ_r – прочность породы на растяжение, МПа (для известняков – от 2,7 до 6,2, для доломита известковистого – 7,5); γ – плотность породы, г/см³; D_p – диаметр ротора, м;

$K_{кр}$ – коэффициент, зависящий от крупности дробимой породы:

а) для дробилок крупного дробления:

$$K_{кр} = 3,33 - \frac{11,7 d_{max}}{D_p}, \quad (2.45)$$

где d_{max} – размер наибольшего куска, м ($d_{max} / D_p < 0,2$).

При $d_{max} / D_p \geq 0,2$ поправка на крупность не вводится;

б) для дробилок среднего и мелкого дробления при $d_{max} < 0,3D_p$:

$$K_{кр} = \frac{0,53}{(0,66 - 0,36\alpha)}, \quad (2.46)$$

где α – доля массы кусков размером менее $0,1 D_p$;

в) для дробилок среднего и мелкого дробления при всей массе дробимой породы, содержащей куски размером менее $0,1 D_p$:

$$K_{кр} = 2,7 - \frac{9d_{\max}}{D_p}, \quad (2.47)$$

$K_{кр}$ – коэффициент, зависящий от ширины выпускной щели:

а) для дробилок крупного дробления:

$$K_{щ} = 0,84 + \frac{1,6S_1}{D_p}, \quad (2.48)$$

где S_1 – ширина выпускной щели первой камеры дробления, м (зазор между билами и плитой).

Ширина щели второй камеры не учитывается.

б) для дробилок среднего и мелкого дробления при $S_1 < 0,5d_{\max}$:

$$K_{щ} = 0,3 + \frac{0,6S_1}{D_p}; \quad (2.49)$$

в) для дробилок среднего и мелкого дробления при $S_1 \geq 0,5d_{\max}$:

$$K_{щ} = 1 + \frac{1,9S_2}{D_p}. \quad (2.50)$$

Ширина последующих выпускных щелей в обоих случаях не учитывается;

г) при $S_1 \geq S_2 > 0,5d_{\max}$:

$$K_{щ} = 1,5 + \frac{2,8S_3}{D_p}, \quad (2.51)$$

где S_1, S_2, S_3 – ширина выпускных щелей соответственно первой, второй и третьей камер дробления.

$K_{ск}$ – коэффициент, зависящий от окружной скорости вращения ротора, v_p :

а) для дробилок крупного дробления

Окружная скорость ротора v_p , м/с	до 20,0	$K_{ск} = 1,0$;
	до 26,5	$K_{ск} = 0,92$;
	до 35,0	$K_{ск} = 0,83$.

б) для дробилок среднего и мелкого дробления

Окружная скорость ротора v_p , м/с	до 20,0	$K_{ск} = 1,20$;
	до 24,0	$K_{ск} = 1,15$;
	до 28,8	$K_{ск} = 1,10$;
	до 34,6	$K_{ск} = 1,0$;
	до 41,5	$K_{ск} = 0,95$;
	до 50,0	$K_{ск} = 0,90$.

$K_{изн}$ – коэффициент, зависящий от степени изношенности рабочих кромок бил:

$$K_{изн} = 1,7 + 1,4 r/D_p, \quad (2.52)$$

где r – радиус закругления изношенных рабочих кромок бил, м.

Поправочный коэффициент $K_{изн}$ следует учитывать в тех случаях, когда дробятся малоабразивные породы и имеется возможность поддерживать в течение всего времени эксплуатации закругления изношенных кромок бил:

$$r < 0,05D_p. \quad (2.53)$$

2.11. Помол материалов

С уменьшением размера частиц и увеличением удельной поверхности повышается их физико-химическая активность. Для большинства минеральных материалов (кремнезёма, кальцита, глинезёма, минералов цементного клинкера и др.) повышается растворимость, диссоциация вытекает при более низких температурах, уменьшается энергия активации. Максимальная активность наблюдается на свежееотформованных поверхностях, которая с течением времени снижается (от долей секунд до десятков минут).

По современным представлениям, повышение физико-химической активности порошков связано с изменением их кристаллической структуры в поверхностном слое.

2.11.1. Особенности порошков тонкого помола

Производство целого ряда строительных материалов связано с измельчением твердого тела. При этом обычно получают полидисперсные порошки с содержанием зерен различного размера. Для характеристики зернового состава порошков используют дисперсный анализ, который выполняется или с помощью сит, или осаждением частиц в жидкости (седиментацией). При тонком измельчении наряду с уменьшением размеров зерен происходит значительное увеличение их суммарной поверхности, так как известно, что удельная поверхность (поверхность единицы объема или массы) зернистого материала обратно пропорциональна размеру зерна.

От величины удельной поверхности порошка зависит поверхность контакта между зернами, которая играет решающую роль в процессах структурообразования материалов с участием зернистых порошкообразных составляющих. Тонкое измельчение цементов, различных добавок и порошков ведет к увеличению их удельной поверхности, поверхности контактов, что способствует повышению физико-химической активности частиц.

Реакция гидролиза и гидратации зерен цементов со средним размером частиц 35...60 мкм проникает на глубину 15...25 мкм, поэтому внутренняя часть зерна в обычных условиях остается непрореагировавшей и не участвует в образовании цементного клея. Повышение тонкости помола цемента позволяет более полно и экономично использовать его вяжущие свойства.

От дисперсности частиц зависит их физико-химическая активность к среде, растворимость, диссоциация и ряд других свойств. При этом максимальная активность наблюдается для свежееобразованных порошков и с течением времени снижается.

Явления, происходящие на поверхностях вновь полученных мелких частиц, очень сложны и мало изучены. Современные ученые считают, что повышение физико-химической активности порошков тонкого помола связано с изменением кристаллической структуры в поверхностном слое.

Изучение механизма разрушения кристаллических тел при измельчении показывает, что при достижении предельных нагрузок материал подвергается как упругим, так и пластическим деформациям. Именно пластическое деформирование при измельчении приводит к изменению структуры поверхностных слоев. Выход микродефектов на поверхность кристаллов и существенное увеличение их количества способствуют изменению структуры материала в поверхностном слое; она переходит в аморфную. Толщина необратимого аморфизированного слоя составляет для кварца и большинства других материалов при сухом измельчении 15...20 Мкм и при мокром 1,5...2 Мкм.

Особый интерес представляют эти явления в твердении минеральных вяжущих веществ. Активность вяжущих возрастает быстрее, чем их дисперсность, что объясняется повышением химической активности порошка за счет более глубокого нарушения структуры его поверхности.

2.11.2. Зерновой состав порошков

В зависимости от содержания зерен различной крупности различают моно- и полидисперсные порошки. Обычно при измельчении получают полидисперсные порошки. Для характеристики порошков по крупности определяют их гранулометрический состав, используя для этого различные методы, объединяемые общим названием – *дисперсионный анализ*. Чаще всего дисперсионный анализ выполняют с помощью набора сит или седиментацией – осаждением частиц в жидкости. Для строительных материалов наиболее широко применяют ситовой анализ, который позволяет судить о массовой доле каждой фракции во всем материале и дает обстоятельное представление о его гранулометрическом составе. При тонком измельчении, наряду с уменьшением размера зерен, происходит значительное увеличение их суммарной поверхности. Если кубик с длиной ребра a и площадью поверхности $6a^2$ разделить на кубики с ребрами a/n , то получим n^3 кубиков с общей площадью поверхности $n^3 \frac{6a^2}{n^2} = 6na^2$. При этом общий объем кубиков остается неизменным. Таким образом, удельная поверхность (поверхность единицы объема или массы) зернистого материала обратно пропорциональна размеру зерна.

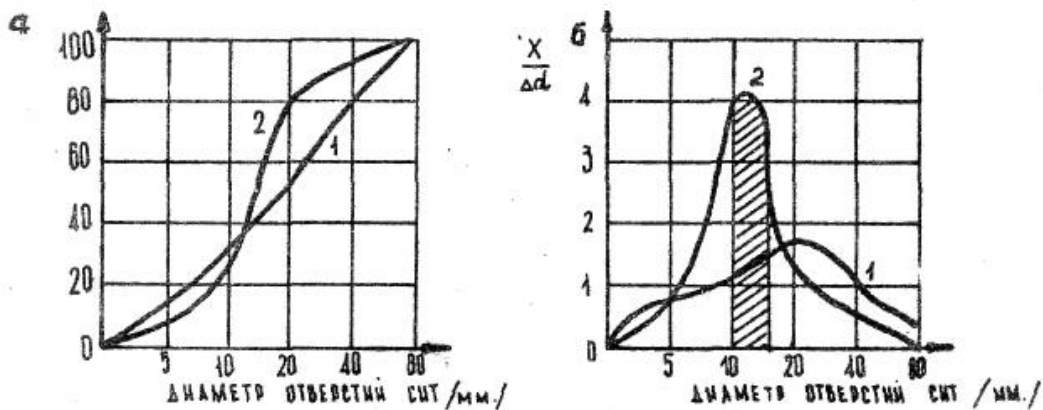


Рис. 2.11 Графики зернового состава: а - суммарной кривой; б - кривой распределения

Зерновой состав представляется либо в виде таблиц, либо графически в виде суммарной кривой (рис. 2.11, а) или кривой распределения (рис. 2.11, б). На суммарной кривой по оси абсцисс откладывают размеры частиц, по оси ординат – процентное содержание

всех частиц меньше данного размера, как на рис. 2.11, а (кривая проходов – 1) или крупнее (кривая остатков – 2). На кривой распределения по оси абсцисс также откладывают размеры частиц, а по оси ординат – процентное содержание каждой фракции X , деленное на интервал ее размеров Δd . На этом графике процентное содержание любой фракции равно площади под кривой, отсекаемой размерами этой фракции, так как $\frac{x}{\Delta d} \Delta d = x$. Материал одинаковых размеров будет здесь представлен кривыми с резким вертикальным подъемом в узком интервале размеров типа кривой 2 на рис. 2.11, б в отличие от кривых 1, для более разнородных (по размерам) материалов.

Для определения гранулометрического состава используют ситовой, седиментационный, микроскопический анализы. В технологии строительных материалов наибольшее распространение получили первые два.

При ситовом анализе навеску материала просеивают через набор сит с постепенно уменьшавшимися отверстиями. При этом получают ряд фракций. Ситу присваивается номер, который по ГОСТу соответствует размеру отверстий в миллиметрах. Отношение размеров отверстий смежных сит называется модулем. Например, для оценки качества заполнителей в бетоне используют набор сит с модулем 2.

Седиментационный анализ применим для оценки зернового состава глин и тонких порошков. Он состоит в отстаивании суспензированной пробы материала в инертной жидкости. По скорости отстаивания частиц определенной крупности можно вычислить размер частиц, которые соответствовали бы той или иной фракции на данной высоте сосуда.

Микроскопический анализ заключается в замере под микроскопом с измерительной шкалой большого числа (тысяч) частиц пробы.

2.11.3. Технологические характеристики мельниц

Основными установками для тонкого измельчения являются тихоходные шаровые мельницы различных конструкций и размеров. Измельчение производится металлическими шарами или цилиндрами (цельпесом).

Кроме тихоходных могут быть использованы среднеходные мельницы, в которых измельчение происходит раздавливанием и истиранием между криволинейными поверхностями кольцевой дорожки и перемещающимися по ней валками, шарами или роликами (валковые, роliko-маятниковые мельницы).

В быстроходных мельницах материал измельчается жестко насаженными на ротор билами или шарнирно насаженными молотками мельницы.

С жестко насаженными билами мельницы называются аэробильными, а с шарнирно закрепленными молотками – шахтными мельницами.

Тихоходные мельницы (рис. 2.12) – самые распространенные измельчители для тонкого помола. К их основным достоинствам относятся простота конструкции, надежность эксплуатации, большая производительность и высокая степень помола. Однако они имеют большие габариты, малый КПД и расходуют много энергии. По размерам их делят на шаровые мельницы ($\lambda/D = 1,5...2,0$) и трубные мельницы ($\lambda/D = 3...6,0$). По способу помола они делятся на мельницы сухого и мокрого помола.

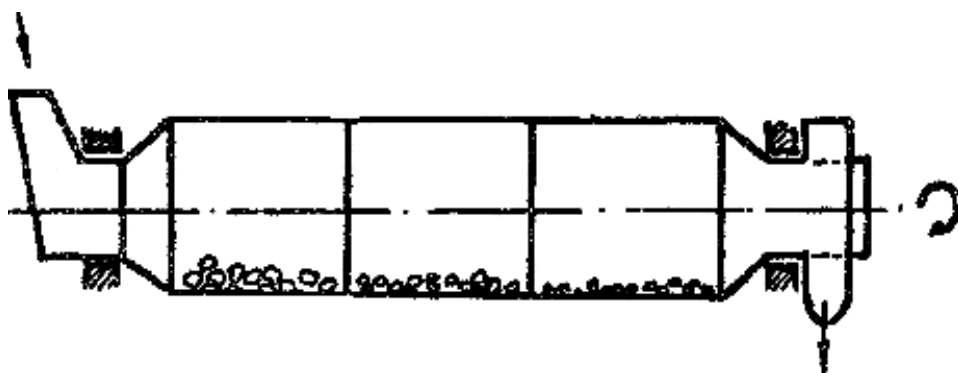


Рис.2.12 Схема тихоходной шаровой мельницы

Основными параметрами мельниц являются их габариты (длина и диаметр барабана), скорость вращения барабана, необходимая «извета, и производительность.

Мельница на 25...30 % заполняется мелющими телами, которые производят измельчение. Во время медленного вращения барабана, мелющие тела с измельченными материалами поднимаются вдоль стенок барабана до угла естественного откоса и потом скатываются вниз. Такой режим называется каскадным. Зерна материала, расположенные между мелющими телами, разрушаются и перетираются.

При более быстром вращении мелющие тела под действием центробежной силы прижимаются к стенке мельницы, поднимаются вверх на определенную высоту, а затем водопадом падают вниз. Измельчение производится ударом падающих шаров и отчасти истиранием. Такой режим работы мельницы называется лавинным. С дальнейшим увеличением числа оборотов за счет центробежной силы шары начинают вращаться вместе с материалом и измельчение практически не

производится. Критическое число оборотов, при котором начинает проявляться такое явление, определяется по формуле:

$$n_{кр} = 42,4D^{1/2}, \quad (2.54)$$

где D – диаметр барабана, м.

Практика показывает, что оптимальным числом оборотов является:

$$n_{опт} = (0,7 - 0,8)n_{кр}. \quad (2.55)$$

Размер шаров должен быть достаточным, чтобы они могли при своем падении дробить крупные куски материала. В зависимости от высоты падения (т.е. диаметра барабана) и от прочности материала диаметр шаров должен быть в 5...20 раз больше размера кусков. Поскольку при движении материала из камеры в камеру мельницы размер кусков измельчаемого материала уменьшается, требуются шары разного размера.

Внутренняя поверхность обычно футеруется броневыми плитами из износостойчивой стали. Сама футеровка может быть гладкой, волнистой и ступенчатой.

Шаровые мельницы работают хорошо, если влажность материала не превышает 5 %. При влажности 8...15 % он налипает на шары и мельница перестает работать. Однако, начиная с влажности 25...30% и выше, материал вновь приобретает подвижность, причем процесс помола существенно интенсифицируется, т.е. наблюдается область мокрого помола.

Среднеходные мельницы (рис. 2.13) используются для измельчения глин и других мягких материалов. Они отличаются небольшим расходом электроэнергии, но имеют невысокую производительность.

Быстроходные мельницы используются для измельчения угля, гипса, глины, извести, иногда с одновременной сушкой материала. Их делят на *аэробильные* с жестко укрепленными молотками, *шахтные* с шарнирно-подвешенными молотками (рис. 2.14) и *дезинтеграторы* (рис. 2.15). Отличаются они значительной скоростью вращения ротора (800...1500 об/мин), хорошо работают на сухом материале, при увлажнении материала их производительность резко снижается.

В дезинтеграторах измельчение осуществляется ударами быстровращающихся бичей и за счет этих ударов он отбрасывается по касательной к окружности на следующий ряд бичей, вращающихся в противоположную сторону.

Дезинтеграторы изготавливают диаметром 0,4...2,5 м, и в зависимости от этого скорость вращения изменяется от 200 до 1200 об/мин. Производительность - 1,0...20,0 т/ч, Дезинтеграторы широко используются для измельчения сухой глины, извести, мела и других

мягких пород в керамическом производстве и в производстве минеральных вяжущих веществ.

Вибрационные мельницы (рис. 2.16). Этот тип мельниц с успехом используется в производстве керамических изделий, минеральных вяжущих веществ при повторной активизации цемента. Они достаточно просты по конструкции, надежны в эксплуатации, но имеют невысокую производительность и создают много шума. Мельницы могут работать периодически или непрерывно с мелющими шарами или за счет самоизмельчения материала.

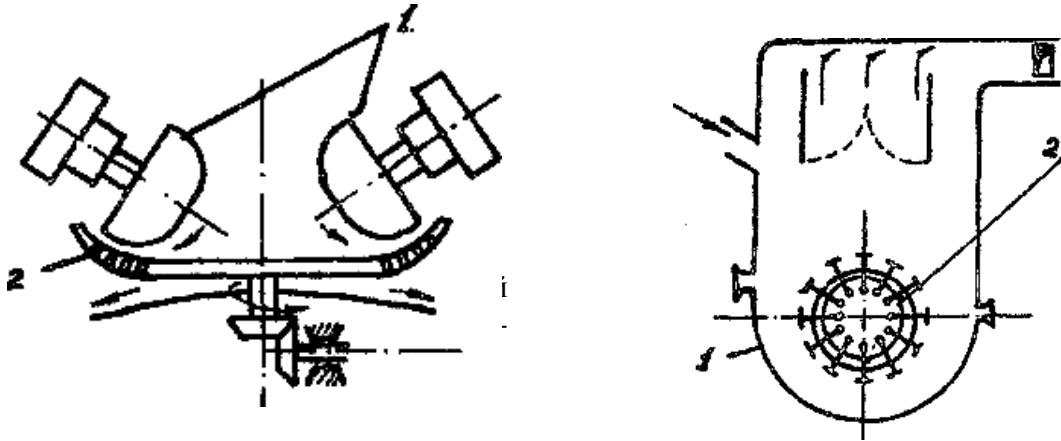


Рис. 2.14 Схема быстроходной шахтной мельницы: 1-корпус; 2-ротор с билами

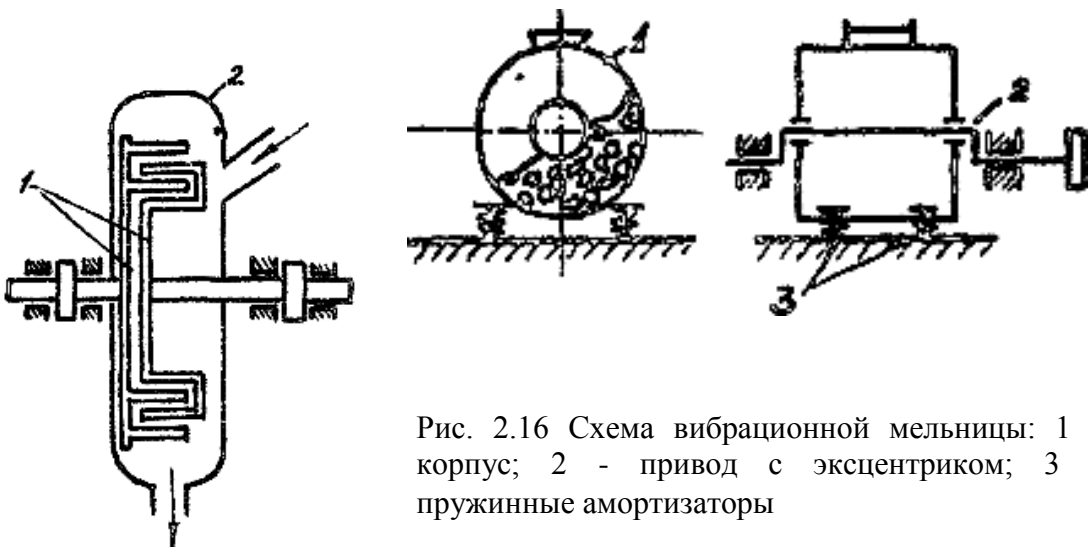


Рис. 2.16 Схема вибрационной мельницы: 1 - корпус; 2 - привод с эксцентриком; 3 - пружинные амортизаторы

Рис. 15 Схема дезинтегратора:
1 - вращающиеся корзины с пальцами; 2 - корпус

2.11.4. Выбор и сравнение помольных машин

При выборе помольной установки и режимов ее работы необходимо учитывать как физико-механические свойства исходного материала, так и требования к конечному продукту – размеру и форме зерен, свойствам поверхности, ее активности и т. д.

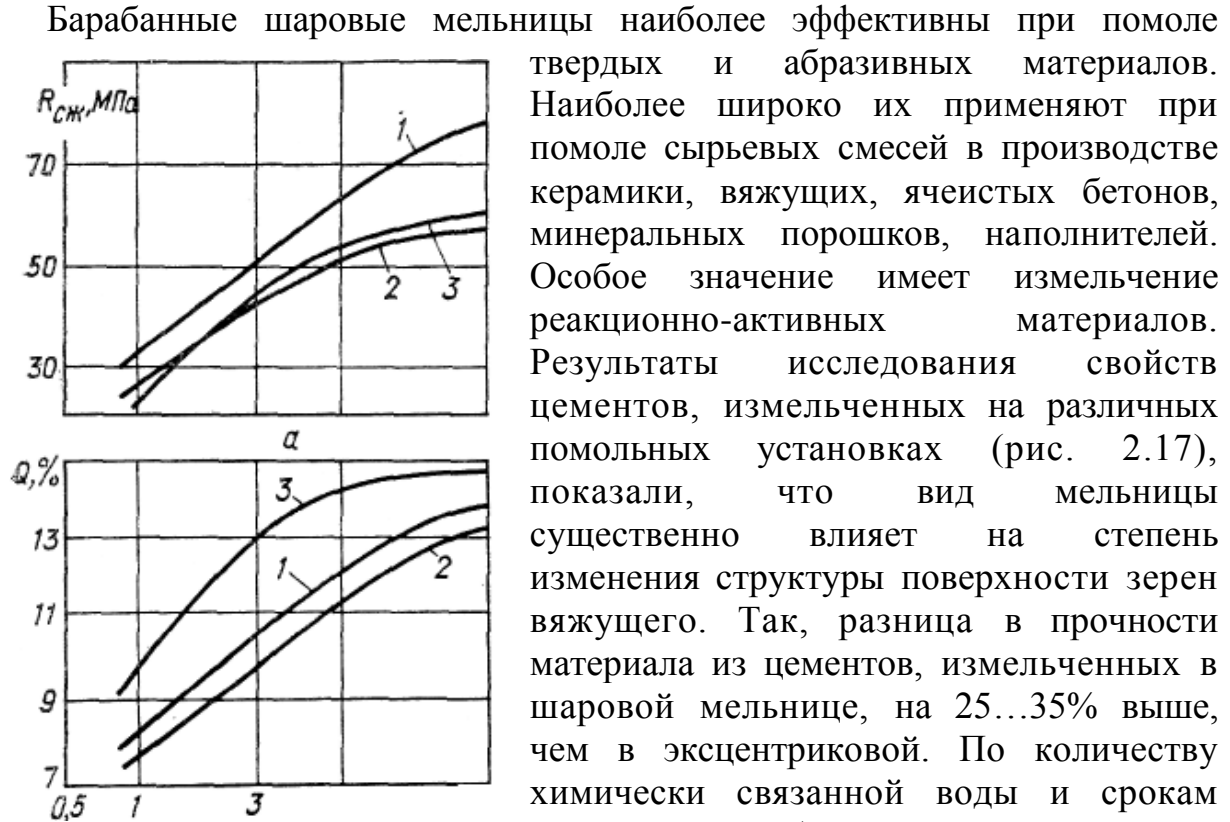


Рис. 2.17 Зависимость прочности при сжатии (а) и химического связывания воды (б) для цемента, измельченного в разнотипных мельницах:

1 — шаровой; 2 — вибрационной эксцентриковой; 3 — струйной.

влияние типа помольного аппарата на физико-химическую активность вяжущего.

Барabanные шаровые мельницы наиболее эффективны при помоле твердых и абразивных материалов. Наиболее широко их применяют при помоле сырьевых смесей в производстве керамики, вяжущих, ячеистых бетонов, минеральных порошков, наполнителей. Особое значение имеет измельчение реакционно-активных материалов. Результаты исследования свойств цементов, измельченных на различных помольных установках (рис. 2.17), показали, что вид мельницы существенно влияет на степень изменения структуры поверхности зерен вяжущего. Так, разница в прочности материала из цементов, измельченных в шаровой мельнице, на 25...35% выше, чем в эксцентриковой. По количеству химически связанной воды и срокам схватывания к более активным относятся цементы, полученные на струйных мельницах.

Таким образом, при сравнении эффективности помольных агрегатов необходимо учитывать не только тонкость измельчения материала, но и

Глава 3

Примеры решения задач для выполнения курсовой работы

3.1. Дисперсионный состав сыпучих материалов

Сыпучий материал представляет собой полидисперсную систему, для оценки, дисперсности которой используются различные характеристики:

- максимальный δ_{\max} , минимальный δ_{\min} , средний δ_{cp} размеры частиц;
- удельная площадь поверхности $F_{y\delta}$ ($\text{м}^2/\text{м}^3$), представляющая отношение поверхности частиц к ее объему и определяемая соотношением:

$$F_{y\delta} = G / \delta; \quad (3.1)$$

-функции распределения массы частиц по их размерам $D(\delta)$ и $R(\delta)$, $R(\delta)$ равна отношению массы частиц, размер которых больше δ , к общей массе частиц. $D(\delta)$ равна отношению массы частиц, размер которых меньше δ , к общей массе частиц;

-функция плотности распределения массы частиц по их размерам $f(\delta)$, определяемая из отношения:

$$f(\delta) = \frac{dD(\delta)}{d\delta} = \left| \frac{dR(\delta)}{d\delta} \right|, \quad (3.2)$$

Для рассмотренных функций справедливы отношения:

$$\begin{cases} D(\delta) + R(\delta) = 1, \\ \int_{\delta_{\min}}^{\delta_{\max}} f(\delta) d\delta = 1. \end{cases} \quad (3.3)$$

Для аналитического описания функций распределения используют различные уравнения. Наибольшее распространение получило уравнение Розина-Раммлера:

$$R = \exp(-b\delta^n), \quad (3.4)$$

где b и n – эмпирические константы.

Для описания дисперсионного состава материала, измельчаемого в

шаровой мельнице, используют более упрощенную формулу:

$$R = \exp(-3\delta / \delta_{ном}), \quad (3.5)$$

где δ - текущий размер частиц, изменяющийся от 0 до $\delta_{ном}$; $\delta_{ном}$ - номинальный размер частиц, отвечающий условию $R(\delta_{ном}) = 0,05$. На практике $\delta_{ном}$ принимают за максимальный размер частиц δ_{max} на выходе из мельницы.

Зная $R(\delta)$, можно найти δ_{cp} и $F_{y\delta}$:

$$\delta_{cp} = \int_0^{\delta_{max}} \delta dR(\delta); \quad (3.6)$$

$$F_{y\delta} = \int_0^{\delta_{max}} \frac{G}{\delta} dR(\delta). \quad (3.7)$$

При расчете по уравнению (3.7) полагают, что доля частиц размером меньше 1×10^{-6} м пренебрежимо мала.

Для материалов, измельченных в шаровой мельнице, $F_{y\delta}$ рекомендуют определять по уравнению:

$$F_{y\delta} = \frac{41,4}{\delta_{ном}} \lg(\delta_{ном} \cdot 10^6 / 5,47). \quad (3.8)$$

3.1.1. Примеры решения задач

ПРИМЕР 1. Построить функцию распределения $R(\delta)$ по опытным данным, полученным при рассеивании измельченного материала массой 0,1 кг через последовательный набор сит (от большего к меньшему). Массы остатков на каждом сите в зависимости от диаметров отверстий приведены ниже.

Диаметр отверстия сита, м:	0,016	0,012	0,008	0,006	0,002
Масса остатка, кг:	0	0,015	0,02	0,015	0,03

РЕШЕНИЕ. Следуя определению и считая диаметр отверстия сита граничным размером частиц, найдем значение функции $R(\delta)$ для каждого граничного размера:

$$R(0,016) = \frac{0}{0,1} = 0;$$

$$R(0,012) = \frac{0 + 0,015}{0,1} = 0,15;$$

$$R(0,008) = \frac{0 + 0,015 + 0,02}{0,1} = 0,35;$$

$$R(0,006) = \frac{0 + 0,015 + 0,02 + 0,015}{0,1} = 0,5;$$

$$R(0,002) = \frac{0 + 0,015 + 0,02 + 0,015 + 0,03}{0,1} = 0,8.$$

По расчетным величинам строим график функции $R(\delta)$ (рис. 3.1).

ПРИМЕР 2. Определить массу материала с размером частиц, меньшим 0,005 м, содержащуюся в 100 т щебня, если известна его дисперсионная характеристика, заданная в виде функции $R(\delta)$ (см. рис. 3.1).

РЕШЕНИЕ. По графику (см. рис. 3.1) $R(0,005) = 0,56$. Согласно уравнениям (3.3) $D(0,005) = 1 - 0,56 = 0,44$, тогда искомая величина будет $m = 100 \cdot 0,44 = 44$ т.

ПРИМЕР 3. Построить функцию $D(\delta)$ по заданной в виде графика функции $R(\delta)$ (см. рис. 3.1).

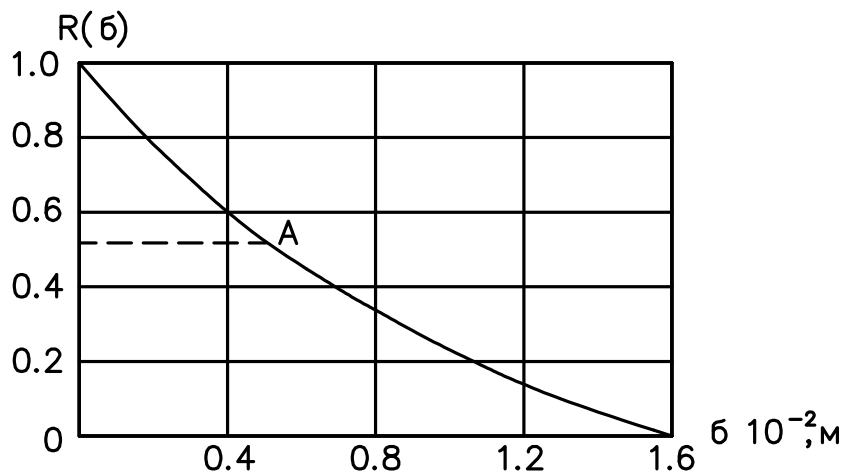


Рис.3.1. Функции распределения массы частиц по размерам

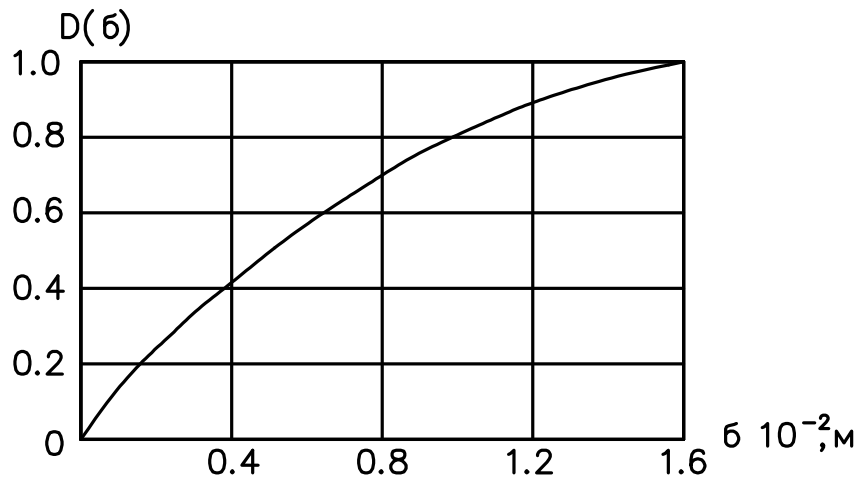


Рис.3.2.Функции распределения массы частиц по размерам

РЕШЕНИЕ. Из уравнений (3.3) следует, что $D(\delta) = 1 - R(\delta)$. Тогда:

$$D(0,016) = 1 - 0 = 1;$$

$$D(0,012) = 1 - 0,15 = 0,85;$$

$$D(0,008) = 1 - 0,35 = 0,65;$$

$$D(0,006) = 1 - 0,5 = 0,5;$$

$$D(0,002) = 1 - 0,8 = 0,2.$$

По расчетным величинам строим график функции $D(\delta)$ (рис. 3.2).

ПРИМЕР 4. Построить график функции плотности распределения $f(\delta)$ по заданной в виде графика функции $D(\delta)$ (рис. 3.3, а).

РЕШЕНИЕ. Согласно уравнению (3.2) продифференцируем графическую кривую $D(\delta)$. Для этого выберем полюс (для удобства счета по координате δ) $n = 2 \cdot 10^{-3}$ м. На заданной кривой $D(\delta)$ наметим точки и построим к этим точкам касательные. Проведем из полюса линии параллельно касательным. Отрезки, отсекаемые линиями на оси $D(\delta)$, будут соответствовать значениям функции $f(\delta)$ (рис. 3.3, б), причем в 1 мм ординаты $f(\delta)$ будут содержаться:

$$\frac{D(\delta)}{n \cdot A} = \frac{1}{2 \cdot 10^{-3} \cdot A} = \frac{0,5 \cdot 10^3}{A} \left[\frac{1}{\text{м}} \right].$$

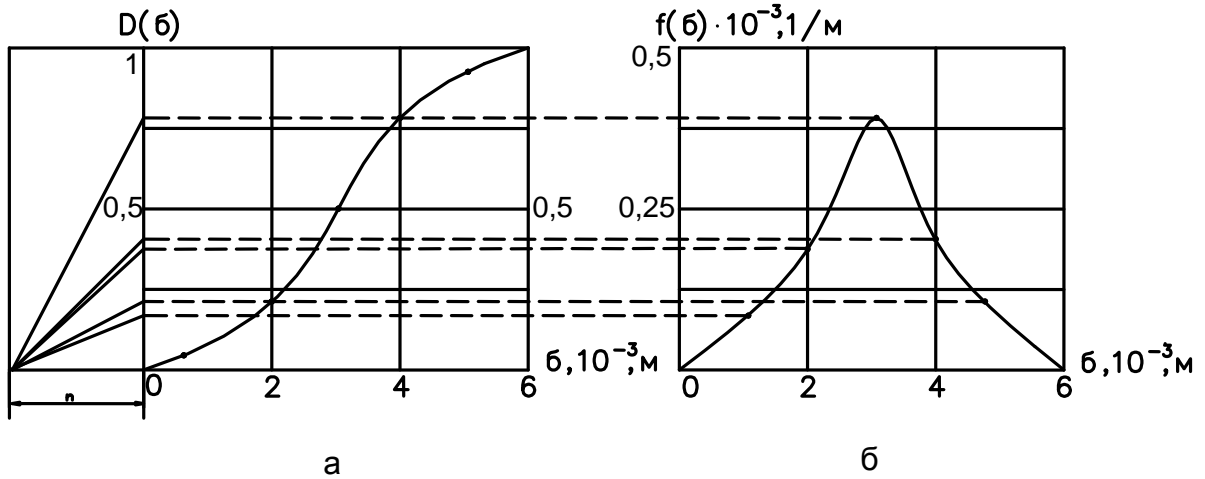


Рис. 3.3. Нахождение функции плотности распределения массы частиц по размерам $f(\delta)$

ПРИМЕР 5. Измельченный материал, для которого задана функция $R(\delta)$ (рис. 3.1), разделяется на грохоте на две фракции. Надрешетный продукт ($\delta > 0,005$ м) возвращается на доизмельчение, а подрешетный ($\delta < 0,005$ м) отправляется в мельницу. Найти функции распределения надрешетного $R(\delta_n)$ и подрешетного $R(\delta_n)$ продуктов. Эффективность разделения на грохоте считать равной единице.

РЕШЕНИЕ. На рис. 3.1 находим точку A , соответствующую $\delta = 0,005$ м, и через нее проводим горизонтальную линию, которая делит ординату R на два отрезка. Если величину каждого отрезка выразить через 1, то полученные выше и ниже горизонтальной пунктирной линии графики будут представлять собой искомые функции (рис.3.4).

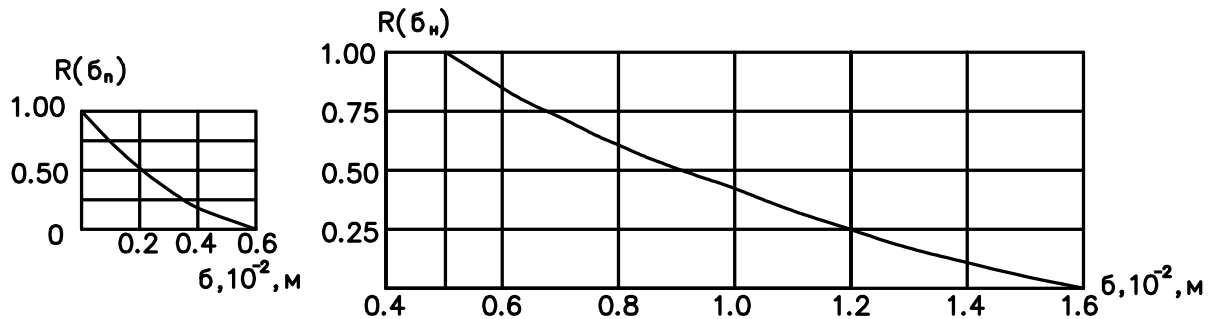


Рис. 3.4 Функции распределения $R(\delta)$ продуктов, полученных при грохочении

ПРИМЕР 6. В бункер-усреднитель двумя транспортерами с производительностями $G_1=45$ т/ч и $G_2=105$ т/ч загружается измельченный

материал с разными дисперсионными характеристиками $R_1(\delta)$ (рис. 3.5, а) и $R_2(\delta)$ (рис. 3.5, б). Требуется найти дисперсионную характеристику $R_3(\delta)$ для материала, выходящего из бункера.

РЕШЕНИЕ. За час непрерывной работы массы материалов m_1 и m_2 , подаваемые транспортерами, и выходящая из бункера масса m_3 составляют соответственно 45 и 105 т; $m_3 = m_1 + m_2 = 150$ т. Этим величинам соответствуют значения функции: $R_1(0) = 1; R_2(0) = 1; R_3(0) = 1$.

Теперь определим значения тех же величин для частиц, размер которых больше $5 \cdot 10^{-3}$ м:

$$\begin{aligned} m_1 &= 45 \cdot 0,73 = 32,85 \text{ (т)}; & m_3 &= 32,85 + 61,95 = 94,8 \text{ (т)}; \\ m_2 &= 105 \cdot 0,59 = 61,95 \text{ (т)}; & R_3 &= (5 \cdot 10^{-3}) = \frac{94,8}{150} = 0,63; \end{aligned}$$

При размере частиц, большем $10 \cdot 10^{-3}$ м, соответственно имеем:

$$\begin{aligned} m_1 &= 45 \cdot 0,25 = 11,25; & m_3 &= 11,25 + 31,5 = 42,75; \\ m_2 &= 105 \cdot 0,3 = 31,5; & R_3(10 \cdot 10^{-3}) &= \frac{42,75}{150} = 0,28; \end{aligned}$$

большем $12 \cdot 10^{-3}$ м:

$$\begin{aligned} m_1 &= 0; & m_3 &= 0 + 23,1 = 23,1; \\ m_2 &= 105 \cdot 0,22 = 23,1; & R_3(12 \cdot 10^{-3}) &= \frac{23,1}{150} = 0,15; \end{aligned}$$

большем $15 \cdot 10^{-3}$ м:

$$\begin{aligned} m_1 &= 0; & m_3 &= 0 + 12,6 = 12,6; \\ m_2 &= 105 \cdot 0,12 = 12,6; & R_3(15 \cdot 10^{-3}) &= \frac{12,6}{150} = 0,084. \end{aligned}$$

По расчетным величинам строим график функции $R_3(\delta)$ (см. рис. 3.5., в).

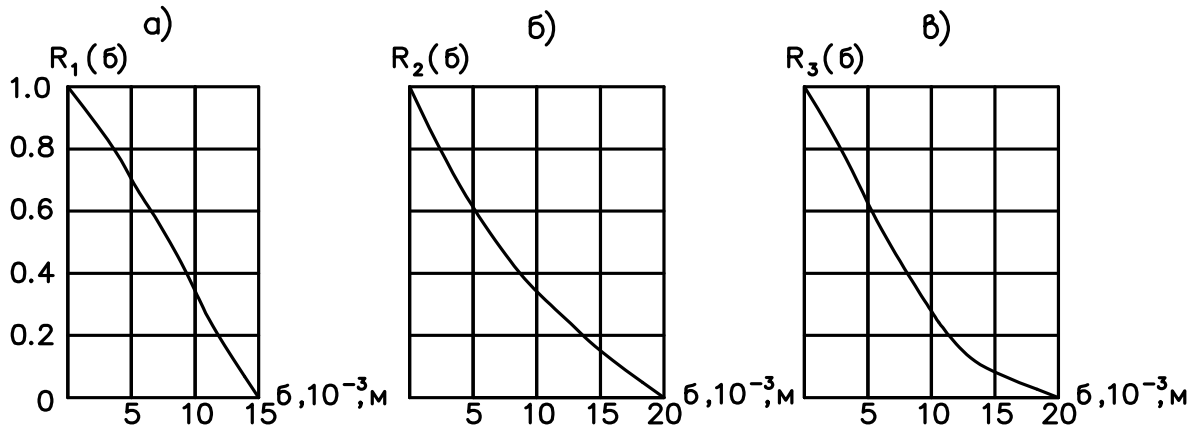


Рис. 3.5. Функция распределения $R_3(\delta)$ при смешении продуктов, имеющих дисперсионные характеристики $R_1(\delta)$ и $R_2(\delta)$

ПРИМЕР 7. Дана дисперсионная характеристика материала в виде функции $R(\delta)$ (рис.3.6). Найти средний размер частиц δ_{cp} .

РЕШЕНИЕ. Кривую (см. рис. 3.6) разобьем на отдельные прямые участки и, измеряя для каждого отрезка ΔR_i и δ_i , рассчитаем по уравнению (3.6):

$$\delta_{cp} = \Delta R_1 \delta_1 + \Delta R_2 \delta_2 + \Delta R_3 \delta_3 + \Delta R_4 \delta_4 = (0,05 \cdot 75 + 0,33 \cdot 53 + 0,46 \cdot 27 + 0,16 \cdot 8) \cdot 10^{-6}$$

$$= 35 \cdot 10^{-6} \text{ м.}$$

К выбранным точкам строим касательные и находим ΔR_i для соответствующего δ_i .

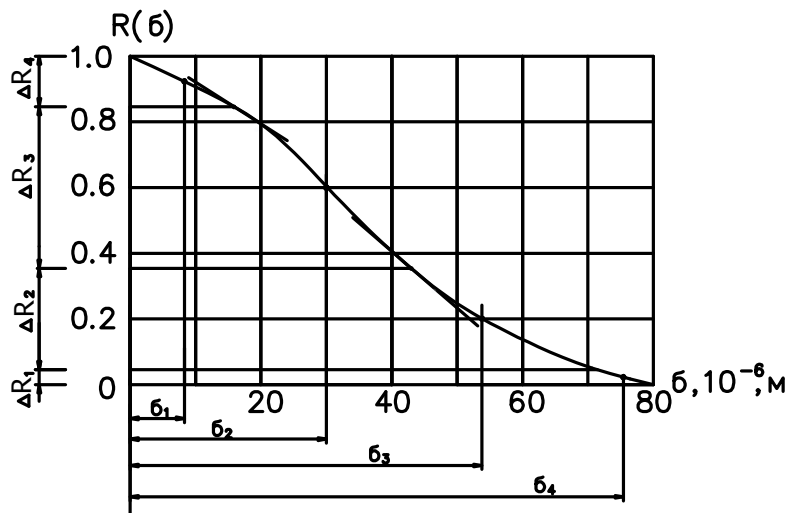


Рис. 3.6. Определение среднего размера частиц

3.2. Машины для измельчения твердых материалов

Измельчение называют процессом механического разрушения твердых тел под действием внешних сил. Эффективность этого процесса определяется способом приложения силы к дробимому телу. На практике широко используются три основных способа приложения силы к дробимому телу: раздавливание, удар и истирание; при математическом описании каждого из них применяются различные прочностные характеристики материалов.

При способах измельчения, основанных на раздавливании, такими характеристиками являются предел прочности при сжатии $\sigma_{сж}$ и модуль упругости E .

Величины $\sigma_{сж}$ и E определяются при сжатии на прессе образцов кубической формы с ребром 50 мм. Однако образцы, взятые из различных карьеров или пластов, часто имеют разные значения $\sigma_{сж}$ и E , поэтому при расчетах желательно пользоваться значениями $\sigma_{сж}$ и E для конкретного материала.

По величине $\sigma_{сж}$ измельченные материалы разделяют на мягкие ($\sigma_{сж} < 80\text{МПа}$), средней прочности ($\sigma_{сж} = 80\dots150\text{МПа}$), прочные ($\sigma_{сж} = 150\dots250\text{МПа}$) и очень прочные ($\sigma_{сж} > 250\text{МПа}$).

С увеличением размеров измельчаемого куса прочность его уменьшается. Это объясняется наличием в кусе трещин и локальных концентраций напряжений. Учитывается это умножением $\sigma_{сж}$ на коэффициент K_{σ} , зависимость которого от размера куса δ показана на рис.3.7.

При описании процессов измельчения, основанных на ударе, необходимо использовать такую характеристику прочности материала, как прочность на разрыв. Однако вследствие недостаточного количества данных об измельчении ударом мы вынуждены пользоваться приближенными моделями измельчения, базирующимися на уже известных характеристиках $\sigma_{сж}$ и E .

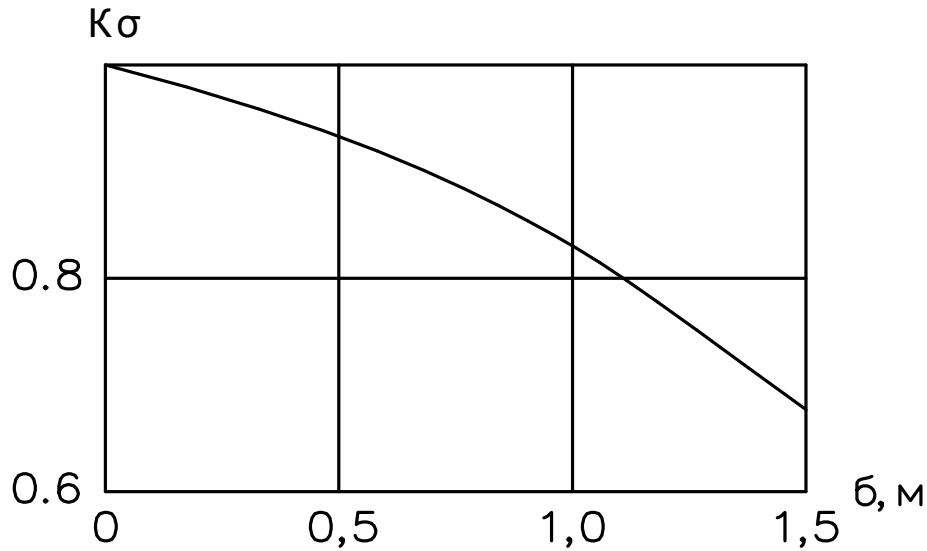


Рис. 3.7. Зависимость коэффициента K_σ от размера кусков δ

В процессах тонкого измельчения, например помолы, основанных на ударе и истирании, анализ механизма разрушения частиц твердого материала очень сложен, поэтому в качестве прочностной характеристики материала используют зависимость прироста удельной площади поверхности измельчаемого материала $F_{уд}$ ($\text{м}^2/\text{м}^3$) от удельного расхода энергии $\mathcal{E}_{уд}$ (Дж/кг). Эта связь при конкретном способе измельчения устанавливается опытным путем (рис. 3.8).

Машины для измельчения твердого материала по принципу его разрушения можно разделить на три группы: раздавливающего, ударного и ударно-истирающего действия.

К первой группе относятся двухвалковые дробилки с гладкими валками ДГ, двухвалковые дробилки с рифлеными валками ДДЗ, щековые дробилки с зубчатыми валками ДДЗ, щековые дробилки со сложным движением щеки ЩДС, конусные дробилки крупного дробления ККД и КРД, конусные дробилки среднего дробления и конусные дробилки мелкого дробления КМД. Ко второй группе относятся молотковые дробилки М, к третьей – шаровые барабанные мельницы для сухого ШБМ и мокрого МШР помолов.

Наряду с этим машины первой и второй групп классифицируются по следующим характеристикам: производительность G ; пределу прочности при сжатии $\sigma_{сж}$ (поскольку в каждой машине можно измельчать материалы с прочностью, не превышающей установленную); максимальному размеру загружаемого куска $\delta_{н.мах}$; степени измельчения i . Они применяются для измельчения крупнокусковых материалов до конечного размера 2...3 мм. Одной из основных характеристик измельчающей способности этих

машин является степень измельчения:

$$i = \frac{\delta_{н.ср}}{\delta_{к.ср}}, \quad (3.9)$$

где $\delta_{н.ср}$ и $\delta_{к.ср}$ - соответственно средние размеры частиц материала на входе и выходе из машины.

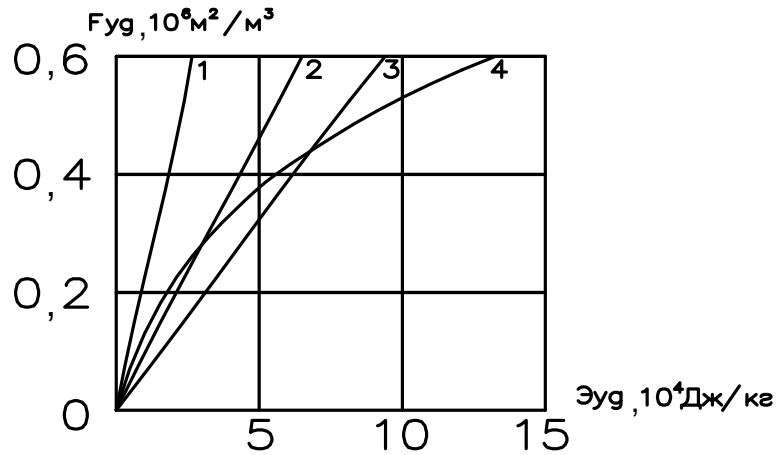


Рис. 3.8 Зависимость прироста удельной поверхности $F_{уд}$ от удельного расхода энергии $\mathcal{E}_{уд}$ материалов:

1 – апатит, гипс, известняк средней плотности и пористый; 2 – известняк высокой плотности, мергель; 3 – гранит высокой плотности; 4 – каменный уголь (антрацит)

Величины $\delta_{ср}$ находятся из дисперсионных характеристик материала $R(\delta)$ по уравнению (3.6) $R(\delta_{н})$ задается в исходных данных, а $R(\delta_{к})$ определяется по рис. 3.9 в зависимости от отношения размера конечного куска δ к ширине a разгрузочной щели дробилки. Данные характеристики описывают дисперсионный состав только той массы материала, размеры кусков которой до измельчения были больше a .

Выбор машины раздавливающего или ударного действия можно сделать ориентировочно по табл.3.1, где машины расположены в основном в порядке убывания их максимальной производительности при условии $\delta_{н.мах} = const$.

При выборе машины ударно-истирающего действия (шаровых мельниц) следует придерживаться рекомендаций, согласно которым начальный размер загружаемых кусков материала не должен превышать 6 мм.

Таблица 3.1

Ориентировочные данные для выбора машин раздавливающего и ударного действия.

Характеристика машины	Тип машины					
	Молотковые	Конусные	Валковые			Щековые
			Зубчатые валки	Рифленые валки	Гладкие валки	
σ_{\max} , МПа	80	350	80	250	400	350
$\delta_{\text{н макс}}$, М	0,6	1,2	1,2	0,06	0,075	1,3
i	10...30	4...8	6...10	3...5	3...5	4...6

3.2.1. Валковые, щековые и конусные дробилки

Основные параметры этих дробилок приведены в табл. 3.2 ... 3.4.

Для валковых дробилок с гладкими и рифлеными валками величина максимального размера куса зависит от величины зазора между валками a и может быть рассчитана по уравнению:

$$\delta_{\text{н макс}} = \frac{D(1-f)+a}{f}. \quad (3.10)$$

Производительность валковых дробилок находится из уравнения:

$$G = aL\omega\rho_n\mu, \quad (3.11)$$

где L – длина валка, м; ω – окружная скорость валка, м/с; ρ_n – насыпная плотность материала, кг/м³; μ – коэффициент разрыхления, характеризующий степень заполнения между валками материалом. Для дробилок с гладкими и рифлеными валками $\mu = 0,25$, для дробилок с зубчатыми валками $\mu = 0,5 - 1,12a$.

Производительность щековых и конусных дробилок пока не имеет удовлетворительного математического описания. Величина ее определяется путем испытаний машин при измельчении материалов средней прочности и при расчетах корректируется путем умножения на коэффициент размолоспособности K_p . Для мягких материалов $K_p = 1,2$, для материалов средней прочности $K_p = 1$, для прочных $K_p = 0,9$, для очень прочных $K_p = 0,8$.

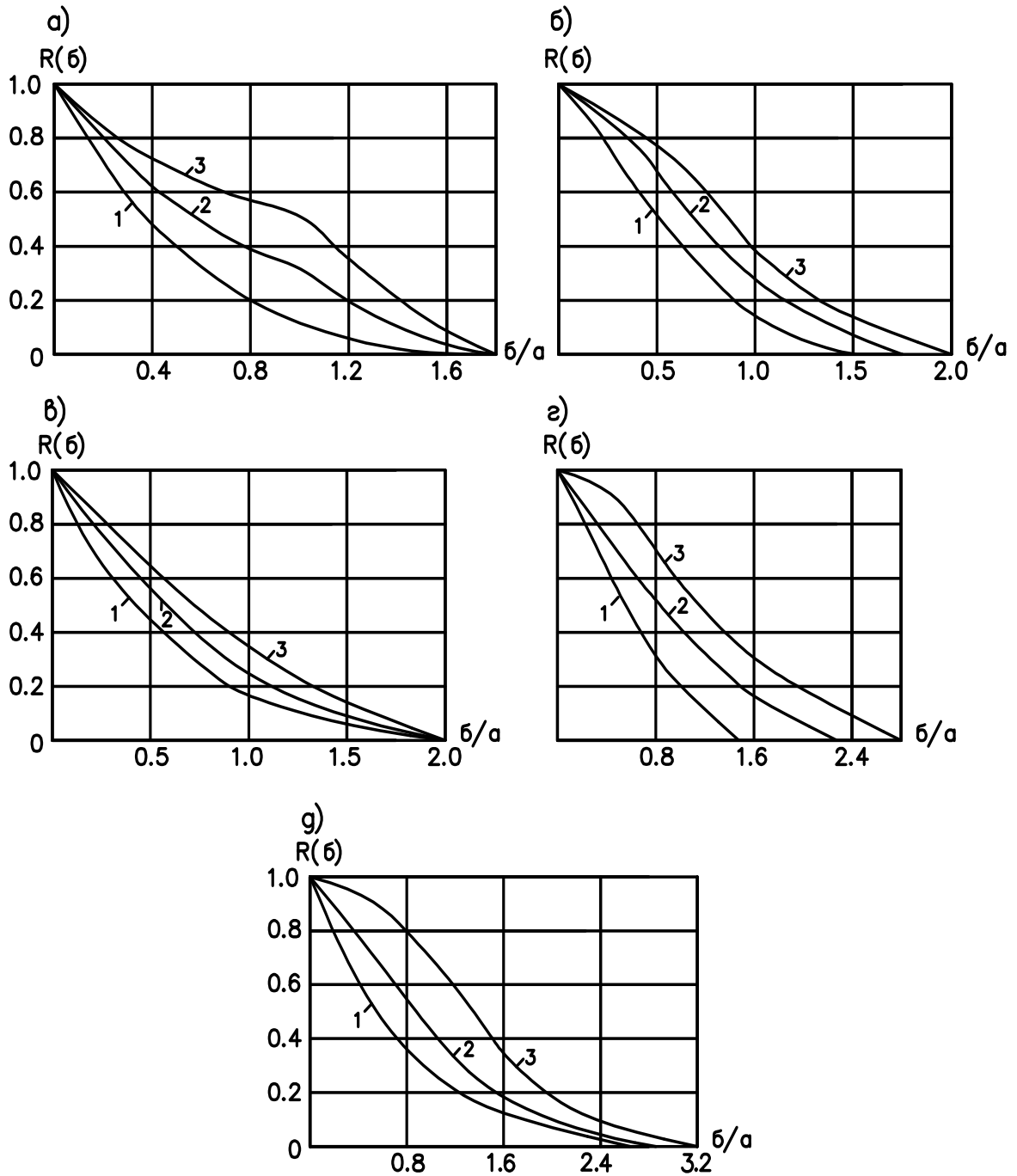


Рис. 3.9. Характеристики дисперсионного состава продуктов дробления после валковой дробилки (а), щековой дробилки (б), конусной дробилки крупного дробления (в), конусной дробилки среднего дробления (г), конусной мелкого дробления (д) для материалов: 1 – мягких; 2 – средней прочности; 3 – прочных и очень прочных, где D – диаметр валка, м; a – зазор между валками, м; f – коэффициент захвата (для гладких валков $f = 0,954$, для рифленых $f = 0,92$).

В табл. 3.3 и 3.4 величины производительности щековых и конусных дробилок крупного и мелкого дробления соответствуют определенной ширине разгрузочной щели a . Пересчет производительности на другую величину a (с учетом коэффициента размолоспособности) осуществляется по формуле:

$$V_a = V \cdot K_p \left(1 + \frac{\Delta a}{a} \right), \quad (3.12)$$

где V – величина производительности дробилки, взятая из таблицы 3.3 или 3.4; Δa – изменение ширины разгрузочной щели.

Если при анализе механизма разрушения твердого тела предположить, что при сжатии куска кубической формы до деформаций, превышающих допустимые, в нем образуется только одна трещина и на каждую последующую трещину затрачивается точно такая же работа, то уравнение для расчета мощности дробления запишется в следующем виде:

$$N = \frac{3(K_\sigma \cdot \sigma_{сж})^2 \cdot G}{2E\rho_m} (i - 1), \quad (3.13)$$

где K_σ – коэффициент прочности куска (см. рис 3.7); $\sigma_{сж}$ – предел прочности материала при сжатии, Па; E – модуль упругости материала, Па; G – производительность, кг/с; ρ_m – плотность материала, кг/м³; i – степень измельчения.

Для дробилок типов ДГ и ДР величина $\delta_{n, max}$ дана при минимальном зазоре между валками a .

Таблица 3.2

Основные параметры валковых дробилок с гладкими, рифлеными и зубчатыми валками

Тип дробилки	Размеры валков		Размеры загружаемого куска $\delta_{н\text{ макс}}$, мм	Зазор между валками a , мм	Частота вращения валка n , с^{-1}	Мощность электродвигателя $N_{\text{дв}}$, кВт
	D, мм	L, мм				
1	2	3	4	5	6	7
ДГ-400×250	400	250	20	2...12	2,38 3,33 4,76	8
ДГ-600×400	600	400	30	2...14	2,00 2,50 3,16	22
ДГ-800×500	800	500	40	4...16	1,20 1,66 2,42	30
ДГ-1000×550	1000	550	50	4...18	0,95 1,50 1,92	40
ДГ-1500×600	1500	600	75	4...20	0,63 1,00 1,26	55
ДГ-400×250	400	250	40	5...20	2,00 3,00 4,00	8
ДГ-600×400	600	400	60	10...30	1,66 2,16 2,66	22
ДДЗ-4	400	500	100	15...65	1,06	10
ДДЗ-6	630	800	400	30...80	0,83	20
ДДЗ-10	1000	1250	400	65...130	0,60	55
ДДЗ-16	1600	2000	1200	130...200	0,5	315

**Основные параметры щековых дробилок со сложным движением щеки
(ГОСТ 7084-80)**

Тип дробилки	Размер загружаемого куска $\delta_{н\text{ макс}}$, мм	Ширина разгрузочной щели a , мм	Диапазон регулирования разгрузочной щели Δa , мм	Производительность V , м ³ /с	Мощность электродвигателя $N_{дв}$, кВт
ЩДС-1,6×2,5	130	30	±15	0,0007	7
ЩДС-2,5×4	210	40	±20	0,0019	17
ЩДС-2,5×9	210	40	±20	0,0039	40
ЩДС-4×6	340	60	±30	0,0042	40
ЩДС-6×9	500	100	±25	0,0153	75
ЩДС-4×9	340	60	±30	0,0064	55
ЩДС-9×12	700	130	±30	0,0444	100
ЩДС-12×15	1000	150	±40	0,0778	160
ЩДС-15×21	1300	180	±50	0,1528	250

Мощность электродвигателя привода дробилки определяем из уравнения:

$$N_{дв} = \frac{N}{\eta_o \eta_n}, \quad (3.14)$$

где η_o – КПД дробилки ($\eta_o = 0.7$ – для валковых дробилок с гладкими и рифлеными валками; $\eta_o = 0.5$ – для валковых дробилок с зубчатыми валками; для щековых и конусных дробилок η_o можно определить с помощью рис. 3.10); η_n – КПД механической передачи ($\eta_n = 0.9$).

Если рассчитанная по уравнению (3.14) величина $N_{дв}$ окажется выше указанной в табл. 3.2 ... 3.4, необходимо уменьшить подачу материала в дробилку или увеличить ширину разгрузочного отверстия.

Таблица 3.4

Основные параметры конусных дробилок крупного, среднего и мелкого дробления (ГОСТ 6937-91)

Тип дробилки	Размер загружаемого куска $\delta_{н\max}$, мм	Ширина разгрузочной щели a , мм	Диапазон регулирования разгрузочной щели Δa , мм	Производительность V , м ³ /с	Мощность электродвигателя $N_{дв}$, кВт
ККД-500/75	400	75	±11	0,0416	132
ККД-900/140	750	140	±20	0,1190	250
ККД-1000/150	1000	150	±22	0,1890	315
ККД-1500/180	1200	180	±27	0,3610	400
ККД-1500/300	1200	300	±45	0,7220	400
КРД-300/60	400	60	±9	0,0550	200
КРД-700/75	550	75	±11	0,1110	250
КРД-900/100	750	100	±15	0,1890	400
КСД-600Гр	60	12...35	-	0,0039...0,0097	0
КСД-600Т	40	5...15	-	0,0014...0,0042	30
КСД-900Гр	100	15...40	-	0,0083...0,0125	55
КСД-900Т	60	5...20	-	0,0022...0,0111	55
КСД-1200Гр	150	20...50	-	0,0194...0,0292	75
КСД-1200Т	100	10...25	-	0,0105...0,0236	75
КСД-1750Гр	200	25...60	-	0,0444...0,0833	160
КСД-1750Т	160	15...30	-	0,0250...0,0500	160
КСД-2200Гр	300	30...60	-	0,0940...0,1611	250
КСД-2200Т	250	15...30	-	0,0472...0,0944	250
КМД-1200Т	40	3	9	0,0067	75
КМД-1750Т	70	5	10	0,0222	160
КМД-2200Т	80	5	10	0,418	250

3.2.2. Примеры задач

ПРИМЕР 8. Сделать предварительный подбор машины для первой стадии измельчения материала с начальным размером куска $\delta_{н\max} = 1,2$ м, насыпной плотностью $\rho_n = 1800$ кг/м³ и пределом прочности при сжатии $\sigma_{сж} = 250$ МПа. На измельчение подается $G = 400$ т/ч материала.

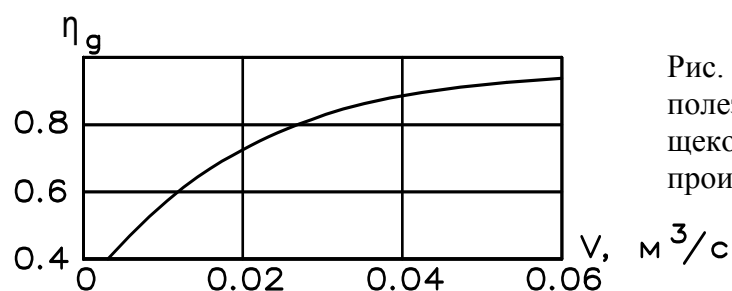


Рис. 3.10 Зависимость коэффициента полезного действия конусных и щековых дробилок от их объемной производительности V .

РЕШЕНИЕ. Согласно табл. 3.1, конусные, валковые с зубчатыми валками и щековые дробилки могут измельчать материал с $\delta_{n, \max} = 1,2$ м. Учитывая предел прочности материала $\sigma_{сжс} = 250$ МПа, из этого ряда исключаем валковую дробилку с зубчатыми валками. Следующий ориентир для выбора дробилки – ее производительность.

Исходная объемная производительность равна:

$$V = \frac{G}{\rho_n} = \frac{400 \cdot 1000}{3600 \cdot 1800} = 0,062 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Из табл. 3.3 и 3.4 видно, что такую производительность могут обеспечить две машины: ККД-1500/180 и ЩДС-15×21. Дробилка ККД-1500/180 имеет $V = 0,361 \text{ м}^3/\text{с}$ при $N_{\text{дв}} = 400$ кВт, дробилка ЩДС-15×21 имеет $V = 0,1528 \text{ м}^3/\text{с}$ при $N_{\text{дв}} = 250$ кВт. Сопоставляя эти данные, выбираем дробилку ЩДС-15×21.

ПРИМЕР 9. Сделать предварительный подбор машины для первой стадии измельчения материала с начальным размером куска $\delta_{n, \max} = 0,5$ м; насыпной плотностью $\rho_n = 1800 \text{ кг}/\text{м}^3$ и пределом прочности при сжатии $\sigma_{сжс} = 250$ МПа. На измельчение подается $G = 220$ т/ч материала, дисперсионная характеристика которого представлена на рис. 28, а.

РЕШЕНИЕ. Согласно табл. 3.1, измельчение материала при $\delta_{n, \max} = 0,5$ м и $\sigma_{сжс} = 250$ МПа можно осуществить в конусной и щековой дробилках. По заданной объемной производительности:

$$V = \frac{220 \cdot 1000}{3600 \cdot 1800} = 0,034 \text{ м}^3/\text{с},$$

и данным табл. 3.3 и 3.4 можно предварительно выбрать две дробилки: КРД-700/75 с $V = 0,111 \text{ м}^3/\text{с}$ и $N_{\text{дв}} = 250$ кВт и ЩДС-9×12 с $V = 0,0444 \text{ м}^3/\text{с}$ и $N_{\text{дв}} = 100$ кВт.

Данным задачи удовлетворяет дробилка типа ЩДС-9×12. Но возможен более экономичный вариант. Если перед загрузкой материала в щековую дробилку осуществить предварительное грохочение, позволяющее отправить материал мелкой фракции сразу на вторую стадию измельчения и, следовательно, уменьшить подачу материала в дробилку первой стадии, то можно использовать дробилку ЩДС-6×9 (но $\delta_{n, \max} = 0,5$ м)

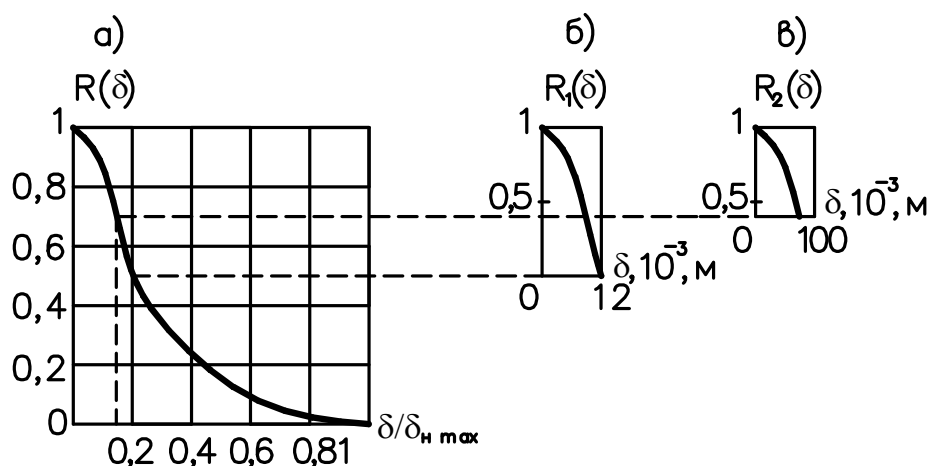


Рис. 3.11. Функция распределения к примерам 22; 24; 25; 26; 28

Ширина разгрузочной щели этой дробилки $\alpha=0,1$ м. На рис. 3.11, а этому размеру соответствует отношение:

$$\delta / \delta_{н max} = \alpha / \delta_{н max} = 0,1 / 0,5 = 0,2 \square,$$

при котором величина $R(0,1) = 0,5$. Следовательно, через дробилку можно пропустить материала $V_1 = R(0,1)$:

$$V = 0,5 \cdot 0,034 = 0,017 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Остальной материал в количестве $V_2 = V - V_1 = 0,034 - 0,017 = 0,017 \text{ м}^3/\text{с}$ пройдет через грохот сразу на вторую стадию измельчения. Производительность дробилки ШДС-6х9 при ширине разгрузочной щели $\alpha=0,1$ м составляет $V_m = 0,0153 \text{ м}^3/\text{с}$. Чтобы пропустить через неё материал $V_1 = 0,017 \text{ м}^3/\text{с}$, следует увеличить ширину щели α . При $K_p = 0,9$ из уравнения (3.12) получим:

$$\Delta\alpha = \alpha \left(\frac{V_1}{V_T V_P} - 1 \right) = 0,1 \left(\frac{0,017}{0,0153 \cdot 0,9} - 1 \right) = 0,023 \text{ м}.$$

Найденная величина $\Delta\alpha$ удовлетворяет табличным данным (см. табл. 3.3).

ПРИМЕР 10. Сделать предварительный подбор машины первой стадии измельчения данного материала с начальным размером куска $\delta_{н max} = 25 \cdot 10^{-3}$ м, насыпной плотностью $\rho_n = 1750 \text{ кг}/\text{м}^3$, пределом прочности при сжатии $R_{сж} = 30 \text{ МПа}$. Материал подается на измельчение с производительностью $G = 10 \text{ т}/\text{ч}$. Конечный размер частиц должен быть

меньше $100 \cdot 10^{-6}$ м.

РЕШЕНИЕ. Согласно табл. 3.1 все типы могут быть использованы для измельчения данного материала. Учитывая низкую прочность материала ($\sigma_{сж} = 30$ МПа), будем ориентироваться на машины типа М и ДДЗ. Согласно табл. 3.12 дробилки типа ДДЗ, удовлетворяющей исходным данным, не существует. Остается молотковая дробилка.

Однако возможно более верное решение. По условию задачи $\delta_k < 100 \cdot 10^{-6}$ м. Значит, последней стадией измельчения является помол, и нет необходимости измельчать материал до размера частиц, меньших $6 \cdot 10^{-3}$. Таким условиям могут удовлетворять валковые дробилки с гладкими валками (см. табл. 3.2), для которых по сравнению с молотковыми дробилками не требуется аспирация и реже необходима замена изношенных частей машин.

Выбор начнем с дробилки ДГ-600х400 (см. табл. 3.2). При величине зазора между валками $\alpha = 4 \cdot 10^{-3}$ м максимальный размер частиц на выходе из дробилки, согласно рис.3.9, а (кривая I), будет:

$$\delta_{k \max} = \alpha (\delta/\alpha) = 4 \cdot 10^{-3} \cdot 1,48 = 5,92 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Определим производительность дробилки по уравнению. Для неё максимальная окружная скорость валка составит:

$$\omega = \pi D n = 3,14 \cdot 0,6 \cdot 3,16 = 5,95 \text{ м/с,}$$

а производительность:

$$G = 4 \cdot 10^{-3} \cdot 0,4 \cdot 5,95 \cdot 1750 \cdot 0,25 = 4,16 \text{ кг/с, или}$$

$$G = 4,16 \cdot 3600/1000 = 15 \text{ т/ч.}$$

Следовательно, выбираем дробилку типа ДГ-600х400.

ПРИМЕР 11. Подобрать машину измельчения гранита средней плотности с начальным размером куска $\delta_{n \max} = 60 \cdot 10^{-3}$ м, пределом прочности при сжатии $\sigma_{сж} = 360 \cdot 10^6$ Па, модулем упругости $E = 7 \cdot 10^{10}$ Па, насыпной плотностью $\rho_n = 1800$ кг/м³, плотностью частиц $\rho_m = 3000$ кг/м³ и дисперсионной характеристикой R (δ_n) (см.рис.3.11,а). Производительность измельчения материала при этом $G = 40$ т/ч. Конечный размер частиц должен быть меньше $20 \cdot 10^{-3}$ м.

РЕШЕНИЕ. Согласно табл. 3.1, данным условиям могут удовлетворять только валковые дробилки с гладкими валками. Выбор начнем с дробилки ДГ-1500х600 (см. табл. 3.2).

Низкая степень измельчения ($i = 60/20 = 3$) позволяет сразу определить величину затвора α между валками. Из графика (рис.3.9, в, кривая 3) находим, максимальная величина δ/α составляет 1,7.

$$\alpha = \delta_{k \max}/(\delta/\alpha) = 20 \cdot 10^{-3}/1,7 = 12 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

По уравнению (3.11) определим производительность дробилки, предварительно рассчитав окружную скорость валка при максимальной частоте его вращения $n = 1,28 \text{ с}^{-1}$ (см. табл. 3.2):

$$\omega = \pi D n = 3,14 \cdot 1,5 \cdot 1,26 = 5,93 \text{ м/с.}$$

Тогда

$$G = 12 \cdot 10^{-3} \cdot 0,6 \cdot 5,93 \cdot 1800 \cdot 0,25 = 19,2 \text{ кг/с, или}$$

$$G = 19,2 \cdot 3600/1000 = 69 \text{ т/ч.}$$

По сравнению с ней машина имеет значительный запас по производительности, поэтому выберем оптимальное значение частоты вращения валков (см. табл. 3.2).

Для $n = 1 \text{ с}^{-1}$: $G = 69 \cdot 1/1,26 = 54,7 \text{ т/ч}$, для $n = 0,65 \text{ с}^{-1}$: $G = 69 \cdot 0,63/1,26 = 34,5 \text{ т/ч}$. Принимаем $n = 1 \text{ с}^{-1}$.

Определим возможность выбора дробилки ДГ-1000х550.

По уравнению 3.10 уточним величину $\delta_{n \max}$:

$$\delta_{\max} = (1(1-0,954) + 12 \cdot 10^{-3})/0,954 = 60,8 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Полученная величина удовлетворяет исходному значению $\delta_{n \max}$.

Определим возможность выбора дробилки ДГ-1000х500. Для неё:

$$\omega = \pi D n = 3,14 \cdot 1 \cdot 1,5 = 4,7 \text{ м/с.}$$

$$G = 12 \cdot 10^{-3} \cdot 0,55 \cdot 4,7 \cdot 1800 \cdot 0,25 = 13,9 \text{ кг/с, или}$$

$$G = 13,9 \cdot 3600/1000 = 50 \text{ т/ч.}$$

Следовательно, выбираем дробилку типа ДГ-1000х550 с шириной зазора $\alpha = 12 \text{ мм}$ и частотой вращения валков $n = 1,5 \text{ с}^{-1}$.

Рассчитаем мощность дробилки по уравнениям (3.13) и (3.14), определив предварительно степень измельчения.

Из графика (рис. 3.11, б) той части материала, которая пройдет через зазор между валками ($\alpha = 12 \cdot 10^{-3} \text{ м}$) и не изменится.

Величина $\delta_{н\text{ ср}} = 16,38 \cdot 10^{-3}$ м.

Функцию $R_I(\delta_n)$ (см. рис. 3.11, а) путем отсечения верхушки кривой при $R_I(12 \cdot 10^{-3}) = 0,5$ (см. пример 5).

Таким образом, на выходе из дробилки половина материала будет иметь дисперсионную характеристику в виде функции, изображенной на рис. 3.9, а (кривая 3). Сложив эти две кривые (см. пример 6), получим дисперсионную характеристику конечного продукта $R(\delta_k)$ и $\delta_{к\text{ ср}}$. Величина $\delta_{к\text{ ср}} = 8 \cdot 10^{-3}$ м.

Из уравнения (3.9) $i = 16,38 \cdot 10^{-3} / 8 \cdot 10^{-3} = 2,05$.

Следовательно, при $K_\delta = 1$, $G = 50$ т/ч, или 13,9 кг/с, мощность двигателя дробилки будет:

$$N_{\text{дв}} = \frac{3(1 \cdot 360 \cdot 10^6)^2 \cdot 13,9}{2 \cdot 7 \cdot 10^{10} \cdot 3000} (2,05 - 1) \frac{1}{0,7 \cdot 0,9} = 22688 \text{ Вт.}$$

По данным табл. 3.2, $N_{\text{дв}} = 40$ кВт, что удовлетворяет необходимой величине мощности.

ПРИМЕР 12. Подобрать машину для первой стадии измельчения пористого известняка с начальным размером куска $\delta_{н\text{ max}} = 0,75$ м, пределом прочности при сжатии $\sigma_{сж} = 75 \cdot 10^6$ Па, модулем упругости $E = 3 \cdot 10^{10}$ Па, насыпной плотностью $\rho_n = 1200$ кг/м³, плотностью частиц $\rho_m = 2600$ кг/м³ и дисперсионной характеристикой $R(\delta_n)$ (см. рис. 3.28, а). Производительность измельчения материала при этом $G = 100$ т/ч. Конечный размер частиц должен быть меньше $25 \cdot 10^{-3}$ м.

РЕШЕНИЕ. Из табл. 3.1 выбираем валковую дробилку с зубчатыми волками, по табл. 3.2 определяем тип дробилки – это ДДЗ-16.

По уравнению (3.11) вычисляем производительность дробилки, приняв величину зазора между валками $\alpha = 0,13$ м и окружную скорость валка:

$$\omega = \pi D n = 3,14 \cdot 1,6 \cdot 0,5 = 2,5 \text{ м/с.}$$

Тогда:

$$G = 0,13 \cdot 2 \cdot 2,5 \cdot 1200 (0,5 - 1,12 \cdot 0,13) = 272 \text{ кг/с, или}$$

$$G = 272 \cdot 3600 / 1000 = 982 \text{ т/ч.}$$

Поскольку полученная производительность на порядок больше, будем выбирать машину среди щековых дробилок (см. табл. 3.1).

По заданной объемной производительности:

$$V = 100 \cdot 1000 / (3600 \cdot 1200) = 0,041 \text{ м}^3/\text{с},$$

и данным табл. 3.3 выбираем дробилку типа ЩДС-9х12.

С учетом минимальной ширины разгрузочной щели и коэффициента размолосопособности $K_p=1,2$ определим её производительность:

$$V = 0,044 \cdot 1,2 \left(1 - \frac{0,03}{0,13} \right) = 0,041 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Дисперсионный состав материала на выходе из дробилки найдем путем сложения двух функций распределения. Из рис.3.11, а следует, что масса материала с размером частиц, меньших 0,1 м (этой величине соответствует абсцисса $0,1/0,75=0,13$), составит 30 %, и её дисперсионный состав опишется функцией $R_2(\delta)$ (рис.3.11, в), полученной путем отсечения верхушки кривой $R(\delta_n)$ при $(0,13) = 0,7$. Тогда 70 % от массы материала на выходе из дробилки будет иметь дисперсионную характеристику, вид которой показан на рис. 3.9,б (кривая 1). Сложив полученные функции (см. пример б) построим дисперсионную характеристику конечного продукта $R(\delta_k)$ (рис. 3.12, а).

Поверочный расчет машины по мощности в данном случае не имеет смысла, поскольку её величина окажется намного ниже величины, указанной в табл. 3.13. Однако такой расчет интересен для выяснения запаса мощности электродвигателя и возможной её замены на менее мощный.

Рассчитаем мощность дробилки по уравнениям (3.13) и (3.14), определив предварительно степень измельчения. Из графиков (рис. 3.11, а и 3.12, а) находим $\delta_{n\text{ ср}} = 0,205 \text{ м}$; $\square \delta_{k\text{ ср}} = 0,06 \text{ м}$ (см. пример 7).

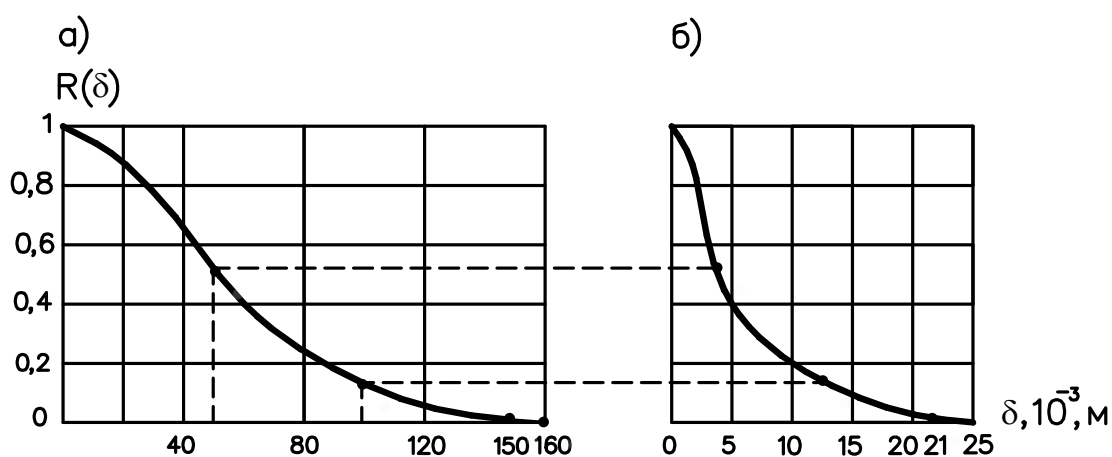


Рис. 3.12. Определение функции $R(\delta)$ продукта, измельченного в молотковой дробилке, а – исходный продукт, б – измельченный продукт.

Тогда из уравнения (3.9) получим:

$$i = 0,205/0,06 = 3,42.$$

Следовательно, при $K_\delta = 0,97$ (см. рис. 3.7). $G = 100 \cdot 1000/3600 = 28$ кг/с и $\eta_g = 0,7$ (см. рис. 3.10) мощность двигателя дробилки:

$$N_{\text{дв}} = \frac{3(0,97 \cdot 75 \cdot 10^6)^2 \cdot 28}{2 \cdot 3 \cdot 10^{10} \cdot 2600} (3,42 - 1) \frac{1}{0,7 \cdot 0,9} = 10947 \text{ Вт.}$$

При выборе дробилки на второй стадии измельчения кривая на рис. 3.12, а будет считаться исходной, т.е. $\delta_{n \text{ max}} = 150 \cdot 10^{-3}$ м.

На второй стадии измельчения, согласно табл. 3.1, выбираем молотковую дробилку. Окончательно решение задачи будет приведено в примере 15.

ПРИМЕР 13. Подобрать машину для первой стадии измельчения известняка высокой плотности с начальным размером куска $\delta_{n \text{ max}} = 40 \cdot 10^{-3}$ м, пределом прочности при сжатии $\sigma_{сж} = 200 \cdot 10^6$ Па, модулем упругости $E = 5 \cdot 10^{10}$ Па, насыпной плотностью $\rho_n = 1800$ кг/м³, плотностью частиц $\rho_m = 2900$ кг/м³, коэффициентом размолоспособности $K_p = 0,85$ и дисперсионной характеристикой $R(\delta_n)$ (см. рис. 3.11, а). Производительность измельчения материала $G = 30$ т/ч. Конечный размер частиц должен быть меньше $0,15 \cdot 10^{-3}$ м.

РЕШЕНИЕ. Согласно табл. 3.1, исходным данным удовлетворяет конусная валковая с рифлеными и с гладкими валками и щековая дробилки.

Из табл. 3.4 выбираем дробилку КМЛ – 1200 Т. Её производительность с учетом коэффициента K_p из уравнения (3.12) равна:

$$V = 0,0067 \cdot 0,85 \left(1 + \frac{0}{3} \right) = 0,0056 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Исходная производительность в тех же единицах составит:

$$V = 30 \cdot 1000 / (3600 \cdot 1800) = 0,0046 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Согласно графику (см. рис. 3.11, а) доля частиц, размер которых меньше $3 \cdot 10^{-3}$ м, не превышает 10 %. Пренебрегая влиянием этой доли на дисперсионный состав конечного продукта, примем в качестве функции $R(\delta_n)$ кривую 3 на рис. 3.9, д.

По условию задачи конечный размер частиц после измельчения выбираем шаровую мельницу. В неё рекомендуется загружать материал

$\delta_{n \max} < 6 \cdot 10^{-3}$ м/ Из графика (см. рис. 3.9, д, кривая 3) следует, что 15% материала, выходящего из дробилки, составят частицы размером больше $6 \cdot 10^{-3}$ м. Эту долю материала необходимо доизмельчать до размера $\delta < 6 \cdot 10^{-3}$ м.

Возможны два варианта доизмельчения. Отобранную на грохоте крупную фракцию материала можно либо вернуть на доизмельчение в валковую дробилку, либо вернуть на доизмельчение в дробилку КМД – 1200Т. Поскольку производительность этой дробилки несколько больше исходной, второй вариант может оказаться более целесообразным. В этом случае полная производительность дробилки составит:

$$V_n = V' + 0,15 \cdot V' + 0,15^2 \cdot V' + 0,15^3 \cdot V' + \dots,$$

где $0,15 \cdot V'$ – доля частиц крупнее 6 мм от исходной производительности; $0,15^2 \cdot V'$ – доля частиц крупнее 6 мм от материала (от $0,15V'$), повторно прошедшего дробилку, и т.д.

Ряд представляет собой убывающую геометрическую прогрессию, для которой сумма первых n членов:

$$V_n = \lim_{n \rightarrow \infty} \frac{V' - 0,15^n V'}{1 - 0,15} = \frac{V'}{1 - 0,15} = \frac{0,0046}{1 - 0,15} = 0,0054 \text{ м}^3/\text{с}$$

Полученное значение производительности не превышает величины, указанной в табл. 3.4, следовательно, останавливаемся на варианте с возвратом в дробилку материала после грохота.

Пренебрегая влиянием на дисперсный состав исходного материала возвращаемой на доизмельчение массы, определим мощность двигателя дробилки.

Из графиков (см. рис. 3.11, а и 3.9, д, кривая 3) находим, что $\delta_{n \text{ ср}} = 11 \cdot 10^{-3}$ м, а $\delta_{k \text{ ср}} = 4,16 \cdot 10^{-3}$ м (см. пример 7). По уравнению (3.9) найдем степень измельчения:

$$i = 11 \cdot 10^{-3} / 4,16 \cdot 10^{-3} = 2,64.$$

Тогда при $K_\delta = 1$ (см. рис. 3.7), $G = V_n \cdot \rho_m = 0,0054 \cdot 1800 = 9,72$ кг/с, $\eta_g = 0,9$ мощность двигателя:

$$N_{\text{дв}} = \frac{3 \cdot (200 \cdot 10^6)^2 \cdot 9,72}{2 \cdot 5 \cdot 10^{10} \cdot 2900} \cdot (2,64 - 1) \cdot \frac{1}{0,4 \cdot 0,9} = 18323 \text{ Вт.}$$

Выбранная дробилка полностью удовлетворяет исходным данным и требуемым условиям измельчения.

На следующей стадии измельчения выбираем шаровую мельницу мокрого помола. Окончательное решение задачи будет приведено в примере 16.

3.2.3. Молотковые дробилки

В настоящее время не существует обоснованного метода расчета и выбора молотковых дробилок, поэтому здесь предлагается упрощенная модель расчета, позволяющая получить приближенные результаты.

Молотковые дробилки (табл. 3.5) подбирают по величине $\delta_{н\ max}$ и производительности G . Однако без ущерба для эффективности измельчения начальный размер загружаемых кусков может быть гораздо меньше установленного для данной машины.

Таблица 3.5

Основные параметры однороторных дробилок
(ГОСТ 7090-72)

Тип дробилки	Размеры ротора		Размер загружаемого куска, $\delta_{н\ max}$, мм	Частота вращения ротора, n^{-1}	Мощность двигателя, $N_{дв}$, кВт	Число рядов молотков, Z_p^x	Тип молотка ^x	Производительность ^{xx} , G , кг/с
	D , мм	L , мм						
М-6-4 М-8-6	600 800	400 600	150 250	20,8 16,6	20 55	6	I	2,8...4, 2 2,8...6, 7
М-13-11 М-13-16	130 0	110 0 160 0	400	12,5	130 210	6	II	28...36 42...56
М-20-20 М-20-30	200 0	200 0 300 0	600	10,0	800 1250	6	III	158...1 83 250...3 33

^x Параметры, не указанные в ГОСТе.
^{xx} По данным заводов-изготовителей.

Если при анализе механизма дробления материала в молотковой дробилке к ограничениям, положенным в основу уравнения (3.13), принять допущения, что взаимодействие молотка и куска происходит по закону абсолютно неупругих тел, при этом молоток – абсолютно упругое тело, а величина напряжений в момент удара не изменяется по глубине куска, то

степень измельчения куска определенной массы можно выразить как:

$$i = \frac{\omega^2 \cdot z \cdot M \cdot \rho_m \cdot E}{3 \cdot \sigma_{сж}^2 (z \cdot M + m)} + 1, \quad (3.15)$$

где ω – окружная скорость ротора по вершинам молотков, м/с; M – масса идеального молотка (сконцентрированная в точке удара), кг; z – число молотков одновременно ударяющих по куску (рис. 3.12); $m = \rho_m \cdot \delta^3$ – масса куска, кг.

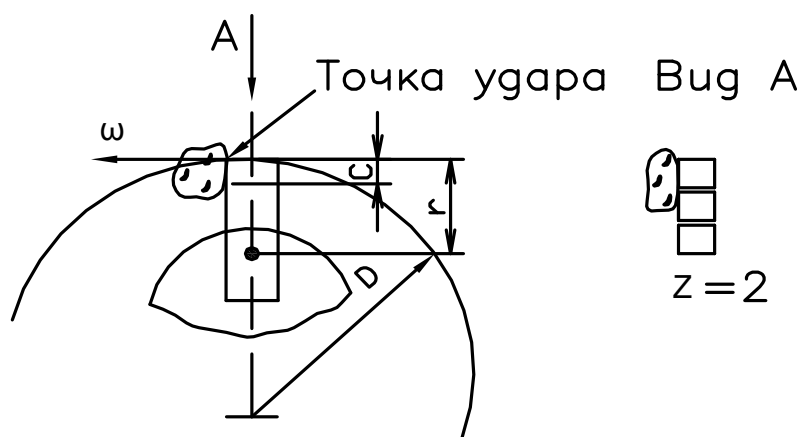


Рис. 3.13. Схема взаимодействия куска материала с молотками.

Масса идеального молотка находится из равенства моментов инерции относительно оси подвеса идеального и реального молотков.

$$I = I_p = M \cdot r^2. \quad (3.16)$$

Типы молотков, рекомендуемые для молотковых дробилок (см. табл. 3.5), и их моменты инерции I_p даны на рис. 3.14.

Конечный размер частиц δ_k определим путем деления начального размера δ_n на найденную по уравнению (3.15) степень измельчения i (подробнее см. в примере 15).

Оптимальная величина зазоров α (рис. 3.15) между колосниками, также между колосниковой решеткой и молотками определяется соотношением $\alpha \geq 2 \delta_{k \max}$ и далее выбирается из следующего ряда величин (мм): 3; 5; 8; 13; 20; 32; 50.

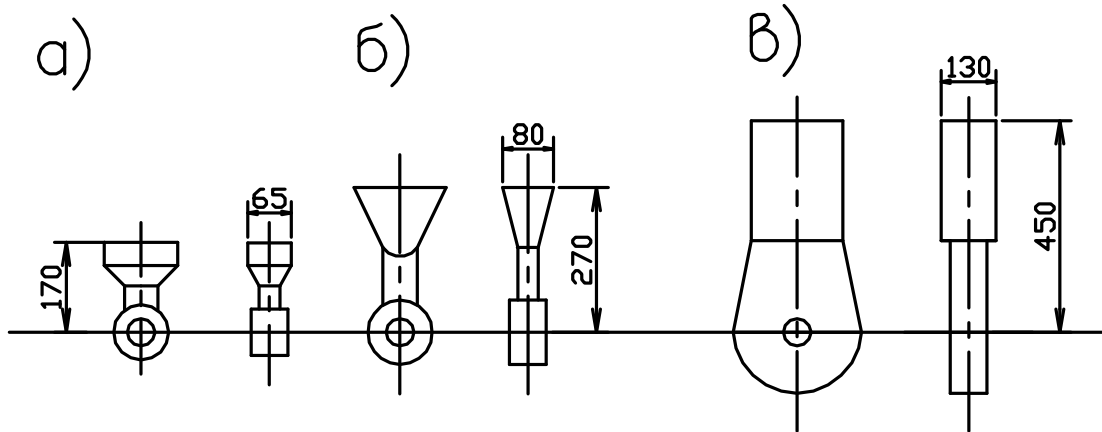


Рис.3.14. Типы молотков: а – тип 1 ($I = 0,076 \text{ кг}\cdot\text{м}$);
б – тип 2 ($I = 0,38 \text{ кг}\cdot\text{м}$); в – тип 3 ($I = 4,7 \text{ кг}\cdot\text{м}$)

Если $\alpha < 2 \delta_{k \max}$, то величина степени измельчения уже не подчиняется зависимости (3.15). При этом значительно возрастает износ молотков и колосниковой решетки.

Если рассчитанная величина α превышает 50 мм, то измельчение лучше проводить без колосниковой решетки.

Производительность молотковой дробилки определяется по эмпирическим зависимостям, однако последние носят настолько частный характер, что не могут быть использованы для широкого класса материалов. Поэтому при определении производительности следует ориентироваться на табл. 3.15, в которой приведены данные заводских испытаний машин. Причем, если применить к параметру α колосниковой решетки рассмотренные выше условия, то можно ориентироваться на максимальную производительность машины. Мощность двигателя дробилки, если пренебречь тормозящим действием колосниковой решетки, может быть найдена из предположения, что всей массе материала, входящего в дробилку, сообщается скорость, равная окружной скорости молотка, т.е.:

$$N_{\text{дв}} = G\omega^2 / (2\eta_d\eta_n), \quad (3.17)$$

где G – производительность, кг/с; η_d – КПД дробилки ($\eta_d = 0,5$); η_n – КПД механической передачи ($\eta_n = 0,9$).

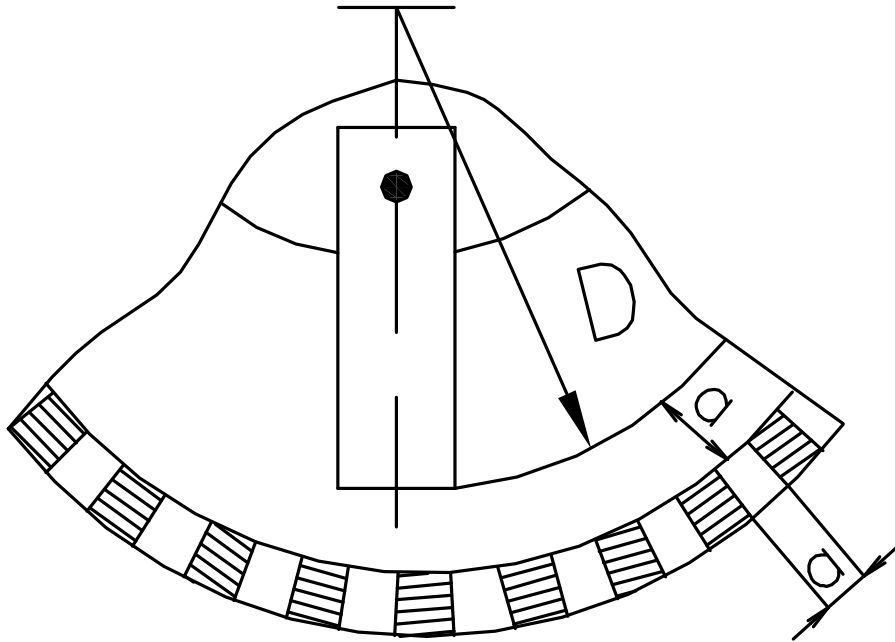


Рис. 3.15. Зазоры между колосниками и колосниковой решеткой и молотками.

Загрузка материала в дробилку осуществляется с определенной скоростью, обеспечивающей проникновение куса материала на определенную глубину $C = 0,6 \delta_{n \max}$ в зону дробления (см. рис.3.13). На практике это осуществляется путем сбрасывания материала с определенной высоты H (м), величину, которой можно рассчитать по уравнению:

$$H = 0,018(\delta_{n \max} \cdot n \cdot z_p)^2, \quad (3.18)$$

где z_p – число продольных рядов молотков на роторе; n – частота вращения ротора, c^{-1} .

3.2.4. Примеры решения задач

ПРИМЕР 14. Сделать предварительный подбор машины для первой стадии измельчения материала с начальным размером куска $\delta_{n \max} = 0,2$ м и пределом прочности при сжатии $\sigma_{сж} = 30$ МПа. На измельчение подается $G = 150$ т/ч материала.

РЕШЕНИЕ. Согласно табл. 3.1 четыре типа машин могут измельчать материал $\delta_{n \max} = 0,2$ м: это молотковые, конусные, валковые с зубчатыми валками и щековые дробилки. Учитывая низкую прочность материала ($\sigma_{сж} = 30$ МПа), будем ориентироваться на машины с более высокой степенью измельчения. Таковыми являются дробилки типов М и ДДЗ. Причем по величине i первая имеет явное преимущество из табл.3.5

выбираем молотковую дробилку М-13-16, производительность которой составляет 56 кг/с, или 201,6 т/ч.

Следовательно, дробилка М-13-16 удовлетворяет исходным данным.

ПРИМЕР 15. Подобрать машину для измельчения пористого известняка с начальным размером куска $\delta_n \text{ max} = 0,15$ м, пределом прочности при сжатии $\sigma_{сж} = 75 \cdot 10^6$ Па, модулем упругости $E = 3 \cdot 10^{10}$ Па, насыпной плотностью $\rho_n = 1200$ кг/м³, плотностью частиц $\rho_m = 2600$ кг/м³ и дисперсионной характеристикой R (δ_n) (см. рис.3.12, а). Производительность измельчения материала $G = 100$ т/ч = 28 кг/с.

РЕШЕНИЕ. По табл. 3.13 выбираем молотковую дробилку. Согласно табл.3.5 исходным данным удовлетворяет дробилка типа М-13-11.

Найдем кривую дисперсионного состава материала на выходе из дробилки. Для этого вычислим величины, входящие в уравнение (3.15):

- окружную скорость ротора по вершинам молотков:

$$\omega = \pi D n = 3,14 \cdot 1,3 \cdot 12,5 = 50 \text{ м/с};$$

- массу идеального молотка (3.14)

$$M = I_p / r^2 = 0,38 / 0,27^2 = 5,2 \text{ кг};$$

- массу куска $m = \rho_m \cdot \delta_n^3$;

число молотков, одновременно ударяющих по куску $z \approx \delta_n / 0,08$;

где 0,08 – ширина головки молотка (см. рис.3.14).

Конечный размер частиц определится из отношения: $\delta_k = \delta_n / i$.

Проведем расчет конечного размера частиц при трех значениях δ_n :

1. $150 \cdot 10^{-3}$ м; 2. $100 \cdot 10^{-3}$ м; 3. $50 \cdot 10^{-3}$ м.

В первом случае $\delta_n = 150 \cdot 10^{-3}$ м; $m = 0,15^3 \cdot 2600 = 8,8$ кг;

$z = 0,15 / 0,08 \approx 2$;

$$i = \frac{50^2 \cdot 2 \cdot 5,2 \cdot 2600 \cdot 3 \cdot 10^{10}}{3(75 \cdot 10^6)^2 (2 \cdot 5,2 + 8,8)} + 1 = 7,25;$$

$$\delta_k = 0,15 / 7,25 = 21 \cdot 10^{-3} \text{ м};$$

во втором – $\delta_n = 100 \cdot 10^{-3}$ м; $m = 0,1^3 \cdot 2600 = 2,6$ кг; $z = 0,1 / 0,08 \approx 1$;

$$\delta_k = 0,1 / 7,7 = 13 \cdot 10^{-3} \text{ м};$$

в третьем – $\delta_n = 50 \cdot 10^{-3}$ м; $m = 0,05^3 \cdot 2600 = 0,32$ кг;

$$z = 0,05/0,08 \approx 1;$$

$$i = \frac{50^2 \cdot 2 \cdot 5,2 \cdot 2600 \cdot 3 \cdot 10^{10}}{3(75 \cdot 10^6)^2(5,2 + 0,32)} + 1 = 12,5; \delta_k = 0,05/12,5 = 4 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Построение кривой дисперсионного состава материала на выходе из дробилки показано на рис.3.12.

При $\delta_{k \max} = 21$ мм величина α (см.рис.3.15) составит:

$$\alpha = 2\delta_{k \max} = 2 \cdot 21 = 42 \text{ мм.}$$

Окончательно примем $\alpha = 50$ мм.

Величину мощности найдем из уравнения (3.17):

$$N_{ог} = \frac{28 \cdot 50^2}{2} \cdot \frac{1}{0,5 \cdot 0,9} = 77800 \text{ Вт.}$$

Выбранная машина полностью удовлетворяет исходным данным и требуемым условиям измельчения.

Высоту сбрасывания материала в дробилку рассчитаем по уравнению (3.18):

$$H = 0,018(0,15 \cdot 12,5 \cdot 6)^2 = 2,3 \text{ м.}$$

3.2.5. Шаровые барабанные мельницы

Предварительный выбор мельницы из табл.3.6 сначала осуществляется по мощности шаровой загрузки, необходимой для измельчения:

$$N_{из} = G \cdot \mathcal{E}_{y\partial}, \quad (3.19)$$

где G – заданная производительность, кг/с; $\mathcal{E}_{y\partial}$ – удельная энергия измельчения данного материала, Дж/кг.

Величина $\mathcal{E}_{y\partial}$ задается в виде зависимости $\mathcal{E}_{y\partial} = f(F_{y\partial})$ (см.рис.3.2). Для нахождения $\mathcal{E}_{y\partial}$ из графика необходимо знать удельную площадь поверхности материала на выходе в мельницу $F_{y\partial,н}$ и на выходе из мельницы $F_{y\partial,к}$, если материал поступает в мельницу после измельчения в дробилках, то $F_{y\partial,н}$ принимают равным 0, $F_{y\partial,к}$ находится по уравнению (3.8):

$$F_{y\delta} = \frac{41,4}{\delta_{\text{кон}}} \lg(\delta_{\text{кон}} \cdot 10^6 / 5,47).$$

По величине $(1,3 \dots 1,5) \cdot N_{\text{шз}}$ подбирают мельницу с соответствующей мощностью электродвигателя. Уточненный расчет заключается в окончательном выборе мельницы, в определении массы мелющих тел и частоты вращения барабана. Масса мелющих тел определяется по уравнению:

$$m_{\text{ш}} = \varphi \pi R^2 L \rho_{\text{шш}}, \quad (3.20)$$

где φ - коэффициент заполнения барабана; R - внутренний радиус барабана; L - внутренняя длина барабана мельницы, м; $\rho_{\text{шш}}$ - насыпная плотность шаровой загрузки (для стальных шаров $\rho_{\text{шш}} = 4100 \text{ кг/м}^3$, для керамических $\rho_{\text{шш}} = 1250 \text{ кг/м}^3$).

Величину φ находят из рисунка 3.16 по частоте вращения барабана η , его внутреннему радиусу R и величине коэффициента мощности шаровой загрузки K_N , рассчитываемого по уравнению:

$$K_N = 60 \cdot N_{\text{шз}} / (\rho_{\text{шш}} \cdot R^{2,5} \cdot L \cdot g), \quad (3.21)$$

где $N_{\text{шз}}$ - мощность шаровой загрузки, Вт.

Диаметр шара определяется из условия равенства кинематической энергии шара и энергии, необходимой для разрушения частиц размера, т.е.:

$$d_{\text{ш}} = \sqrt[3]{\frac{18 \sigma_{\text{сж}}^2}{\rho_{\text{ш}} \cdot \pi \cdot E \cdot \omega_{\text{ш}}^2} \delta_{\text{н.мах}}}, \quad (3.22)$$

где $\rho_{\text{ш}}$ - плотность материала шара (для стали $\rho_{\text{ш}} = 7800 \text{ кг/м}^3$, для керамики $\rho_{\text{ш}} = 2440 \text{ кг/м}^3$); $\omega_{\text{ш}}$ - скорость падения шара, м/с.

Величина $\omega_{\text{ш}}$ находится из уравнения (3.23):

$$\omega_{\text{ш}} = 16g [R_{\text{н}}(2n) - R_{\text{н}}^3(2n)^5]^2, \quad (3.23)$$

где $R_{\text{н}}$ - наименьший радиус шаровой загрузки, м.

$R_{\text{н}}$ зависит от φ и n и находится из графика (рис.3.17). Окончательный диаметр $d_{\text{ш}}$ (мм) выбирается из ряда, утвержденного ГОСТом 7524-89: 15;20;25;30;40;50;60;70;80;90;100;110;125, по ближайшему максимальному размеру.

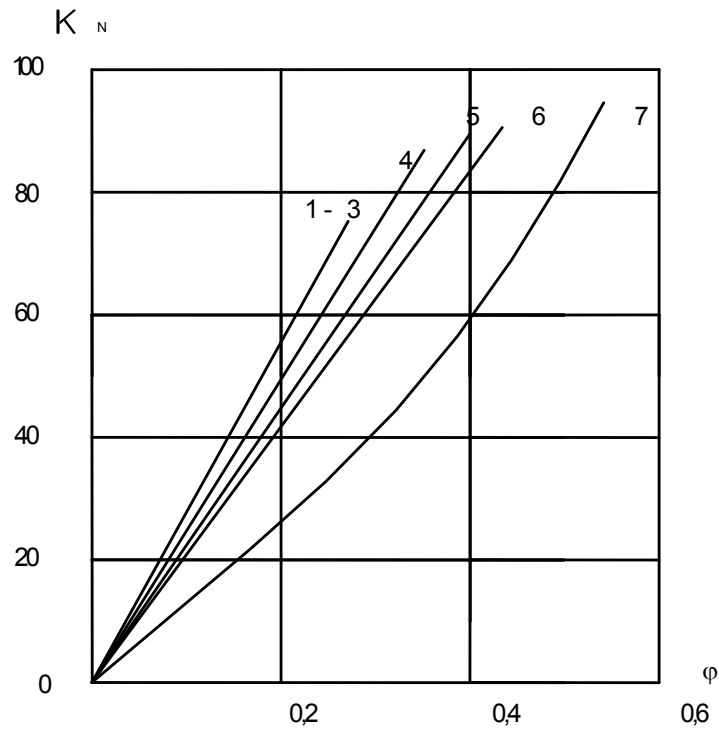


Рис. 3.16. Зависимость коэффициента мощности шаровой загрузки от коэффициента заполнения барабана при различных значениях $n\sqrt{2R}$:
 1-0, 42; 2-0, 45; 3-0, 47; 4-0, 50; 5-0, 53; 6-0, 57; 7-0, 62.

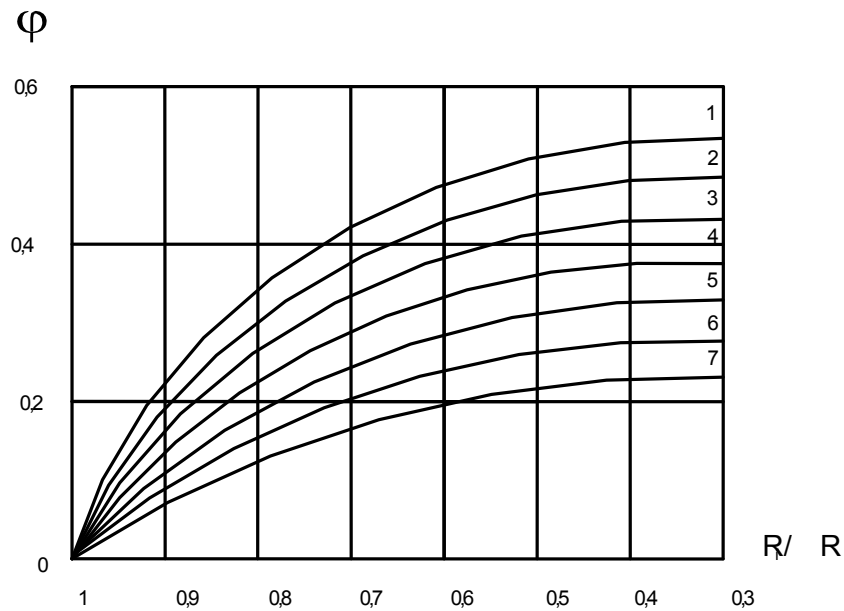


Рис. 3.17. Зависимость коэффициента заполнения от наименьшего радиуса шаровой при различных загрузки значениях $n\sqrt{2R}$:
 1-0, 42; 2-0, 45; 3-0, 47; 4-0, 50; 5-0, 53; 6-0, 57; 7-0, 62.

Основные параметры шаровых барабанных мельниц сухого (ГОСТ 6795-74) и мокрого (ГОСТ 10141-91* Е) помола

Помол	Тип мельницы	Размеры помольной камеры, мм		Частота вращения барабана n, c^{-1}	Масса загружаемых шаров $m_{ш}, T$	Мощность э/двигателя $N_{дв}, кВт$
		D	L			
1	2	3	4	5	6	7
Сухой	ШБМ – 207/265	2070	2650	0,38	10	105
	ШБМ – 220/330	2200	3300	0,36	14	150
	ШБМ – 250/390	2500	3900	0,33	25	265
	ШБМ – 287/410	2870	4100	0,31	30	650
	ШБМ – 287/470	2870	4700	0,31	35	410
	ШБМ – 320/510	3200	5100	0,30	-	-
	ШБМ – 320/570	3200	5700	0,30	54	700
	ШБМ – 340/650	3400	6500	0,28	-	-
	ШБМ – 370/850	3700	8500	0,29	100	1400
Мокрый	МШР – 900х900	830	830	0,56...0,66	1,0	15
	МШР – 1200х1200	1100	1100	0,50...0,58	2,2	30
	МШР – 1400х1600	1500	1500	0,43...0,52	4,8	55
	МШР – 2100х1500	2000	1400	0,36...0,43	10,0	132
	МШР – 2100х2200	2000	2100	0,36...0,43	15,0	160
	МШР – 2100х3000	2000	3900	0,36...0,43	20,0	200
	МШР – 2700х2700	2580	2580	0,32...0,38	31,0	315
	МШР – 2700х3600	2580	3480	0,32...0,38	42,0	400
	МШР – 3200х3100	3080	2980	0,30...0,35	52,0	630
	МШР – 3600х4000	3480	3880	0,28...0,33	82,0	1000
	МШР – 3600х5000	3480	4880	0,28...0,33	100	1250
	МШР – 4000х5000	3860	4860	0,26...0,32	120,0	2000
	МШР – 4500х5000	4360	4860	0,25...0,30	150,0	2500

Расчет мощности двигателя шаровой мельницы хотя и не имеет принципиального значения, однако позволяет оценить величину ее запаса и дать рекомендации для уменьшения мощности электродвигателя. Мощность величины рассчитывается по уравнению:

$$N_{дв} = K_N \cdot \rho_{нз} R^{2,5} L \cdot g / (60 \cdot \eta_n), \quad (3.24)$$

где $\rho_{нз}$ – насыпная плотность загрузки (шаров и материала), кг/м³; η_n – КПД механической передачи ($\eta_n = 0,9$).

Для определения используется уравнение:

$$\rho_{нз} = \rho_{нш} + 1,15 \left(1 - \frac{\rho_{нш}}{\rho_{ш}}\right) \rho_{н}, \quad (3.25)$$

где $\rho_{н}$ - насыпная плотность материала, кг/м³.

В этом уравнении коэффициент 1,15 означает, что измельчаемый материал занимает 15 % объема пустот между шарами.

3.2.6. Примеры задач

ПРИМЕР 16. Подобрать машину для измельчения известняка высокой плотности с начальным размером частиц $\delta_{н \max} = 6 \cdot 10^{-3}$ м, пределом прочности при сжатии $\sigma_{сж} = 200 \cdot 10^6$ Па, модулем упругости $E = 5 \cdot 10^{10}$ Па, насыпной плотностью $\rho_{н} = 1800$ кг/м³. Материал подается на измельчение с производительностью $G = 30$ т/ч и далее используется для производства цемента мокрым способом. Конечный размер частиц должен быть меньше $0,15 \cdot 10^{-3}$ м.

РЕШЕНИЕ. Согласно исходным данным, выбираем шаровую барабанную мельницу мокрого помола. Для определения типа мельниц высчитываем мощность шаровой загрузки по уравнению (3.19), предварительно вычислив входящие в него величины.

Величину $\mathcal{E}_{y\delta}$ найдем из графика (см.рис.3.21). Для этого определим из уравнения (3.8) величину $F_{y\delta,к}$:

$$F_{y\delta,к} = \frac{41,4}{150 \cdot 10^{-6}} \lg \left(\frac{150 \cdot 10^{-6} \cdot 10^6}{5,47} \right) = 0,39 \cdot 10^6 \text{ м}^2/\text{м}^3.$$

Тогда, приняв $F_{y\delta,н} = 0$, получим $\mathcal{E}_{y\delta} = 33 \cdot 10^6$ Дж/кг.

После подстановки G и $\mathcal{E}_{y\delta}$ в уравнении (3.19) получим:

$$N_{уз} = 30 \frac{1000}{3600} 33 \cdot 10^3 = 275 \cdot 10^3 \text{ Вт.}$$

По величине мощности $(1,3..1,5) \cdot N_{уз} = 360...412$ кВт из табл.3.6 выбираем шаровую мельницу мокрого помола МШР-2700х3600. Проведем уточняющий расчет. Для этого по уравнению (3.21) определим коэффициент K_N :

$$K_N = 60 \cdot 275 \cdot 10^3 / (4100 \cdot 1,29^{2,5} \cdot 3,48 \cdot 9,81) = 62,5,$$

и комплекс $n\sqrt{2R}$, приняв $n = 0,38 \text{ с}^{-1}$ (см.табл.3.6):

$$n\sqrt{2R} = 0,38\sqrt{2,58} = 0,61.$$

Тогда по рис.3.16 найдем коэффициент заполнения барабана $\varphi = 0,4$.
Массу загружаемых шаров определим по уравнению (3.20).

$$m_{ш} = 0,4 \cdot 3,14 \cdot 1,29^2 \cdot 3,48 \cdot 4100 = 29822 \text{ кг.}$$

Расчетная величина $m_{ш}$ не превышает величины, указанной в табл.3.6. Для определения диаметра шара вычислим сначала скорость его падения. Из рис.3.17 при $\varphi = 0,4$ и $n\sqrt{2R} = 0,62$ получим:

$$R_{ш} = 0,7 \cdot 1,29 = 0,9 \text{ м.}$$

Тогда по уравнению (3.23):

$$\omega_{ш}^2 = 16 \cdot 9,8 [0,9(2 \cdot 0,38) - 0,9^3(2 \cdot 0,38)^5]^2 = 21,5 \text{ м}^2/\text{с}^2.$$

Следовательно, диаметр шара по уравнению (3.22) составит:

$$d_{ш} = \sqrt[3]{\frac{18(200 \cdot 10^6)^2}{7800 \cdot 3,14 \cdot 5 \cdot 10^{10} \cdot 21,5}} \cdot 6 \cdot 10^{-3} = 18,08 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Окончательно выбираем шар с $d_{ш} = 20 \text{ мм}$.

Мощность двигателя мельницы найдем из уравнения (3.24),
подставив в него соответствующую величину.

Из уравнения (3.25):

$$\rho_{нз} = 4100 + 1,15 \left(1 - \frac{4100}{7800}\right) 1800 = 5081 \text{ кг/м}^3.$$

Тогда:

$$N_{об} = 62,5 \cdot 5081 \cdot 1,29^{2,5} \cdot 3,48 \cdot 9,8 / (0,9 \cdot 60) = 379066 \text{ Вт,}$$

что не превышает величины, указанной в табл.3.6.

Глава 4

ТРЕБОВАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ И ОФОРМЛЕНИЮ КУРСОВОЙ РАБОТЫ

4.1. Общие положения

Курсовая работа имеет своей целью:

- закрепление у студентов знаний, полученных при изучении теоретической части курса;
- углубленное изучение процесса измельчения твердых материалов;
- ознакомление с нормативно-инструктивной документацией, периодической и другой литературой;
- приобщение студента к самостоятельной работе.

Самостоятельно работая над курсовой работой, студент устанавливает взаимозависимости отдельных операций в общем технологическом процессе производства, приобретает навыки в компоновке отдельных узлов и производственных участков в целом, усваивает принципы расчета производительности и подбора основного технологического оборудования, а также знакомится с элементами технико-экономического анализа, учится излагать литературным языком принятые в работе решения.

При разработке курсовой работы студент, как правило, не может ограничиваться только сведениями, излагаемыми в учебниках, на лекциях и практических занятиях. Ряд вопросов вызывает необходимость более широкого изучения технической литературы, проектных материалов. Это расширяет кругозор будущего специалиста.

Особое значение курсовое проектирование имеет для развития у студентов ответственности за принимаемые ими технические решения.

Студент – автор работы, он несет полную ответственность за все проектные решения и расчеты. Преподаватель осуществляет методическое руководство по выбору оптимальных технико-экономических решений, а не предполагает готовые варианты.

При обосновании всех проектных решений необходимо достигать улучшения качества, снижения стоимости производства и повышения степени его индустриальности.

В проекте должны использоваться новейшие технологические способы и наиболее производительные и современные механизмы.

Данные методические указания составлены на основе опыта проведения курсового проектирования по специальности 290600. При написании использованы методические указания [20].

4.2. Задание на курсовую работу

Темой курсовой работы является проектирование дробильно-помольного узла измельчения твердого материала для производства цемента.

В задании указывается производительность узла, вид выпускаемой продукции, основного сырья и другие условия, влияющие на выбор технологической схемы.

Задание на выполнение курсовой работы студент получает от преподавателя. В процессе консультации студент согласовывает с преподавателем основные положения работы над курсовой работой:

- исходные данные для разработки курсовой работы и особенно технологической части;
- основную техническую идею работы;
- содержание отдельных разделов работы и последовательность их разработки;
- выбор различных коэффициентов и основных технологических параметров;
- формы таблиц и сводных расчетов;
- основную литературу, справочники и каталоги оборудования для выполнения курсовой работы;
- график обязательных консультаций.

4.3. Состав и объем курсовой работы

В курсовой работе должны быть отражены все вопросы технологии, связанные с эксплуатацией проектируемого узла. Работа должна быть комплексной и содержать следующие разделы:

1. Вводная часть.
2. Технологическая часть:
 - а) предварительный выбор оборудования;
 - б) расчеты оборудования;
 - в) окончательный выбор оборудования;
 - г) выбор сопутствующего и вспомогательного оборудования;
 - д) контроль процесса и качества продукции.
3. Охрана окружающей среды.
4. Техника безопасности и охрана труда.
5. Техничко-экономическая часть.

Главным разделом курсовой работы является технологическая часть, которая разрабатывается в виде чертежей и расчетно-пояснительной записки. При этом объем записки должен быть по возможности минимальным (до 25... 30 страниц), однако каждый процесс, относящийся к данному цеху, должен в работе рассматриваться.

4.4. Содержание расчетно-пояснительной записки

1. Вводная часть (5...7 страниц):

- краткие сведения о задании проектирования;
- краткий литературный обзор (теории процесса измельчения, основные достижения отечественной и зарубежной техники в этой области, роль ученых и специалистов в этой области) [1...12];
- основные, т.е. исходные положения для проектирования и нормы, положенные в основу проекта.

2. Технологическая часть (20...25 страниц) содержит следующие разделы:

- выбор оборудования в зависимости от способа производства и свойств сырья на 1 стадии дробления [13...16, 19];
- расчеты оборудования (степень измельчения, основные параметры дробилок, расчет мощности дробления, мощность электродвигателя привода дробилки);
- выбор оборудования более тонкого измельчения – II стадии [17, 18];
- расчет оборудования (мощность шаровой загрузки, масса мелющих тел, диаметр шаров, мощность двигателя мельницы);
- обоснование схемы технологического процесса (возможность других вариантов; выбранная схема технологического процесса должна быть представлена графически и подробно описана в текстовой части в пояснительной записке на отдельном листе, где оборудование указывается словами, помещенными в рамки, а направление движения сырья и полуфабрикатов – стрелками) [1, 2, 6, 9, 10, 12];
- описание технологического процесса (назначение каждой операции, вопросы контроля и автоматики, описание устройства и принципа работы оборудования [1, 3...12].

3. Охрана окружающей среды (указать источники выбрасываемых в атмосферу вредных веществ и проектные решения по усовершенствованию технологических процессов, обеспечивающих снижение вредных выбросов; предусмотреть мероприятия по аспирации, обеспыливанию и газоочистке с выбором наиболее эффективного и современного пылеулавливающего оборудования) [5, 7, 9, 10, 12].

4. Охрана труда (учесть создание надлежащих санитарно-гигиенических и безопасных условий труда в цехе; предусмотреть мероприятия, предупреждающие производственный травматизм и обеспечивающие безопасное обслуживание и ремонт оборудования, освещенность рабочих мест и т.д.) [2 ...4,6].

5. Техничко-экономическая часть является заключительным этапом курсовой работы. Сведения и расчеты должны выявлять технико-экономическую эффективность проектных решений.

Проектировать эту часть в виде обоснования правильности выбранного оборудования с точки зрения экономической эффективности. Предоставить в таблице данные оборудования по I и II стадиям измельчения.

Перечень использованной литературы. В конце пояснительной записки должен быть приведен список использованной литературы. Для книг указываются фамилия и инициалы автора, полное название книги; место издания, издательство, количество страниц. Включаются в список литературы справочники, учебники, монографии, проекты и другое с точным указанием всех необходимых сведений.

4.5. Оформление расчетно-пояснительной записки

Расчетно-пояснительную записку оформлять от руки на листах формата А4 (размер 297×210), на левой стороне листа оставляют поле шириной 20...30 мм для брошюровки, справа – шириной 1 см, сверху и снизу по 25 мм. Записка должна быть сброшюрована.

Расчетно-пояснительная записка включает титульный лист (приложение), оглавление, задание на работу, введение, разделы, подразделы, пункты, список использованной литературы, приложения. Разделы, подразделы и пункты должны иметь собственные порядковые номера, обозначенные арабскими цифрами с точками в пределах всей пояснительной записки, например пункт 3.3.4. Сырье и полуфабрикаты.

Страницы записки должны быть пронумерованы, а таблицы и рисунки, кроме нумерации, должны иметь названия.

Расчетно-пояснительная записка должна быть изложена литературным языком со сжатыми и ясными формулировками без излишних подробностей и повторений. В записке допускаются только общепринятые сокращения: т.е., т.д. и т.п.

При изучении текстовой части рекомендуется в соответствующих местах записки делать ссылки на использованную литературу и на чертежи проекта.

4.6. Последовательность разработки курсовой работы

Рекомендуется придерживаться следующей последовательности работы студента над курсовой работой:

1. Ознакомление студента с заданием, настоящими методическими указаниями и принципиальными основами проектирования дробильно-помольных цехов для производства цемента, а также с особенностями разработки данной курсовой работы (на консультации с преподавателем).

2. Изучение литературы и дополнительных материалов по указаниям преподавателя.

3. Выбор способа производства и его обоснование.
4. Выбор и обоснование оборудования I стадии дробления.
5. Проведение расчетов и подтверждение правильности выбора оборудования.
6. Выбор оборудования II стадии – помола.
7. Расчет и подтверждение правильности выбора оборудования.
8. Выбор и обоснование схемы технологического производства – помола твердых материалов.
9. Составление схемы компоновки оборудования в цехе.
10. Описание схемы технологического процесса измельчения материалов.
11. Разработка рекомендаций по контролю технологического процесса и качества готовой продукции.
12. Разработка рекомендаций по охране окружающей среды.
13. Составление основных положений по охране труда.
14. Определение технико-экономических показателей цеха и составление выводов о степени рациональности принятых решений.
15. Составление вводной части расчетно-пояснительной записки.

Приложения

Приложение 1

Основные физические свойства строительных материалов

Материал или изделие	Ист. плотность, г/см ³	Средняя плотность, г/см ³	Теплопроводность, Вт/(м • °С)
Бетон :			
особо тяжелый	2,8	2,6	1,3-1,6
тяжёлый	2,6	2,2-2,6	0,9-1,3
облегчённый	2,6	1,8-2,2	0,6-1,0
лёгкий	2,6	0,5-1,8	0,2-0,4
особо лёгкий	2,6	0,5	0,16-0,4
Гипс и гипсовые изделия	2,7	0,7-1,3	0,2-0,38
Железобетон:			
тяжёлый	-	2,4-2,5	0,95-1,4
лёгкий	-	1,3-1,9	0,4-0,7
Известняки:			
тяжёлый	2,6	1,6-2,1	0,45-0,86
ракушечники	2,7	1,1-1,6	0,25-0,5
Кирпич			
обыкновенный	2,7	1,6-1,9	0,4-0,58
пустотелый	2,7	1,3-1,45	0,34-0,38
пористый	2,7	0,7-1,4	0,14-0,32
Кирпич:			
силикатный	2,6	1,8-2,0	0,57-0,8
шлаковый	2,6	1,2-1,5	0,28-0,36
трепельный	2,7	0,5-0,7	0,1-0,15
Минеральная Минераловатные маты	2,8	0,1-0,15	0,06-0,08
Опилки	2,8	0,1-0,2	0,04-0,05
Пакля	1,6	0,2-0,3	0,04-0,06
Пенобетон и газобетон	-	0,15	0,035
Пеносиликат	2,8	0,4-1,0	0,1-0,3
Пеностекло	2,8	0,4-1,0	0,11-0,25
Перлит	2,6	0,3-0,5	0,09-0,12
Песчаник	-	0,1-0,25	0,045-0,06
Песок речной	2,6	1,8-2,4	0,7-1,4
Растворы:			
известковые	2,6	1,5-1,7	0,4-0,5
известково-цементные	2,8	1,5-1,6	0,5-0,55
цементные	2,8	1,6-1,7	0,55-0,6
цементные	2,7	1,7-1,8	0,3-0,4
Стекло	2,6	2,5	0,65
Стекловолоконная вата	2,7	0,1-0,2	0,035-0,04
Туфы	2,8	0,6-1,4	0,18-0,3
Фибролит:			
магнезиальный	-	0,25-0,55	0,08-0,15
цементный	-	0,3-0,6	-
Шлак:			
гранулированный	3,3	0,5-0,9	0,1-0,15
Топливный	2,7	0,8-1,2	0,18-0,32
Шлакобетон	2,6	1,4-1,8	0,4-0,6

Приложение 2

**Атомные массы элементов, входящих в состав
строительных материалов**

Алюминий	26,97
Водород	1,00
Железо	55,84
Калий	39,1
Кальций	40,07
Кислород	16,00
Кремний	28,05
Магний	24,32
Марганец	54,93
Медь	63,57
Натрий	23,00
Сера	32,06
Углерод	12,00
Фосфор	31,02
Фтор	19,00
Хлор	35,46
Цинк	65,3

Подвижность (удобоукладываемость) бетона для строительных конструкций и изделий

Вид конструкций и методы их изготовления	Подвижность (осадка конуса), см	Удобоукладываемость (показатель жесткости), с
Монолитные конструкции	0	50-60
Подготовка под фундаменты		
Массивные неармированные конструкции (подпорные стенки, блоки массивов, фундаменты, полы, покрытия дорог)	0-2	25-35
Массивные армированные конструкции	2-4	15-25
Плиты, балки, колонны	2-4	15-25
Тонкостенные конструкции, сильнонасыщенные арматурой (тонкие стенки, бункера, силосы, тонкие колонны, с содержанием арматуры более 1%)	5-8	10-15
Бетонные и железобетонные изделия (кольца канализационные, трубы, блоки щелевые и др. элементы высотой 1,2 м, формуемые с немедленной распалубкой)	0	80-100
Стеновые панели, пустотелые элементы перекрытий с овальными пустотами, формуемые в горизонтальном положении с виброгрузом	0	60-80
Железобетонные элементы: колонны, ригели, прогоны, балки, плиты, бордюрные камни, фундаментные башмаки формуемые на виброплощадке без пригруза: ребристые панели; формуемые на столе вибропрокатом	0	50-60
Плоские или ребристые плиты покрытий, стеновые блоки и др., формуемые на одночастотных виброплощадках		
Тонкостенные (непустотные) конструкции, сильнонасыщенные арматурой, формуемые на виброплощадках		
Конструкции, особо насыщенные арматурой с содержанием арматуры более 1%	2-4 2-6 4-8	15-25 15-20 10-15

Приложение 4

**Водосодержание бетонной смеси в зависимости
от её подвижности (удобоукладываемости) и
характеристики исходных компонентов**

Характеристика бетонной смеси		Крупность гравия, мм			Примечание
Осадка конуса, см	Удобоукладываемость, с	10	20	40	
Водосодержание					
0	150-200	145	130	120	Водосодержание смеси увеличивается при применении : а) пуццоланового портландцемента на 15-20 л/м ³ ; б) щебня и мелкого песка - по 10 л/м ³ ; в) гравия или щебня с водопоглощением более 1 % по расчёту.
0	90-120	150	135	125	
0	60-80	160	145	130	
0	30-50	165	150	135	
0	15-30	175	160	145	
1	15-30	185	170	155	
2	15-30	190	175	160	
3	15-30	195	180	165	
5	15-30	200	185	170	
7	15-30	205	190	175	
8	15-30	210	195	180	
10	15-30	215	200	185	

Приложение 5

Ориентировочные расходы цемента

Вид заполнителя	Прочность заполните- ля, кгс/см ²	Марка бетона				
		50	75	100	150	200
Крупнопорис- тые пемзы	до 50	210	280	370	-	-
		230	300	400		
Крупнопорис- тые туфы	50 100	180	230	300	400	-
		200	250	330	440	
Вулканичес- кие шлаки	100 150	180	200	230	300	360
		200	230	260	330	390
Мелкопорис- тые туфы	150 и более	110	140	170	260	310
		120	160	200	290	340

Примечание: вычислите расходы цемента для жестких смесей, в знаменателе - для пластичных.

Ориентировочные расходы заполнителей на 1 и 3 бетона

Вид бетона	Средняя плотность		Суммар- ный расход заполни- теля, м ³	Круп- ность щебня, мм	Доля песка в смеси, г
	песка	щебня			
Теплоизоляционные	600-800	350-600	1,5-1,6	20 40	0,35 0,25
Конструктивно- теплоизоляционные	800-1000	600-800	1,45-1,55	10 20	0,6 0,745
Конструктивные	1000- 1300	800- 1200	1,4-1,5	10 20 40	0,65 0,5 0,35

Международная система единиц (СИ)

Величина	Единица измерения	Обозначение	Соотношение между единицами СИ и единицами других систем
Длина	Метр	м	$1 \text{ м} = 10^2 \text{ см} = 10^3 \text{ мм}$
Масса	Килограмм	кг	$1 \text{ кг} = 10^3 \text{ г} = 0,102 \text{ т. е. м}$
Время	Секунда	с	$1 \text{ с} = 2,78 \cdot 10^4$
Сила электрического тока	Ампер	А	
Сила света	Свеча	св	
Термодинамическая температура	Градус Кельвина	°К	$1^\circ \text{К} = t^\circ \text{С} + 273,15$
Площадь	Квадратный метр	м ²	$1 \text{ м}^2 = 10^4 \text{ см}^2 = 1(\Gamma^4 \text{га}$
Объем	Кубический метр	м ³	$1 \text{ м}^3 = 10^3 / 1,000028$
Средняя плотность	Килограмм на кубический метр	кг/м ³	$1 \text{ кг/м}^3 = 10^{10} \text{ г/см}^3 = 10^{13} \text{ т/м}^3$
Скорость	Метр в секунду	м/с	$1 \text{ м/с} = 3,6 \text{ км/ч}$
Сила (вес)	Ньютон	н	$1 \text{ Н} = 10^5 \text{ дин} = 0,102 \text{ кгГ}; 9,81 \text{ Н} = 1 \text{ кгГ}$
Давление (механическое напряжение)	Ньютон на квадратный метр	Н/м ²	$1 \text{ Н/м}^2 = 0,102 \text{ кгГ/м}^2 = 1,02 \cdot 10^{-5} \text{ ат} = 1,02 \cdot 10^{-5} \text{ кгГ/см}^2$ $1 \text{ Н/м}^2 = 1,02 \cdot 10^{-7} \text{ кгГ/мм}^2$
Динамическая вязкость	Ньютон-секунда на квадратный метр	$\text{Н} \cdot \text{с/м}^2 =$ $= \text{кгмс/с}^2 \text{м}^2$ $= \text{кг/см}$	
Кинематическая вязкость	Квадратный метр на секунду	м ² /с	$1 \text{ м}^2/\text{с} = 10^4 \text{ стокс}$
Работа, энергия	Джоуль	Дж	$1 \text{ Дж} = 10^7 \text{ эрг} = 0,102 \text{ кгГм}$ $1 \text{ Дж} = 0,239 \text{ ккал}$ $1 \text{ ккал} = 4,19 \cdot 10^3 \text{ Дж}$
Мощность	Ватт	Вт	$1 \text{ Вт} = 0,102 \text{ кг} \cdot \text{м/с}$ $1 \text{ л. с.} = 736 \text{ Вт}$
Теплоёмкость	Джоуль на градус	Дж/град	$1 \text{ Дж/град} = 0,000238 \text{ ккал/град}$ $1 \text{ ккал/град} = 4187 \text{ Дж/град}$
Удельная теплоёмкость	Джоуль на килограмм градус	Дж/кг·град	$1 \text{ Дж/кг} \cdot \text{град} = 0,000238 \text{ ккал/кг} \cdot \text{град}$ $1 \text{ ккал/кг} \cdot \text{град} = 4187 \text{ Дж/кг} \cdot \text{град}$

Теплопроводность	Ватт на метр градус	Вт/м·град	1 ккал/м·град= = 1,163 Вт/м·град
Коэффициент теплопередачи, теплоотдачи, теплообмена	Ватт на квадратный метр градус	Вт/м ² ·град	1 ккал/м ² ·град= = 1,163 Вт/м ² ·град

Приложение 7

Классификация песков по крупности

Группа песка	Модуль крупности	Полный остаток на сите с отверстием 0,63 мм, %
Крупнозернистый	3,5-2,4	От 50 до 75
Среднезернистый	2,5-1,9	От 35 до 50
Мелкозернистый	2,0-1,5	От 20 до 35
Очень мелкозернистый	1,6-1,2	От 7 до 20
Тонкозернистый	Меньше 1,2	Меньше 7

Приложение 8

Морозостойкость строительных материалов

Марка морозостойкости, М _{рз}	Замораживание		Испытания в растворе сернокислого натрия	
	число циклов	потеря массы после испытания (%), не более	число циклов	потеря массы после испытания (%), не более
15	15	10	3	10
25	25	10	5	10
50	50	5	10	10
100	100	5	10	5
150	150	5	15	5
200	200	5	15	5

Приложение 9

Свойства вязких дорожных битумов

Наименование показателей	Нормы по маркам				
	БНД- 200/300	БНД- 130/200	БНД- 90/130	БНД- 60/90	БНД- 40/60
Глубина проникания иглы: при 0°С (100 г, 5 с), 0,1 мм	201-300	131-200	91-130	61-90	40-60
при 0°С (200 г, 60 с), 0,1 мм, не менее	45	35	28	20	13
Растяжимость при 25°С (см), не менее	Не нор- мирует- ся	65	60	50	40
Температура хрупкости (°С), не выше	-20	-18	-17	-15	-10
Глубина проникновения иглы в остаток после прог- рева в течение 5 ч при 160°С (% от первоначальной величины), не менее	Не нор- мирует- ся	60	70	80	80
Содержание водорастворимых соединений (%), не более	0,2	0,2	0,3	0,3	0,3
Температура вспышки (°С), не ниже	180	200	200	200	200